



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 trituración-molienda, mediante la
reducción de la malla granulométrica en la planta de beneficio “Playitas”,
Sector El Salado, Cantón Portovelo, Provincia de El Oro.**

**Trabajo de Integración
Curricular, previo a la obtención
del título de Ingeniero en Minas.**

AUTOR

Pablo David Armijos Camacho

DIRECTOR

Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrío, Ph.D.

Loja- Ecuador

2024

Certificación

Loja, 3 de diciembre del 2024.

Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrío, Ph.D.

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 trituración-molienda, mediante la reducción de la malla granulométrica en la planta de beneficio “Playitas”, Sector El Salado, Cantón Portovelo, Provincia de El Oro**, previo a la obtención del título de **Ingeniero en Minas**, de la autoría del estudiante **Pablo David Armijos Camacho**, con cédula de identidad Nro. **1105330672**, 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, Ph.D.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

Autoría

Yo, **Pablo David Armijos Camacho**, declaro ser autor 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: 1105330672

Fecha: 3 de diciembre del 2024

Correo electrónico: pablo.d.armijos@unl.edu.ec

Teléfono: +593 959187426

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

Yo, **Pablo David Armijos Camacho**, declaro ser autor del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Optimización del proceso de trituración-molienda, mediante la reducción de la malla granulométrica en la Planta de Beneficio “Playitas”, sector El Salado, Cantón Portovelo, Provincia de El Oro**, como requisito para optar por el título de **Ingeniero 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 informáticas 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, suscribo, en la ciudad de Loja, a los tres días del mes de diciembre del dos mil veinticuatro.

Firma:



Cédula de identidad: 1105330672

Dirección: Loja, Av. Chuquiribamba y Pedro de Leiva (Cdla Colinas del Norte).

Correo electrónico: pablo.d.armijos@unl.edu.ec

Teléfono: +593 959187426

DATOS COMPLEMENTARIOS:

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

Dedicatoria

Dedicado a mis padres Mariana y Livio, este trabajo es el resultado de meses de esfuerzo y dedicación, y no podría haberlo logrado sin su apoyo incondicional. Su amor, paciencia y sacrificio han sido mi mayor inspiración y fortaleza a lo largo de este viaje académico. Agradezco profundamente todo lo que han hecho por mí y les dedico este trabajo con todo mi cariño.

A mi abuelita materna Mariana de Jesús y a mis abuelitos paternos Etelvina y Segundo, quienes, con su sabiduría y amor han sido mi eterna motivación.

A mis hermanos Jackson y Karla, su apoyo y compañerismo han sido una fuente constante de inspiración. Este trabajo es tanto suyo como mío. Gracias por estar siempre a mi lado. De igual manera a mi querida sobrina Dulce María, quien ha traído alegría inmensa a nuestras vidas.

A mi pareja Laura, quien ha sido mi soporte a lo largo de este proceso y ha hecho que cada uno de mis días sea más especial.

Pablo Armijos

Agradecimiento

Primeramente, expreso mi más sincero agradecimiento a Dios, por darme fortaleza y la guía necesaria para alcanzar este logro.

Agradezco profundamente a mis padres por haber depositado su confianza en mí. Sus sacrificios me han permitido llegar hasta aquí, este trabajo es un reflejo de todo lo que me han brindado a lo largo de los años,

A mis hermanos por su apoyo y comprensión durante todo este proceso. Fueron, son y siempre serán mi ejemplo a seguir.

A mi director del Trabajo de Integración Curricular Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrío, Ph.D., por su orientación experta y su compromiso en cada etapa del proyecto. Su paciencia y conocimientos han sido esenciales para el desarrollo y éxito de este trabajo.

A la planta docente por su dedicación y por brindarme las herramientas y conocimientos necesarios para llevar a cabo esta investigación. De la misma manera a la Universidad Nacional de Loja por haberme dado la oportunidad de formar parte de esta institución.

Mi gratitud hacia el Ing. Roque Maldonado, quien me abrió las puertas de la Planta de Beneficio “Playitas” y me ayudo con todos mis requerimientos por más mínimos que hayan sido, de igual manera al Sr. Darwin, quien me acompañó en mi estadía en la planta y me guió con su experticia en todo el proceso de tratamiento de minerales que desarrollan.

Agradezco a mi pareja por ser mi apoyo constante y por compartir esta experiencia conmigo. Este logro también es un reflejo de nuestra colaboración y esfuerzo en conjunto.

Finalmente, a mi mejor amiga Karen, sus palabras de aliento y su capacidad para escucharme en los momentos más difíciles, han sido invaluable.

Pablo Armijos

Índice de Contenidos

Portada	i
Certificación	ii
Autoría	iii
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de Contenidos	vii
Índice de tablas	x
Índice de figuras.....	xi
Índice de anexos.....	xiv
1. Título	1
2. Resumen	2
Abstract.....	4
3. Introducción	6
4. Marco Teórico	8
4.1. Propiedades Físico-Mecánicas de las Rocas	8
4.2. Caracterización Mineralógica	8
4.2.1. Propiedades Físicas de los Minerales	8
4.2.2. Técnicas para el Análisis Mineralógico	9
4.3. Conminución	10
4.3.1. Concentración de Minerales	10
4.4. Trituración.....	11
4.4.1. Etapas de Trituración	11
4.4.2. Trituradora de Mandíbulas.....	12
4.4.3. Trituradora de Conos	13
4.4.4. Consumo Energético en Circuitos de Trituración (Energía de Bond)	14
4.4.5. Variables Tecnológicas de una Trituradora de Mandíbulas	14
4.5. Molienda.....	15
4.5.1. Tipos de Molienda	15
4.5.2. Circuitos de Molienda.....	16
4.5.3. Carga Circulante	16
4.5.4. Molino a Bolas.....	16
4.6. Variables Tecnológicos de Molienda.....	17
4.6.1. Velocidad Crítica.....	17

4.6.2.	Grado de Llenado.....	17
4.6.3.	Tamaño del Medio Moedor.....	18
4.6.4.	Consumo Energético.....	18
4.7.	Optimización del Proceso de Trituración- Molienda	18
4.8.	Distribución Granulométrica de Gates-Gaudin-Schuhmann.....	19
4.9.	Flotación.....	19
4.9.1.	Reactivos de Flotación.....	20
4.10.	Ensayos de Flotación.....	21
4.11.	Balance de Material, Balance Metalúrgico e Índices Metalúrgicos	22
5.	Metodología	24
5.1.	Ubicación y Acceso del Área de Estudio	24
5.1.1.	Ubicación	24
5.1.2.	Acceso.....	25
5.2.	Materiales.....	26
5.3.	Procedimiento de Trabajo.....	27
5.4.	Metodología del Primer Objetivo.....	27
5.4.1.	Muestreo de Cancha.....	27
5.4.2.	Mineralogía.....	29
5.4.3.	Determinación de las Propiedades Físico-Mecánicas.....	30
5.5.	Metodología para el Segundo Objetivo.....	33
5.5.1.	Determinación de las Variables Tecnológicas.....	33
5.5.2.	Diagrama del Circuito de Conminución Actual.....	37
5.6.	Metodología del Tercer Objetivo	37
5.6.1.	Proceso de Trituración	37
5.6.2.	Proceso de Molienda.....	40
5.6.3.	Análisis Granulométrico	40
5.6.4.	Ensayos de Flotación	43
5.6.5.	Evaluación Económica.....	45
6.	Resultados.....	46
6.1.	Resultados del Primer Objetivo.....	46
6.1.1.	Descripción Macroscópica y Microscópica	46
6.1.2.	Propiedades Físico-Mecánicas.....	49
6.2.	Resultados del Segundo Objetivo	50

6.2.1.	Descripción General de la Planta de Beneficio "Playitas"	50
6.2.2.	Descripción del Proceso de Conminución	51
6.2.3.	Generalidades del Proceso de Concentración	55
6.3.	Resultados del Tercer Objetivo	57
6.3.1.	Proceso de Trituración	57
6.3.2.	Proceso de Molienda.....	58
6.3.3.	Ensayos de Molienda	60
6.3.4.	Recuperación.....	61
6.3.5.	Análisis de Costos.....	62
7.	Discusión	64
8.	Conclusiones	66
9.	Recomendaciones	68
10.	Bibliografía	69
11.	Anexos	72

Índice de Tablas:

Tabla 1. Reactivos utilizados en el proceso de concentración por flotación.....	21
Tabla 2. Coordenadas geográficas del área de estudio.....	24
Tabla 3. Lista de materiales.....	26
Tabla 4. Ejemplo del etiquetado.....	29
Tabla 5. Ensayos realizados y número de muestras tomadas.....	29
Tabla 6. Clasificación de la abrasividad de la roca de acuerdo con el RAI	33
Tabla 7. Datos técnicos del molino de laboratorio	42
Tabla 8. Tiempo y dosificación de los reactivos de flotación	44
Tabla 9. Resultados obtenidos de los análisis de laboratorio para la determinación de las propiedades físicas de 3 muestras de roca.	49
Tabla 10. Resultados obtenidos de los análisis de laboratorio para la determinación de las propiedades mecánicas de 3 muestras de roca para el ensayo de RCS.....	49

Índice de Figuras:

Figura 1. Esquema básico de conminución	10
Figura 2. Principio de trituración.....	11
Figura 3. Circuito de trituración que comprende dos niveles de trituración: mandíbulas y de impacto.....	12
Figura 4. Partes de una trituradora de mandíbulas de movimiento simple o Dalton.....	13
Figura 5. Partes de una trituradora cónica con cámara simple	13
Figura 6. Variables de cálculo para una trituradora de mandíbulas en relación al tonelaje y potencia.....	15
Figura 7. A) Circuito Abierto (Alimento + Fragmentador). B) Circuito Cerrado (Alimento + Fragmentador + Clasificador).....	16
Figura 8. Partes de un Molino de bolas de carga y descarga lateral	17
Figura 9. Esquema de una celda de flotación espumante	20
Figura 10. Esquema general de separación en un concentrador detallando en la corriente de entrada (Alimento) y las corrientes de salida (Concentrado y Colas)	23
Figura 11. Ubicación de la Planta de Beneficio “Playitas”.....	24
Figura 12. A) Acceso vía terrestre desde Quito hasta Portovelo. B) Acceso vía terrestre desde Loja (Chinchas- Portovelo).....	25
Figura 13. Ruta desde el centro de Portovelo hasta la planta de beneficio "Playitas".....	26
Figura 14. A) Toma de muestras por zanja vertical. B) Ancho de la zanja de 0.6 metros aproximadamente.....	28
Figura 15. A) Cuarteo de la muestra tomada en el canal vertical. B) Pesado de la muestra (6 kg).....	28
Figura 16. A) Peso del fragmento de roca natural. B) Muestras saturadas 24 horas. C) Peso sumergido. D) Secado de muestras en la mufla.....	30
Figura 17. A) Pulverizado de las muestras de roca. B) Tamizado pasante malla #200. C) Colocación de los 30 gramos. D) Peso del picnómetro + agua + material pulverizado	31
Figura 18. A) Muestra cúbica. B) Medición de la muestra. C) Pesado de la muestra. D) Registro de datos y aplicación del ensayo.	32
Figura 19. A) Producto de la trituradora de mandíbulas en la banda 1. B) Material retenido en la zaranda 2, con abertura de $\frac{3}{4}$ ". C) Material fino acumulado pasante de la zaranda 2 en el stock 2.	38
Figura 20. Variables para determinar la eficiencia de la criba vibratorio de 5.6 m ² con una abertura de malla cuadrada de $\frac{3}{4}$ ", donde A: Alimento (ton/h), a: % de alimentación), F: Tamaño pasante (ton/h), f: % de finos, G: Tamaño retenido (ton/h) y g: % de gruesos	38
Figura 21. Balance de masa en el proceso de trituración, donde A: Flujo de entrada F ₈₀ a la trituradora de mandíbulas(ton/h), C: El P ₈₀ saliente de la trituradora primaria de mandíbulas que alimentará a la criba (ton/h), G: Flujo de material grueso retenido que pasará como F ₈₀ a la trituradora secundaria (ton/h), F: Finos pasantes de $\frac{3}{4}$ " (ton/h) y H: Material P ₈₀ que sale de la trituradora secundaria de conos (ton/h). También se considera los porcentajes (a, g, f) antes determinados en el cálculo de la eficiencia de cribado.....	39

Figura 22. A) Tamices: 2 ½”, 2”, 1 ½”, 1”, ¾” y ½” para la granulometría procedente de la trituradora de mandíbulas primaria. B) Abertura del primer tamiz de 2 ½” (63 mm). C) Material procedente de la trituración primaria (4 Kg).....	41
Figura 23. A) Tamices: 1”, ¾”, ½”, 3/8” y ¼”, para la granulometría procedente de la trituradora cónica secundaria. B) Abertura del primer tamiz de 1” (25.4 mm). C) Material procedente de la trituración secundaria (4 Kg)	41
Figura 24. A) Molino a bolas de 11.9” x 19.37” (DxL). B) Secado de la pulpa. C) Cuarteo del material molido. D) Tamizado en seco del material fino.	43
Figura 25. A) Dosificación de reactivos. B) Acondicionamiento y flotación. C) Concentrado y relave. D) Secado del concentrado y del relave.....	44
Figura 26. Porcentaje de minerales observados a través de luz polarizada plana. 44% clorita, 45% cuarzo, 5% minerales opacos y 6% arcillas.....	46
Figura 27. A) Caracterización macroscópica de la muestra SPBP_1. B) Caracterización macroscópica de la muestra SPBP_2. C) Lámina delgada, presencia de cuarzo (Qtz) y clorita (Chl) a 100 µm.....	47
Figura 28. A) Visualización de calcopirita (Ccp), pirita (Py) y esfalerita (Sp) a 1 mm. B) Visualización de galena (Gal) y Oro encapsulado a 18 µm.....	47
Figura 29. A) Visualización de calcopirita (Ccp), pirita (Py) y esfalerita (Sp) a 100 µm. B) Visualización de galena (Gal) y Oro encapsulado a 18 µm.....	47
Figura 30. Resultados cuantitativos de porcentaje de minerales presentes en la muestra M1 y M2 mediante ensayos de Difracción de Rayos X.	48
Figura 31. Resultados obtenidos mediante el ensayo al Fuego para determinación de leyes de cabeza de Oro (Au).....	48
Figura 32. A) Área de procesamiento mineral. B) Área de tratamiento de los relaves	50
Figura 33. Relaveras de la planta de beneficio “Playitas”.....	50
Figura 34. A) Stock 1 tipo carpa del material Todo-Uno. B) Stock 2 tipo cono del material triturado.....	51
Figura 35. A) Criba fija con separación de 40 cm ubicados en la parte superior de la tolva de gruesos. B) Tolva de gruesos de 210 Ton	52
Figura 36. A) Feeder de vaivén o reciprocante. B) Zaranda vibratoria 1 de plancha	52
Figura 37. A) Trituradora de mandíbulas de 500 x 600 mm (Bxb). B) Zaranda 2 vibratoria de 5.6 m ² con malla metálica cuadrada de ¾ de pulgada. C) Trituradora cónica Symons 200 x 1200 mm (axD).....	53
Figura 38. Tolva de Finos 2 tipo cilíndrica de 190 Ton	54
Figura 39. A) Molino a bolas 2 de 2.1 x 3.6 m. B) Medio moedor en rosario de 4, 3 y 2 pulgadas	54
Figura 40. A) Bomba centrífuga de sólidos de 3kW. B) Hidrociclones tipo D6 (verde) y D10 (azul).....	55
Figura 41. Sistema ICON conformado por 3 concentradores Falcon.....	55
Figura 42. A) Celdas Serranas de 8x8 y 6x6 ft. B) Celdas Denver. C) Espesado, filtrado y colocación del concentrado en las Big Bags.....	56
Figura 43. Distribución de medio moedor actual dentro del proceso de molienda. Denotación de los espacios vacíos (color verde), por lo que se prevé una nueva distribución de medio moedor	56

Figura 44. Circuito Actual del Proceso de Trituración	57
Figura 45. Circuito Propuesto para mejorar el proceso de trituración con un flujo directo de trituradora primaria a secundaria con control de tamaño en la segunda etapa	58
Figura 46. F ₈₀ de los productos provenientes del molino de bolas e hidrociclón	59
Figura 47. Curva granulométrica del producto del molino de bolas	59
Figura 48. Curva granulométrica del producto del hidrociclón.....	59
Figura 49. Diagrama de carga circulante para el molino de 2.1x 3.6 (DxL) de la planta de beneficio “Playitas”	60
Figura 50. Resultados de los ensayos granulométricos a 1 hora, 1 hora y 15 minutos, 1 hora y 30 minutos, 1 hora y 45 minutos. También se detalla la granulometría del molino e hidrociclón.	61
Figura 51. Gráfica de tamaño de liberación en micras vs recuperación %.....	62

Índice de Anexos:

Anexo 1. Mapa de Ubicación de la Planta de Beneficio “Playitas” Código 30000928	72
Anexo 2. Descripción a nivel macroscópico de las muestras tomadas en el stock.	73
Anexo 3. Descripción microscópica. Resultados obtenidos por parte del Departamento de Geología, para la determinación del mineralógica cualitativamente mediante láminas delgadas y superficies pulidas.....	75
Anexo 4. Resultados obtenidos por parte del Departamento de Metalurgia Extractiva, para la cuantitativa mineralógica mediante ensayos de Difracción de rayos X.	77
Anexo 5. Resultados obtenidos por parte del Departamento de Metalurgia Extractiva, para la determinación de leyes de Oro y Plata.....	78
Anexo 6. Propiedades físicas.....	79
Anexo 7. Propiedades mecánicas	82
Anexo 8. Planimetría de la Planta de Beneficio “Playitas”, proporcionada por la empresa ASOPROMIN S.A.....	84
Anexo 9. Resultados obtenidos por parte del Departamento de Metalurgia Extractiva, para la determinación del índice de trabajo (wi)	85
Anexo 10. Variables tecnológicas y especificaciones técnicas de los equipos utilizados en la planta de beneficio “Playitas”	86
Anexo 11. Diagrama de flujo de la línea de trabajo 1 de la planta de beneficio “Playitas”	95
Anexo 12. Cálculo de la Eficiencia de Cribado en la Zaranda 2 de la planta de beneficio “Playitas”	96
Anexo 13. Análisis granulométrico de la trituradora primaria. F_{80} Según Gates Gaudin Schuhmann.....	97
Anexo 14. Análisis granulométrico de la trituradora secundaria. F_{80} de Gates Gaudin Schuhmann.....	98
Anexo 15. Balance de masa en el proceso de trituración	99
Anexo 16. Carga circulante para el nuevo circuito de trituración	100
Anexo 17. Ajuste del circuito de conminución de la línea 1 de trabajo de la planta de beneficio “Playitas”.	101
Anexo 18. Análisis granulométrico del molino de la planta de beneficio (molino 2).....	102
Anexo 19. Análisis granulométrico del producto del hidrociclón de la planta de beneficio.	103
Anexo 20. Determinación de la eficiencia del hidrociclón en el circuito de molienda.	104
Anexo 21. Determinación de la carga circulante en el circuito de molienda	105
Anexo 22. Cálculo de variables tecnológicas para optimizar el proceso de molienda.....	106
Anexo 23. Análisis granulométrico del primer ensayo de molienda a 1 hora.	107
Anexo 24. Análisis granulométrico del primer ensayo de molienda a 1 hora y 15 minutos.	108
Anexo 25. Análisis granulométrico del primer ensayo de molienda a 1 hora y 30 minutos.	109
Anexo 26. Análisis granulométrico del primer ensayo de molienda a 1 hora y 45 minutos.	110
Anexo 27. Balance metalúrgico del ensayo de flotación, recuperación y ratio del metal Oro (Au).....	111
Anexo 28. Costos fijos y Variables Semestrales de la Planta de Beneficio “Playitas”	113
Anexo 29. Optimización del Proceso de Trituración.....	114
Anexo 30. Optimización del Proceso de Molienda	115

Anexo 31. Ganancia de la empresa con la propuesta de optimización.....	116
Anexo 32. Resultados del Ensayo de Flotación de la Muestra M4 a 1H45.....	117
Anexo 33. Certificación de la traducción del resumen del presente proyecto de investigación	118

1. Título

Optimización del proceso de trituración-molienda, mediante la reducción de la malla granulométrica en la planta de beneficio “Playitas”, sector El Salado, Cantón Portovelo, Provincia de El Oro.

2. Resumen

El presente trabajo de Investigación de Integración Curricular titulado “Optimización del Proceso de Trituración-Molienda, Mediante la Reducción de la Malla Granulométrica en la Planta de Beneficio “Playitas” Código 30000928, Sector El Salado, Cantón Portovelo, Provincia de El Oro”, fue realizado en base a una investigación cualitativa y cuantitativa, mediante una fase de campo, en donde se recolectó muestras en el stock tipo carpa de la planta, la cual almacena el Todo-Uno del área minera “O Nivel”, ubicada a 20 km en el cantón Zaruma. En esta misma fase se detalló las características técnico – productivas de los equipos de conminución mediante una inspección de campo. En la fase de laboratorio y de gabinete, se desarrolló los diferentes análisis para caracterizar el mineral y, se realizó la respectiva recopilación y redacción de los resultados obtenidos.

La Planta Beneficio “Playitas” Código 30000928, procesa 300 toneladas al día en la línea de trabajo más habitual, recupera concentrado de oro a partir del mineral extraído de la mina, el cual ha sido sometido a un proceso de trituración, molienda y flotación. El material que procesa se trata de una dacita, la misma que contiene minerales de: Cuarzo, Qtz (SiO_2); Clorita, Chl ($(\text{Mg,Fe})_3(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot (\text{Mg,Fe})_3(\text{OH})_6$); Caolinita, Kln ($\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$) en pequeños porcentajes; Pirita, Py (FeS_2); Calcopirita, Ccp (CuFeS_2); Galena, Gn (PbS); Esfalerita, Sp (ZnS) y oro (Au) encapsulado visible a $18 \mu\text{m}$. La roca es compacta, tiene una densidad de 2.86 gr/cm^3 y se clasifica como una roca de “alta resistencia a excepcional” y muy abrasiva.

Los equipos que se encuentran descritos dentro del procesamiento y concentración de minerales; son: una tolva de gruesos de 210 toneladas con barrotes separados $e \approx 40$ cm ubicados en la parte superior de la misma, con la finalidad de funcionar con una primera etapa de separación del material. En la parte inferior de la tolva, se encuentra un feeder (alimentador) de vaivén conectado a una zaranda vibratoria de plancha; que cumple con la función de alimentar a la trituradora primaria de mandíbulas, de $500 \times 600 \text{ mm}$ (Bxb). Posteriormente existe una criba vibratoria de 5.6 m^2 con una malla cuadrada de $\frac{3}{4}$ de pulgada, la cual, el material que cumple con el tamaño requerido pasa a molienda y el retenido se traslada a una trituración secundaria mediante una trituradora cónica tipo Symons de $200 \times 1200 \text{ mm}$ (axD). El molino de bolas de $2.1 \times 3.6 \text{ m}$ (DxL), reduce el material hasta una malla más menos #200; y, el medio molturante, constituido de bolas de acero forjado (4” – 3” – 2”), en cantidad de 17 toneladas.

Mediante la metodología de Gates Gaudin Schuhmann, se evaluó la granulometría del producto de la trituradora de mandíbulas, trituradora cónica y la eficiencia de cribado, dando como resultado una carga circulante de 118% (alto para una etapa de trituración primaria) y un consumo energético mensual de 13020 kW (\$1171.8). El circuito propuesto obtuvo una carga circulante superior, pero el valor se encuentra dentro del rango para un circuito cerrado en la etapa de trituración secundaria, dando como resultado un consumo energético de 12448.5 kW (\$1120.36), de acuerdo a la planilla de luz (15/05/2024) proporcionada por la planta.

Con el fin de mejorar la molienda, se realizó el cálculo de tonelaje de bolas de acero y tamaño óptimo de bola para el molino de la planta de beneficio, dando como resultado un total de 18.6 Ton con un tamaño máximo de 5 pulgadas hasta un tamaño mínimo de 1 pulgada, dando un costo de \$15533.29. Se elaboró 4 ensayos de tiempo (cinética de molienda) para dar solución a la incógnita principal del proyecto, la misma que se basa en conocer a que granulometría se aumenta el porcentaje de recuperación de oro (actualmente la planta maneja el 75% de recuperación). En el ensayo de la muestra M4 con un tiempo de 1 hora y 45 minutos, se determinó un tamaño óptimo de 54 micras aplicando Gates Gaudin Schuhmann y se recuperó el 90% mediante un ensayo de flotación utilizando los mismos reactivos que ocupan en la planta de beneficio a menor escala. Dando un aumento de 1.16 gramos en la ley del concentrado, que, en términos económicos ingresarían \$ 36494.2 mensuales.

Palabras Claves: Granulometría, trituración, carga circulante, molienda, tiempo de molienda, recuperación.

Abstract

The present Curriculum Integration Research work entitled “Optimization of the Crushing-Grinding Process, Through the Reduction of the Granulometric Mesh in the “Playitas” Beneficiation Plant, El Salado Sector, Portovelo Canton, Province of El Oro”, was carried out in based on a qualitative and quantitative investigation, through a field phase, where samples were collected in the tent-type stock of the plant, which stores the All-One from the “O Nivel” mining area, located 20 km in the canton Zaruma. In this same phase, the technical-productive characteristics of the comminution equipment were detailed through a field inspection. In the laboratory and office phase, the respective analyzes were developed to characterize the mineral and the respective compilation and writing of the results obtained was carried out.

The “Playitas” Beneficiation Plant processes 300 tons per day in the most common line of work, recovering gold concentrate from the ore extracted from the mine, which has been subjected to a crushing, grinding and flotation process. The material it processes is an andesite, which contains minerals of: Quartz, Qtz (SiO_2); Chlorite, Chl ($(\text{Mg,Fe})_3(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot (\text{Mg,Fe})_3(\text{OH})_6$); Kaolinite, Kln ($\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$) in small percentages; Pyrite, Py (FeS_2); Chalcopyrite, Ccp (CuFeS_2); Galena, Gn (PbS); Sphalerite, Sp (ZnS) and encapsulated gold (Au) visible at $18 \mu\text{m}$. The rock is compact, has a density of 2.86 gr/cm^3 and is classified as a “high to exceptional resistance” and very abrasive rock.

The equipment that is described within the processing and concentration of minerals; They are: a 210-ton bulk hopper with bars separated by $\approx 40 \text{ cm}$ located in the upper part of it, with the purpose of functioning with a first stage of material separation. At the bottom of the hopper, there is a reciprocating feeder connected to a plate vibrating screen; which fulfills the function of feeding the primary jaw crusher, $500 \times 600 \text{ mm}$ (Bxb). Subsequently, there is a vibrating screen 5.6 m^2 with a $\frac{3}{4}$ -inch mesh, in which the material that meets the required size is ground and the retentate is transferred to secondary crushing using a $200 \times 1200 \text{ mm}$ (axD) Symons-type conical crusher. The $2.1 \times 3.6 \text{ m}$ (DxL) ball mill reduces the material to plus or minus #200 mesh; and, the grinding medium, made up of forged steel balls (4” – 3” – 2”), in a quantity of 17 tons. Using the Gates Gaudin Schuhmann methodology, the granulometry of the product of the jaw crusher, cone crusher and screening efficiency were evaluated, resulting in a circulating load of 118% (high for a primary crushing stage) and an energy consumption monthly of 13020 kW (\$1171.8). The proposed circuit obtained a higher circulating load, but

the value is within the range for a closed circuit in the secondary crushing stage, resulting in an energy consumption of 12448.5 kW (\$1120.36), according to the light form (05/15/2024) provided by the plant.

In order to improve grinding, the calculation of tonnage of steel balls and optimal ball size for the mill of the benefit plant was carried out, resulting in a total of 18.6 Ton with a maximum size of 5 inches up to a size minimum of 1 inch, giving a cost of \$15,533.29. 4 grinding time tests were carried out to provide a solution to the main unknown of the project, which is based on knowing at what granulometry the percentage of gold recovery is increased (currently the plant handles 75% recovery). In the test of sample M4 with a time of 1 hour and 45 minutes, an optimal size of 54 microns was determined by applying Gates Gaudin Schuhmman and 90% was recovered through a flotation test using the same reagents used in the manufacturing plant. benefit on a smaller scale. Giving an increase of 1.16 grams in the concentrate grade, which, in economic terms, would bring in \$ 36494.2 per month.

Keywords: Granulometry, crushing, circulating load, grinding, grinding time, recovery.

3. Introducción

El distrito minero Zaruma-Portovelo fue la primera zona en donde tuvo un auge la explotación minera representado por The Grand Zaruma Ming Company, hasta la South American Development Company -SADCo., en 1896. Al inicio de los años 90, se construyeron las primeras plantas de tratamiento y beneficio de minerales de una manera tecnificada; trituradoras (tecnología de Gates Iron Works), tanques agitadores para cianuración, acondicionamiento con carbón activado, hasta procesos de electrólisis, marcaron al nacimiento de la recuperación de oro a pequeña escala. Hoy en día, existen una gran variedad de plantas de beneficio, las cuales dan servicios a los operadores mineros o trabajan de manera privada con su propia mina, especialmente en el cantón Portovelo, (Estupiñán, 2021).

La fase de concentrar minerales, se basa en los distintos procesos necesarios para separar la mena y la ganga (generalmente por su densidad relativa), iniciando desde una secuencia de lavado, conminución (trituración y molienda), homogenización, clasificación, hasta una concentración como tal: gravimétrica, flotación, magnética, entre otras. Cada planta realiza un modelo diferente en esta secuencia, en razón de que la mineralogía de cada sector es diferente (en algunos casos, más compleja que otros) y para ello se tiene que ajustar el proceso de beneficio más óptimo en base al mineral con el cual se trabaja. (Servicio Geológico Mexicano, 2017).

Esta fase, representa un alto costo operativo, tanto en el consumo de energía eléctrica (kW/hora/ton), consumo de acero (kg/ton); así como los costos (USD) en la depreciación de los equipos y materiales que se usan en este proceso.

La variabilidad en la alimentación, problemas en el control de tamaño de la partícula, acumulación de material fino y la sobre-molienda o sub-molienda, son los principales factores que afectan a esta etapa. Suele ser el caso, en el que, por varios factores como se ha mencionado anteriormente, la fragmentación no es eficiente, por lo que la malla granulométrica (tamaño de partícula) es mayor a la deseada, pues algunas consecuencias que se tiene cuando no existe una correcta fragmentación mineral son: baja recuperación, alto consumo de energía y de acero, baja calidad en el producto final; y aumento de los costos de operación. Generalmente en esta fase minera, al igual que en las demás, el objetivo es aumentar la eficiencia y rentabilidad del proyecto en sí, reduciendo los gastos. (Calzada, 2015).

En la Planta de Beneficio “Playitas” se lleva a cabo los respectivos procesos de tratamiento y beneficio de minerales, a través de las etapas de trituración, molienda y

concentración por flotación. Sobre la base de cuantificación de balances metalúrgicos y la interpretación de índices metalúrgicos (que se detallan en el desarrollo del presente trabajo); se determinó que los valores de ley mineral en los relaves o “tailing”, son elevados (0.76 gr/Ton); por ende, el porcentaje de recuperación no es el deseado y se debe optimizar el proceso basado en mejoras de forma de alimentación, grado de reducción (*i*) tanto en trituración como molienda; y mejoras en el consumo energético para el trabajo de tonelaje ejecutado.

En dicho contexto; y, con el fin de contemplar el desarrollo del presente trabajo de investigación de integración curricular de forma consecutiva, se propuso los siguientes objetivos para dar solución al problema antes mencionado:

Objetivos:

Objetivo General

- ❖ Optimizar el proceso de trituración-molienda mediante la reducción de la malla granulométrica del material procesado en la planta de beneficio “Playitas”, sector El Salado, Cantón Portovelo, Provincia de El Oro.

Objetivos Específicos

- ❖ Caracterizar la mineralogía y las propiedades físico-mecánicas del material en stock que procesa la Planta de Beneficio “Playitas”.
- ❖ Describir los procesos actuales de conminución que se desarrollan en la Planta de Beneficio.
- ❖ Determinar el tamaño óptimo granulométrico en base al análisis de las variables tecnológicas del proceso de trituración-molienda y su relación en el proceso de recuperación por flotación.

4. Marco Teórico

4.1. Propiedades Físico-Mecánicas de las Rocas

La descripción mineralógica y la determinación de las propiedades (físicas – mecánicas) de la roca mineralizada, es el primer paso dentro de la caracterización de cualquier proceso; las principales propiedades que buscan la identificación y descripción pormenorizada de la roca objeto de estudio, según Benavente (2004), son:

Densidad: La densidad es la relación entre el peso de la roca y su volumen.

Contenido de humedad: Es la cantidad de agua contenida en el cuerpo rocoso. Para su cálculo, se coloca la muestra de roca en un horno por 24 horas a 110°C hasta que esta se seque completamente.

Porosidad: Este parámetro, se define como la relación que existe entre el volumen total de poros y el volumen de la roca.

Abrasividad: La abrasividad es la propiedad que tiene la roca para desgastar la superficie ajena a ella. Se lo determina mediante el ensayo de Cerchar.

Resistencia a la compresión simple: Esta propiedad mide la resistencia que tiene la roca al ser sometida a una fuerza y que luego, esta se deforme. Pueden realizarse ensayos de compresión simple, triaxial, carga puntual, cizalla, entre otros.

4.2. Caracterización Mineralógica

La mineralogía es la ciencia que estudia todo lo referente a minerales, desde su origen hasta sus propiedades.

4.2.1. Propiedades Físicas de los Minerales

Las propiedades de los minerales se determinan de manera visual o en algunas ocasiones por ensayos más elaborados. Klein y Hurlbut (1996), presentan las siguientes propiedades: color, raya, hábito, brillo, dureza, y tenacidad. (pp. 276 - 286)

Color: Es la propiedad más fácil de reconocer, aunque es muy utilizada cuando se habla de gemas. En algunos casos más complejos, como suele ser comúnmente, se determina el color que tiene el mineral mediante la incidencia de luz blanca. Los procesos de dispersión y reflexión contribuyen a esta propiedad.

Raya: Se atribuye al color que deja el mineral, cuando raya una superficie.

Hábito: Es la forma en que los cristales crecen juntos en los agregados. Los más comunes son los granulares, laminares, hojosos, fibrosos, acicular, globular, dendrítico, entre otros.

Brillo: El aspecto de la superficie del mineral al ser reflejada por una luz. Puede ser un brillo metálico y no metálico.

Dureza: Determinada por la escala de Mohs que va de 1 a 10 (talco, yeso, calcita, fluorita, apatito, ortosa, cuarzo, topacio, corindón y diamante)

Tenacidad: La tenacidad es la resistencia que tiene el mineral a ser roto, molido, doblado o desgarrado. Relacionado con la cohesión y se divide en cuatro clases (frágil, maleable, séctil y dúctil).

4.2.2. Técnicas para el Análisis Mineralógico

4.2.2.1. Láminas Delgadas y Secciones Pulidas.

Este procedimiento implica la creación de secciones extremadamente finas de roca para aprovechar las propiedades ópticas de los minerales, tanto en términos de transmisión como de reflexión de luz. Estas secciones están diseñadas específicamente para ser examinadas mediante un microscopio petrográfico, facilitando descripciones detalladas de la naturaleza de las muestras analizadas. (Londoño et al., 2010)

4.2.2.2. Difracción de Rayos X. Los análisis de rayos X, según Londoño (2010), establece:

Son técnicas utilizadas para examinar la composición mineral de manera cuantitativa. En estos ensayos, se aplica la difracción de rayos X con el propósito de obtener datos acerca de la estructura cristalina de los minerales que componen una muestra.

Este fenómeno de difracción ocurre cuando los rayos X inciden sobre un cristal y se dispersan en diversas direcciones debido a la disposición ordenada de los átomos en la red cristalina.

4.3. Conminución

Son aquellos procesos que tienen como objetivo la reducción de tamaño de los materiales, lo cual permite liberar especies valiosas que están intrínsecas. El material proveniente de la mina ingresa con tamaños variados, por lo que ingresa a la primera etapa de este proceso, el chancado o trituración. Posteriormente se traslada a la siguiente etapa de molienda, en la que reduce los fragmentos de minerales a 74-150 μm para dar paso al siguiente proceso de concentración. (Arrau, 2006, p.91)

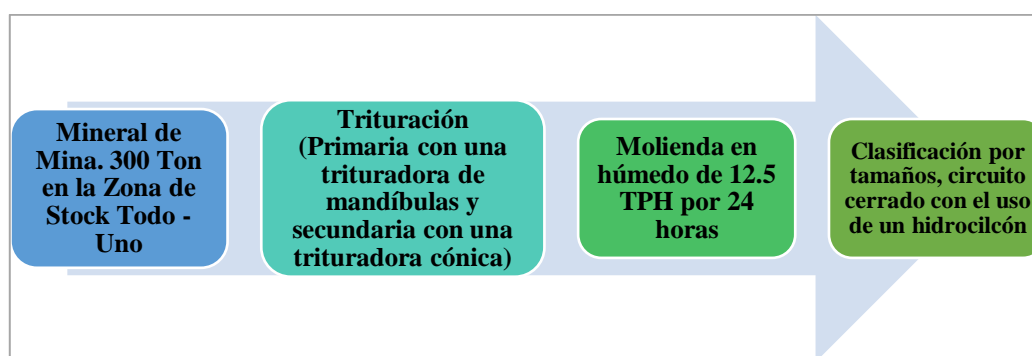


Figura 1: Esquema básico de conminución

Nota. Elaborado por Autor, tomado de (Servicio Geológico Mexicano, 2017)

4.3.1. Concentración de Minerales

“Es aquella operación en la cual se eleva el tenor (en porcentaje) de una mena o mineral determinado, mediante uso de equipos de separación sólido-sólido produciendo una segregación de dos o más especies mineralógicas enriquecidas en un mineral valioso” (Bustamante et al., 2008, p.1).

Los procesos de concentración se clasifican en:

Gravimétricos: Utilizado cuando el mineral de interés se encuentra en estado “libre”.

Flotación: Es el proceso físico-químico de fase sólida, líquida y gaseosa; que tiene como objetivo la separación de especies minerales mediante la adhesión selectiva de partículas minerales a burbujas de aire. Aplicado en depósitos de intermedia a alta sulfuración.

Cianuración: Generalmente se lo desarrolla cuando no se tienen sulfuros. Es una técnica que aplica la lixiviación.

4.4. Trituración

La trituración, es la primera etapa de conminución dentro de una planta de tratamiento y beneficio de minerales, varios autores han afirmado que:

Generalmente se efectúa por compresión simple, fracturándose el material al momento de llegar a su límite elástico. Para llegar a ese punto, se necesita transmitir a la superficie de los minerales, una intensa fuerza que permita traspasar el límite elástico. Cuando un mineral es triturado, existe un consumo energético proporcional a la nueva superficie creada. El principio de trituración se detalla en la figura 2.

La relación de trituración (RT), es aquella que existe entre el tamaño de mineral que ingresa a la trituradora de y el de su descarga, dando valores de alimentación (F) y de descarga (P), los cuales deben ser correspondientes al tamaño al cual se encuentra el 80% de cada producto. A esta relación también se la denomina grado de reducción y se usa tanto en trituración como en molienda. (Espinosa y Lopez, 1984)

$$RT = \frac{F}{P} \quad (1)$$

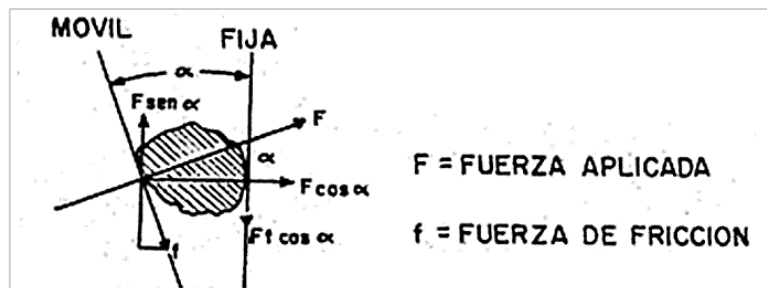


Figura 2: Principio de trituración

Nota. Recuperado de (Espinosa y López, 1984)

4.4.1. Etapas de Trituración

Las etapas de trituración se ordenan de acuerdo con el tamaño de partícula deseado para su ingreso a la molienda, las etapas pueden ser desde una trituración primaria, secundaria y hasta en algunos casos, trituración terciaria, pero por lo general y lo más común en nuestro medio, es llegar hasta una etapa de trituración secundaria.

4.4.1.1. Trituración Primaria. Según ECN (2023) afirma que:

El objetivo primordial radica en reducir el tamaño del mineral proveniente de la voladura adaptándolo para los procesos de trituración posteriores. Este procedimiento se realiza

principalmente mediante trituradoras de mandíbula, aunque también se recurre a trituradoras giratorias de acuerdo a la capacidad requerida. (párr. 7)

4.4.1.2. Trituración Secundaria. El mismo autor establece que:

Se realiza la reducción de tamaño del mineral a un intervalo entre tres y dos pulgadas (en algunos casos, una pulgada o menor) preparándolo para su posterior etapa de molienda. Las trituradoras utilizadas son mayormente de tipo giratorio o cónica. A diferencia de las trituradoras primarias, estas operan a velocidades relativamente altas y presentan una abertura de salida de los productos triturados considerablemente más estrecha. (ECN, 2023, párr. 11).

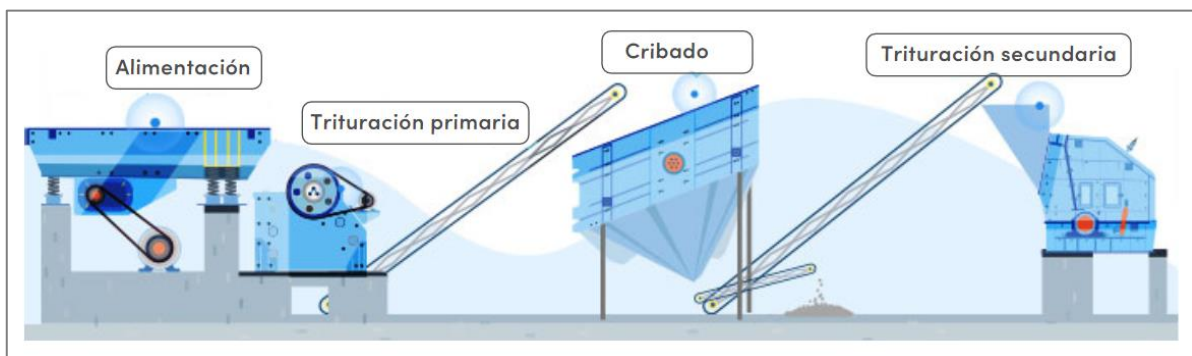


Figura 3: Circuito de trituración que comprende dos niveles de trituración: mandíbulas y de impacto
Nota. Recuperado de (ECN, 2023)

4.4.2. Trituradora de Mandíbulas

Las trituradoras de mandíbulas, son utilizadas en la etapa primaria de trituración, debido a que tienen la capacidad de fragmentar rocas catalogadas como “duras” y abrasivas (mayor a 150 MPa), su principio se basa en la compresión para fragmentar, consta de una mandíbula móvil y otra fija.

El movimiento de la parte inferior de la mandíbula móvil está controlado por una placa de articulación, también dispone de un resorte de recuperación para mantener la placa de articulación en su posición de trabajo y regula la salida del producto. (Universidad Politécnica de Cartagena, 2011)

Los revestimientos típicos que se adaptan son los siguientes:

Dientes en forma de pico: Material de dureza media

Dientes ondulados: Materiales duros

Revestimientos lisos: Materiales de alta dureza

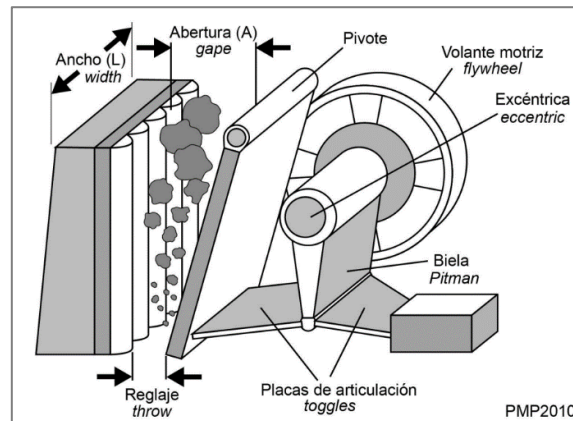


Figura 4: Partes de una trituradora de mandíbulas de movimiento simple o Dalton
Nota. Recuperado de (Yepes, 2023)

4.4.3. Trituradora de Conos

La trituradora de conos, produce finos y no es recomendable utilizarla si se tiene alto contenido de minerales arcillosos. Ideal para rocas de dureza media a alta, generalmente son aplicadas en una etapa secundaria de trituración, aunque en algunos casos, también se la ocupa en la trituración primaria.

La roca ingresa por la parte superior de la trituradora, al tener una abertura amplia, pueden alimentarse de tamaños de roca bastante considerable dentro de una trituración secundaria, para que posteriormente la roca se comprima entre el cono y el manto. Las trituradoras cónicas fragmentan la roca mediante la interacción entre el cono fijo y el móvil. Al igual que las trituradoras de mandíbulas, la salida es ajustable. (Maquinaria Qiming, 2020)

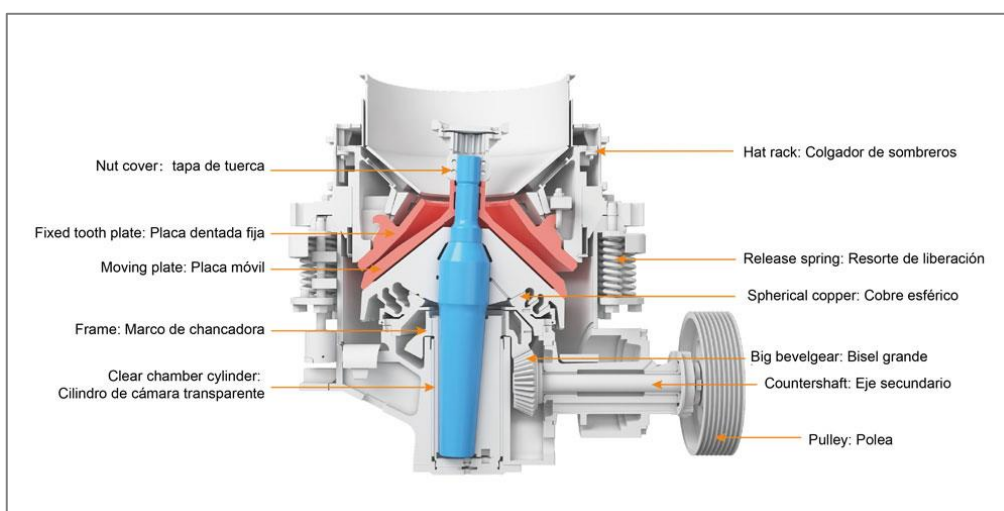


Figura 5: Partes de una trituradora cónica con cámara simple
Nota. Recuperado de (DASWELL, 2023)

4.4.4. Consumo Energético en Circuitos de Trituración (Energía de Bond)

Según Arrau (2006), afirma que:

El consumo energético en operaciones de trituración es similar al índice de trabajo convencional utilizado en los circuitos de molienda. En este caso se denomina coeficiente de chancado (Cch). Generalmente este coeficiente es mayor que el índice de trabajo, pero, la eficiencia de utilización de energía en los circuitos de chancado es menor que en la etapa de molienda. (p. 100)

Fred Chester Bond enuncia que el índice de trabajo “es la energía necesaria para la fragmentación, reducción de tamaño de los materiales, es proporcional a la nueva longitud de fisura creada”. La energía de Bond esta denotada en la siguiente expresión:

$$W_B = 10 * W_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right) \quad (2)$$

Donde:

W_i = Índice de trabajo en kWhora/ton

d_{80} = Tamaño de malla por la que pasa el 80% del producto expresado en μm

D_{80} = Tamaño de malla por la que pasa el 80% de la alimentación expresado en μm

W_B = Energía necesaria en kWh por tonelada corta tratada

4.4.5. Variables Tecnológicas de una Trituradora de Mandíbulas

De acuerdo con la Universidad Politécnica de Cartagena (2011), las variables tecnológicas que se consideran para el cálculo y dimensionamiento de las trituradoras son:

- Diámetro máximo (D_{max}) y boca de admisión en mm o pulgadas.
- Capacidad (TPH) y Reglaje (en mm o pulgadas).
- Granulometría y Porcentaje de paso por la malla de reglaje.
- Potencia (en CV).

Las definiciones y fórmulas están denotadas en la figura 6.

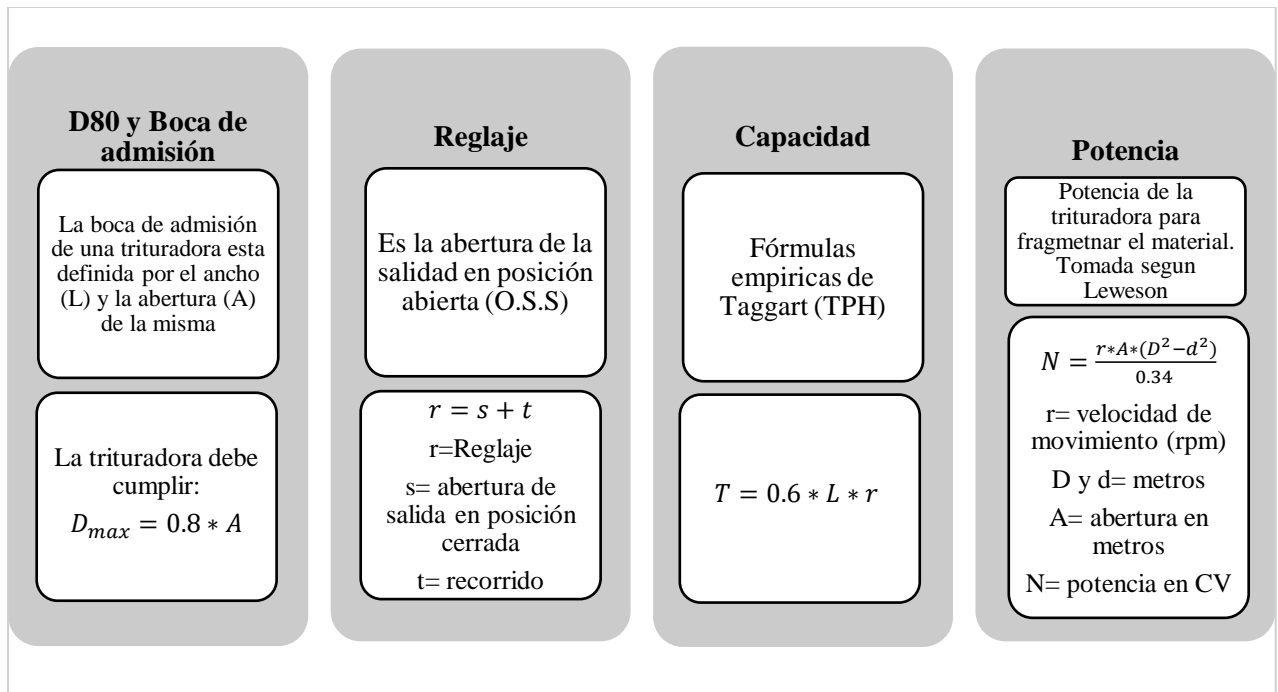


Figura 6: Variables de cálculo para una trituradora de mandíbulas en relación al tonelaje y potencia

Nota. Recuperado de (Universidad Politécnica de Cartagena, 2011)

4.5.Molienda

La molienda es la etapa final del proceso de conminución, donde el consumo energético, acero y agua son considerablemente altos. Esta etapa puede representar hasta el 70% del consumo total de energía en kW/h por tonelada de material tratado.

En la molienda se busca la liberación mineral hasta tamaños inferiores a 150 μm (idealmente 74 μm) el cual, permita una concentración mejorada y así lograr un alto porcentaje de recuperación. En esta etapa se ocupan equipos denominados molinos, que contienen dentro de ellos medio moledores como barras, bolas, guijarros, entre otros. (Blanco, 2014,p. 170).

4.5.1. Tipos de Molienda

De acuerdo con Linares (2021), finiquito los siguientes tipos de molienda:

Molienda en Seco: El material que entra al molino contiene un 7% de humedad como límite. Es utilizada para minerales de uso industrial tanto para la construcción o químicos.

Molienda en Húmedo: Este tipo de molienda, no produce polvo, suele ser más eficiente y ayuda a que se produzca una mejor reacción con los reactivos de flotación. Se la

realiza agregando agua y mineral hasta que se forme una pulpa que contenga 50-80% de sólidos. (p. 7)

4.5.2. Circuitos de Molienda

Los circuitos de molienda son atribuidos a todo el sistema de conminución, es así, como Blanco (2014) establece lo siguiente:

Circuito abierto: En este circuito, el material pasa a la siguiente etapa de manera directa, sin un control de tamaño. El diseño es sencillo, pero no eficiente.

Circuito cerrado: Su principal diferencia del anterior circuito, es la presencia de un clasificador, el cual cumple con la función de dar paso al material que cumpla con el tamaño deseado. Consume más energía, es más costoso, pero más eficiente.

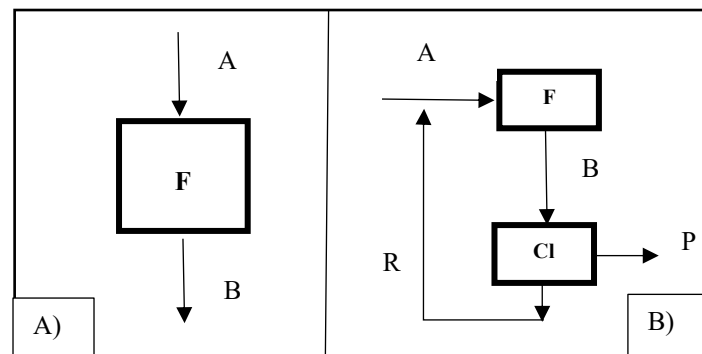


Figura 7: A) Circuito Abierto (Alimento + Fragmentador). B) Circuito Cerrado (Alimento + Fragmentador + Clasificador).

Nota. Recuperado de (Blanco, 2014)

4.5.3. Carga Circulante

Según Blanco (2014), la carga circulante está definida por la relación entre el rechazo del clasificador y la alimentación. Se entiende como rechazo a aquel producto que no cumple con la granulometría requerida. Los circuitos cerrados aplicados en la trituración primaria tienen valores de carga circulante (Cc) bajos. En trituración secundaria y terciaria los valores de Cc van de 40%-150%. En molienda la carga circulante se encuentra en un rango de 300-600%.

4.5.4. Molino a Bolas

Los molinos de bolas se llaman así debido al medio moedor que contiene, por lo que Arrau (2006), establece que este tipo de molinos son cilíndricos metálicos, cuyas paredes están

revestidas con acorazadas fabricadas en aleación de acero, cromo- manganeso mejoradas. Las dimensiones van a variar de acuerdo con la capacidad que se requiera. Estos molinos se alimentan con tamaños de una pulgada o media pulgada. En este tipo de molinos se toma en cuenta las variables de cálculo como: velocidad crítica de rotación, grado de llenado, consumo energético, cantidad de bolas de acero, flujo, tiempo de residencia, entre otros. (p. 127)

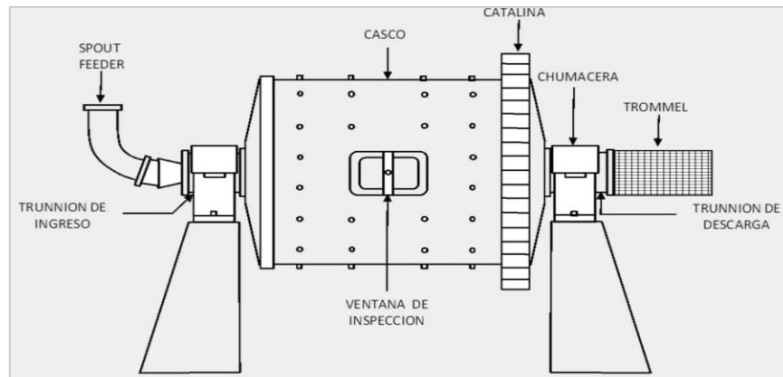


Figura 8: Partes de un Molino de bolas de carga y descarga lateral
Nota. Recuperado de (Vega, 2015)

4.6. Variables Tecnológicas de Molienda

4.6.1. Velocidad Crítica

La velocidad de rotación de un molino es un parámetro importante dentro de esta operación, por lo general es el 70% de la velocidad crítica calculada.

La fórmula para el cálculo de la velocidad crítica está dada por la relación entre una unidad de conversión y el diámetro del molino (D), dependiendo si las unidades están denotadas en metros o en pies.

$$V_c = \frac{42,3}{\sqrt{D(m)}} \text{ o } V_c = \frac{76,6}{\sqrt{D(ft)}} \quad (3)$$

4.6.2. Grado de Llenado

El grado de llenado “es la proporción del volumen interno del molino que ocupa la carga, es un factor que afecta directamente al rendimiento del molino y está comprendido entre el 40% y 50% del volumen total del molino” (García y Muñoz, 2020).

Se toma en cuenta la altura de llenado (H) y el diámetro del molino (D). El grado de llenado (J) viene dado por la ecuación 4.

$$J = \left(1,13 - 1,23 \left(\frac{H}{D} \right) \right) * 100 \quad (4)$$

En caso de que J sea mayor al 50%, el molino no realiza su trabajo de manera eficiente.

4.6.3. *Tamaño del Medio Moledor*

El consumo de acero se ve intrínseco dentro de los molinos, el desgaste del medio moledor (bolas de acero) provoca que sea necesario agregar un medio de reposición. El tamaño de reposición condiciona el tamaño medio de la carga, el cual, condiciona el tamaño medio de las partículas en el proceso de molienda. (Errol y Spottiswood, 1996)

4.6.4. *Consumo Energético*

El consumo energético viene dado por la teoría de Bond antes mencionada. Cabe mencionar que el w_i , depende del material y del equipo empleado para la fragmentación, se lo determina mediante ensayos de laboratorio. La potencia (N) para molienda viene dada por la siguiente expresión:

$$N = 10 * W_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right) * Q * FS \quad (5)$$

Donde:

W_i = Índice de trabajo en kWhora/ton

d_{80} = Tamaño de malla por la que pasa el 80% del producto expresado en μm

D_{80} = Tamaño de malla por la que pasa el 80% de la alimentación expresado en μm

Q = Caudal de material que procesa el molino o capacidad en TPH

FS = Factor de seguridad considerado para el arranque del molino (1.3)

4.7. **Optimización del Proceso de Trituración- Molienda**

Optimizar el proceso de trituración y molienda mineral, implica la mejora sistemática de las condiciones y parámetros operativos presentes en dichas etapas que ayuden a maximizar la productividad de la planta. Para ello se evalúan los siguientes aspectos:

- **Tamaño de partícula:** Al obtener el tamaño óptimo que, por lo general, es reducir el material a un tamaño menor del que procesan actualmente, permite elevar el porcentaje de recuperación en la etapa de concentración.
- **Variables tecnológicas:** Analizar los tamaños de entrada y salida, ajustes en los grados máximos de acercamiento o alejamiento en trituración, tonelaje, consumo energético, de igual manera la velocidad de rotación del molino, tiempo de residencia, grado de llenado, entre otros, son variables que se analizan para posteriormente ajustarlas al grado requerido de adaptación.
- **Ajustes:** Los ajustes se realizan en base al análisis de las variables tecnológicas que permitan aplicarlas y ajustarlas a la necesidad de la planta. (Ospina, 2023)

4.8. Distribución Granulométrica de Gates-Gaudin-Schuhmann

De acuerdo a Ahmed (2008), los datos provenientes de los ensayos granulométricos deben ser ajustados a partir de funciones analíticas proporcionadas por programas informáticos. La distribución de Gates-Gaudin-Schuhmann es una función experimental ampliamente utilizada que generalmente se aplica para evaluar los datos de distribución de tamaños de partículas resultantes (F_{80}) de los procesos de conminución mediante la siguiente expresión:

$$y = F(x) = \left(\frac{x}{k}\right)^n \quad (6)$$

Donde:

$y = F(x)$: Función acumulativa de distribución

x : Tamaño de partícula en μm

k : Tamaño máximo de partículas correspondiente al 100%

n : Constante característica del material

4.9. Flotación

La flotación es un método de concentración el cual es muy empleado actualmente, al igual que la gravimetría y lixiviación. Varios autores finiquitaron que:

La flotación se define como un proceso fisicoquímico de concentración de minerales en suspensiones acuosas, cuya finalidad es la separación entre partículas sólidas "hidrófobas" y partículas sólidas "hidrofílicas". Este método implica la inyección controlada de burbujas de aire en la suspensión.

Estos compuestos reducen la tensión superficial en el cambio de fase sólido-agua, facilitando la adsorción espontánea de burbujas de aire. El sistema partícula-burbujas resultante asciende hacia la superficie, formando una espuma estabilizada que permite la evacuación por rebosamiento del sistema burbuja-partícula hidrofóbica. También, las especies hidrofílicas, se humectan en el medio acuoso y se quedan en la parte inferior por sedimentación. (Bustamante et al., 2008, p. 49)

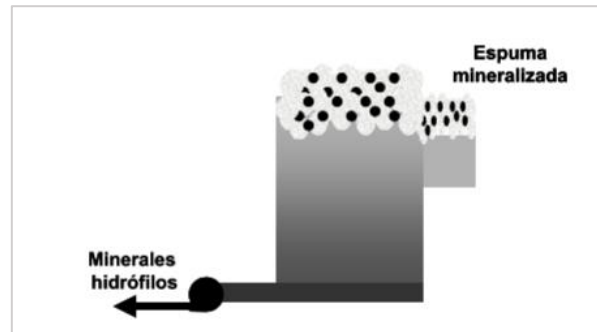


Figura 9: Esquema de una celda de flotación espumante
Nota. Recuperado de (Bustamante et al., 2008)

Flotación tipo “Bulk”: La flotación tipo “bulk” se realiza cuando los minerales valiosos de un solo tipo, en este caso sulfuros, los mismos que contienen propiedades hidrófobas, permiten la adhesión a una burbuja de aire formando una espuma mineralizada como se detalla en la figura 9.

Concentrado Mineral: Producto que se obtiene en una fase posterior a la extracción y procesamiento mineral (trititación, molienda, flotación, espesado y filtrado). Es una forma concentrada del mineral el cual, tiene mayor proporción del elemento de interés, en este caso el metal oro (Au), por lo que toma el nombre de concentrado de oro. El concentrado es crucial en una cadena de producción minera, ya que facilita el transporte y la refinación de los minerales de interés en plantas especializadas. El residuo que contiene la ganga o los minerales que no son de interés en su recuperación, se le denomina relave o tailing.

4.9.1. Reactivos de Flotación

Los reactivos de flotación son sustancias químicas muy importantes para este proceso, por lo que deben ser considerados los reactivos adecuados, así como, su dosificación, la cual estará en dependencia del tipo de mineral con el que se trabaja.

El uso actual de estos reactivos es asociado a la compleja mineralización y a la eficiencia que estos tienen para recuperar minerales encapsulados, de tal manera que, en

dependencia al tiempo que estos permanezcan en las celdas de flotación, se evaluará de mejor manera la recuperación del mineral de interés.

En general, los reactivos de flotación se pueden denotar en la tabla 1.

Tabla 1. *Reactivos utilizados en el proceso de concentración por flotación*

Colectores	Los colectores son sustancias compuestas por un grupo inorgánico activo enlazado a una cadena hidrocarburada, lo que resulta en componentes heterogéneos. La parte inorgánica del colector adsorbe sobre la superficie del mineral mientras que la parte hidrocarburada provee hidrofobicidad a la superficie del mineral después de la adsorción del colector.
Espumantes	Son compuestos orgánicos de superficie activa heteropolar que poseen la capacidad de adsorberse en la interfaz entre el aire y el agua. En el sistema de flotación, su función principal consiste en reducir la tensión superficial en dicha interfaz, generando estabilidad suficiente y facilitando la formación de espuma.
Activadores	Son usados cuando algunos minerales no pueden ser flotados solo con el colector y espumante.
Depresantes	Utilizado en la flotación de óxidos y de sulfuros. Busca eliminar en las colas de flotación la ganga en caso de oxidación, pero si se trata de sulfuros, elimina la ganga y los sulfuros no útiles.
Reguladores de pH	Son sustancias que ayudan a nivelar el pH del medio en caso de que se tengan pH ácidos, generalmente se usa cal.

Nota. Elaborado por Autor, tomado de (Bustamante et al., 2008)

4.10. Ensayos de Flotación

De acuerdo con Kracht (2016), los ensayos de flotación a escala de laboratorio tienen el propósito de investigar la capacidad de flotación de distintas especies minerales en un proceso de concentración, considerando condiciones operativas determinadas como la granulometría de la alimentación, el pH, la dosificación y tipología de los reactivos, la concentración de los colectores de flotación, el flujo de aire, entre otros parámetros.

Dentro de dicho ensayo, se realizan las siguientes etapas:

- **Molienda de mineral:** Determinar un cierto grado de tamaño de la partícula que se desea flotar.
- **Flotación:** Es necesario conocer la mineralogía, se utilizan celdas de flotación.
- **Filtrado:** Retirar el agua asociada a las muestras
- **Secado:** Retirar la humedad restante en las muestras
- **Pesaje:** Masar las muestras, mediante una balanza de precisión

- **Pulverizado:** Reducir de tamaño las muestras hasta una granulometría definida por modalidad de análisis.

4.11. Balance de Material, Balance Metalúrgico e Índices Metalúrgicos

Balance de material: Bustamante (2008), establece que “el flujo másico de mineral que entra es igual al flujo másico de mineral que sale” (p.7).

El balance de material se basa en la ley de conservación de la masa. El balance se expresa en la siguiente fórmula básica:

$$\text{Entrada} = \text{Salida} \quad (7)$$

Balance metalúrgico: Leal (2019), infiere que el balance metalúrgico es una aplicación del balance de material en la industria minera. Determina la distribución de los minerales en las diferentes corrientes de proceso. Generalmente la sumatoria del material que sale en forma de concentrado (C) y relave o colas (T) debe ser igual a la cantidad que ingresa (A) con sus debidos tenores. El balance metalúrgico se denota la figura 10.

$$A * t_a = C * t_c + T * t_t \quad (8)$$

$$t_c > t_a > t_t \text{ con } t_t \rightarrow 0 \quad (9)$$

La ley del concentrado debe ser mayor a la ley de cabeza y del tailing, como se muestra en la ecuación 9.

Índices metalúrgicos: Son esenciales para la toma de decisiones en la industria minera y metalúrgica, ya que proporcionan información valiosa sobre la viabilidad y eficiencia de los procesos involucrados en la extracción y procesamiento de minerales.

Rúa (2008) establece que dentro de los índices metalúrgicos se encuentra la recuperación (R), el cual es el porcentaje del metal valioso que se recupera del mineral bruto en el producto final, la misma que está definida mediante la ecuación 10. Otro índice importante es la razón de enriquecimiento (R_e), que es la relación entre el tenor de mineral útil en el concentrado con respecto al tenor del mismo mineral en la alimentación, la razón de enriquecimiento o ratio está definida por la ecuación 11.

$$\%R = \frac{\text{Peso de mineral de interes en Concentrado}}{\text{Peso de mineral de interes en Alimento}} * 100 \quad (10)$$

$$R_e = \frac{t_c}{t_a} \quad (11)$$

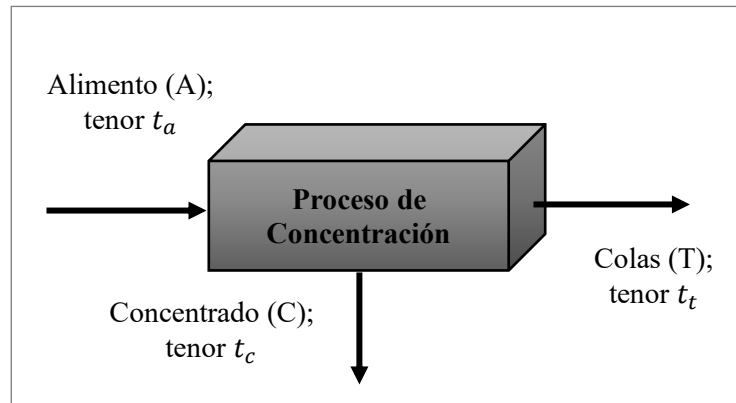


Figura 10: Esquema general de separación en un concentrador detallando en la corriente de entrada (Alimento) y las corrientes de salida (Concentrado y Colas)

Nota. Recuperado de (Rúa et al., 2008)

5. Metodología

5.1. Ubicación y Acceso del Área de Estudio

5.1.1. Ubicación

La planta de beneficio “Playitas” Código 30000928 se encuentra ubicada bajo la división política administrativa en la provincia de El Oro, cantón Portovelo, sector El Salado.

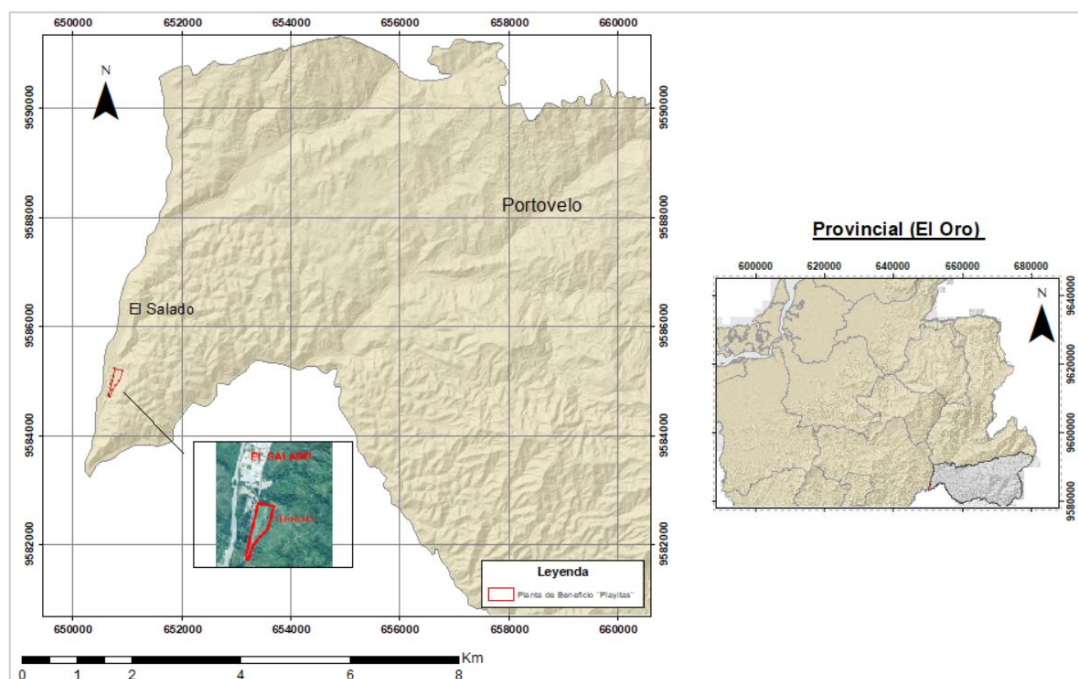


Figura II: Ubicación de la Planta de Beneficio “Playitas”

De manera geográfica, la planta de beneficio “Playitas” se encuentra limitada por las coordenadas WGS-84, las cuales se ven denotadas en la siguiente tabla:

Tabla 2. Coordenadas geográficas del área de estudio

Puntos	WGS84		Puntos	WGS84	
	X	Y		X	Y
P01	650779.451	9585217.966	P08	650680.624	9584705.249
P02	650925.190	9585194.093	P09	650676.243	9584733.940
P03	650866.031	9584989.163	P10	650671.339	9584749.349
P04	650793.557	9584910.111	P11	650712.485	9584931.417
P05	650726.320	9584828.493	P12	650727.067	9584996.924
P06	650698.234	9584731.624	P13	650745.836	9585075.429
P07	650686.870	9584704.103			

5.1.2. Acceso

El acceso al área de estudio se lo realiza mediante vía aérea y terrestre.

Por medio de vía aérea, se logra ingresar partiendo de la ciudad de Quito, desde el aeropuerto internacional Mariscal Sucre hasta el aeropuerto Camilo Ponce Enríquez ubicado en el cantón Catamayo, provincia de Loja, para luego tomar la vía de primer orden (carretera E35 Panamericana), hasta llegar al sector Las Chinchas, seguidamente cambiando a una vía de tercer orden (Chinchas-Portovelo) y finalmente llegar al cantón Portovelo, provincia de el Oro. Por medio de vía terrestre, desde la capital Quito, hasta la ciudad de Machala, siguiendo la vía de primer orden (Loja-Machala), hasta llegar a la parroquia Zaracay, seguidamente se toma la vía hacia Piñas y finalmente al sector el Salado, cantón Portovelo. También, desde la ciudad de Loja, se toma dos rutas.

La primera, partiendo desde el terminal terrestre Reina del Cisne hasta Catamayo, para luego tomar la vía de primer orden (carretera E35 Panamericana), hasta llegar al sector Las Chinchas, seguidamente por medio de un desvío a una vía de tercer orden (Chinchas-Portovelo) se logra llegar al cantón Portovelo. La segunda ruta se parte desde la ciudad de Loja hasta Catamayo, para luego llegar hasta la parroquia de San Pedro de la Bendita, seguidamente se toma la ruta hacia la parroquia El Cisne y finalmente tomar la vía de tercer orden (El Cisne-Ambocas-Portovelo).

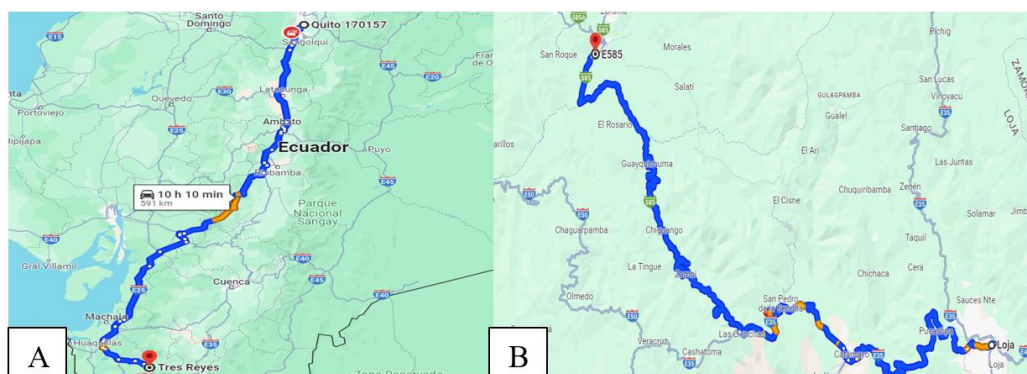


Figura 12: A) Acceso vía terrestre desde Quito hasta Portovelo. B) Acceso vía terrestre desde Loja (Chinchas- Portovelo)

Nota. Tomado de Google Maps (2024)

Desde el centro de Portovelo, por la vía que va hacia la ciudad de Loja (Chinchas Portovelo), con una distancia de 5.5 Km, se llega al sector El Salado, en donde se encuentra ubicada la planta de beneficio de minerales “Playitas”. Cabe recalcar que, desde la vía Loja-

Catamayo, Chinchas-Portovelo, se llega a la planta de beneficio “Playitas” sin necesidad de dirigirse a Portovelo, pues esta se localiza a 6 kilómetros antes de entrar al sector.

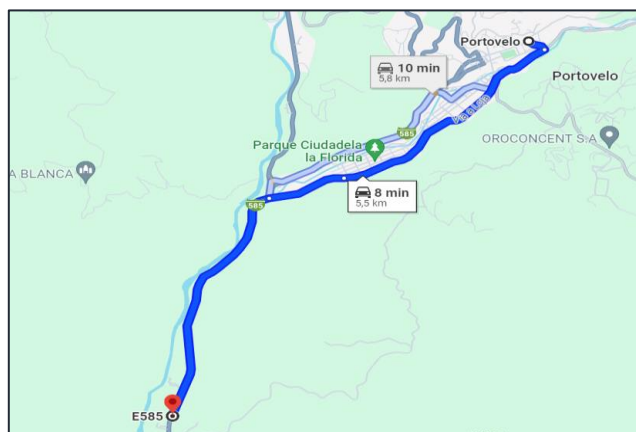


Figura 13: Ruta desde el centro de Portovelo hasta la planta de beneficio "Playitas"
Nota. Tomado de Google Maps (2024)

5.2. Materiales

Tabla 3. Lista de materiales

Materiales de Campo	Materiales de Laboratorio	Materiales de Oficina
Fundas de muestreo	Tamices	Computadora
Libreta de campo	Agua destilada	Microsoft Word
Fichas técnicas	Celdas de flotación de laboratorio	Software Excel
Etiquetas	Balanza electrónica	Software ModsSim
Marcador	Picnómetro	Fichas
Saquillo	Mufla	Materiales de escritorio
GPS	Recipientes	Impresora
Brújula	Máquina de ensayos de compresión hidráulica	Resultados de laboratorio mineralógicos
	Porrón	Cámara fotográfica
	Espátula	
	Probeta	
	Reactivos de Flotación	

5.3.Procedimiento de Trabajo

La metodología aplicada para el presente proyecto investigativo se basó en los métodos cualitativo y cuantitativo, descriptivo y experimental. Para ello, se tiene concebido las siguientes fases:

- **Fase de campo:** Contempló la toma y preparación de muestras, específicamente en la zona de stock, de igual manera, la descripción específica del área en general, así como, la toma de datos técnicos de los equipos de conminución.
- **Fase de laboratorio:** En esta fase, se desarrollaron los ensayos necesarios para la determinación de las propiedades físicas y mecánicas de los minerales en el laboratorio, y los respectivos ensayos de flotación. De igual manera, contempló el envío de muestras a laboratorios externos para las pruebas mineralógicas.
- **Trabajo de gabinete:** Se analizó, registró y redactó los resultados obtenidos en la fase de campo y de laboratorio. En esta fase se desarrolló el proyecto investigativo final.

5.4.Metodología del Primer Objetivo

“Caracterizar la mineralogía y las propiedades físico-mecánicas del material en stock que procesa la Planta de Beneficio “Playitas”.

Para el desarrollo del primer objetivo, se tomó muestras del stock todo-uno de la planta de beneficio “Playitas” Código 30000928, el mismo que proviene del frente de explotación del área minera “O Nivel” Código 277, ubicada en el cantón Zaruma de titularidad de la misma empresa ASOPROMIN SA.

Tanto para la mineralogía como para la determinación de las propiedades físico-mecánicas, se lo ejecutó mediante un proceso ordenado que inicia con el muestreo y seguidamente, con los respectivos ensayos de laboratorio, que, en el caso de las propiedades físico-mecánicas, se lo desarrolló en el Laboratorio de Mecánica Rocas y Materiales de la Carrera de Ingeniería en Minas, de la Universidad Nacional de Loja.

5.4.1. Muestreo de Cancha

El muestreo en cancha, se lo realiza cuando se tiene un stock tipo carpa, en donde se dividió en pilas o rumas cavando trincheras transversalmente en ambos bordes hasta llegar al fondo del stock y se establecen canales de muestreo donde se recolectan muestras en puntos

aleatorios del canal. El ancho de la zanja o trinchera midió 0.60 metros, con la finalidad de garantizar la comodidad y estabilidad de la pared. (Meza et al., 2016)

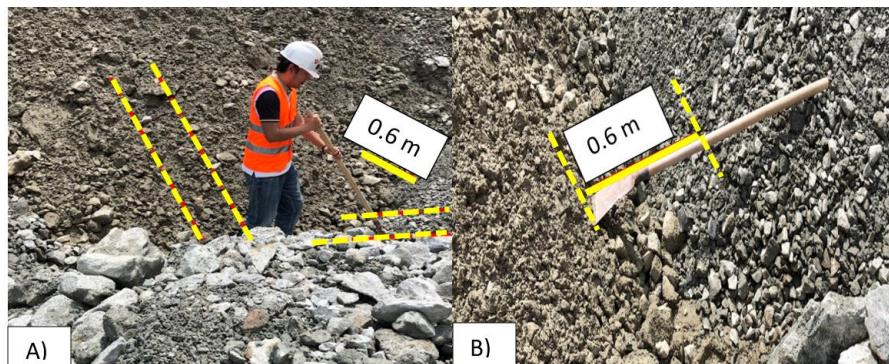


Figura 14: A) Toma de muestras por zanja vertical. B) Ancho de la zanja de 0.6 metros aproximadamente

Se estableció 2 canales y 12 puntos de muestreo en donde se tomó una muestra de 14.7 kg por punto de muestreo (6 puntos en el primer canal y 6 puntos en el segundo canal). Seguidamente, esta muestra se la redujo a 6 kg, para lo cual se cuarteó de forma manual la muestra.

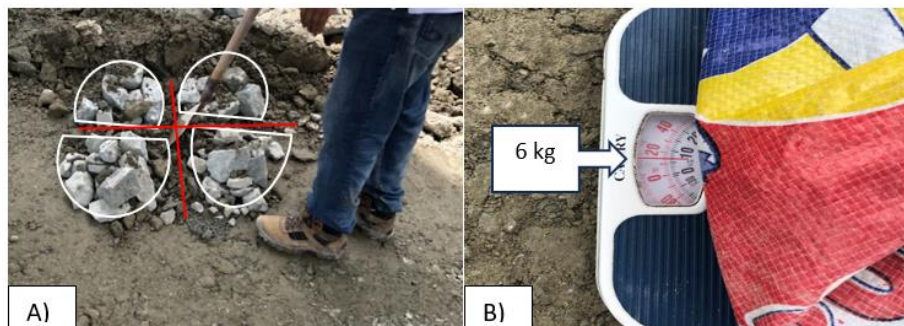


Figura 15: A) Cuarteo de la muestra tomada en el canal vertical. B) Pesado de la muestra (6 kg)

Se tomó aproximadamente 72 kilogramos de muestra, de los cuales 50 kilogramos estaban destinados como requisito del laboratorio de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional para la realización de ensayos mineralógicos (Lámina delgada, secciones pulidas, Difracción de Rayos X) e índice de Bond. Con la muestra restante se prosiguió con lo siguiente:

Colocación de la muestra en las respectivas fundas de muestreo y sellado de la funda.

Colocación de la etiqueta y registro datos como: fecha y hora de muestreo, lugar de muestreo, código de la muestra, responsable y número de muestra.

Para el etiquetado se tomó en cuenta lo siguiente:

Tabla 4. *Ejemplo del etiquetado*

Nombre	Abreviatura	Resultado
Sitio específico de muestreo	Stock: S	
Lugar de muestreo general	Planta de Beneficio Playitas: PBP	SPBP_1
Número de muestra	1	

5.4.2. Mineralogía

5.4.2.1.Descripción Microscópica de la Roca. En cuanto a la descripción microscópica.

Se envió un número determinado de muestras denotadas en la tabla 5, al laboratorio del Departamento de Metalurgia Extractiva (DEMEX) y Geología, pertenecientes a la Escuela Politécnica Nacional.

Tabla 5. *Ensayos realizados y número de muestras tomadas*

Tipo de Ensayo	Número de Muestras	Justificación
Láminas Delgadas	1	Contraste con la descripción macroscópica y determinación del porcentaje de Cuarzo para la Abrasividad
Secciones Pulidas	2	Se tomó dos en relación con los dos canales de muestreo en el que se dividió el stock de tipo carpa
Difracción de Rayos X	2	Se tomó dos en relación con los dos canales de muestreo en el que se dividió el stock de tipo carpa

5.4.2.2.Descripción Macroscópica de la Roca. En cuanto a la descripción macroscópica.

Se lo desarrolló en el Laboratorio de Mineralogía de la Carrera de Ingeniería en Minas de la Universidad Nacional de Loja, con ayuda de una lupa 20x y microscopio, se identificó de manera general los minerales presentes en la roca. Se ocupó la ficha descrita en el Anexo 2.

5.4.2.3.Ley de Oro (Au). En cuanto a los ensayos químicos.

Se utilizó la ley de cabeza determinada a partir de tres muestras como referencia para evaluar el porcentaje de recuperación del metal oro (Au) en los ensayos subsiguientes de flotación.

5.4.3. Determinación de las Propiedades Físico-Mecánicas

Se tomó 3 muestras de roca para la determinación de las propiedades físico-mecánicas, con el fin de obtener resultados más reales y una media aritmética representativa.

a) Peso Específico Aparente

Se basó en la Norma INEN 857:2010, en la cual, primeramente, se tomó un fragmento de muestra y se la pesa en una balanza analítica. Posteriormente, se la sumergió en agua por 24 horas, así se obtuvo el peso saturado. Se retiró la muestra del agua y se secó su superficie con un paño húmedo, teniendo en cuenta de solo retirar el agua de la superficie y asegurándose de que no pierdan fragmentos de muestra.

Para el peso sumergido, se lo realizó sujetando la muestra de roca en una cuerda sumergida totalmente en un vaso precipitado o recipiente, aplicando la balanza analítica.

Se secó la muestra a una temperatura de 110°C por 24 horas para obtener el peso seco. Finalmente, con toda esta información, se aplicó la siguiente expresión para calcular el peso aparente de la muestra:

$$\rho_a = \frac{W_{seco}}{W_{saturada} - W_{sumergido}} * \rho_w \quad (12)$$

Donde:

W_{seco} : Peso seco de la muestra luego de haber pasado por el horno.

$W_{saturado}$: Peso saturado tras 24 horas de reposo

$W_{sumergido}$: Peso sumergido en un vaso de precipitación

ρ_w : Peso específico del agua, considerando la temperatura y su variabilidad referente.

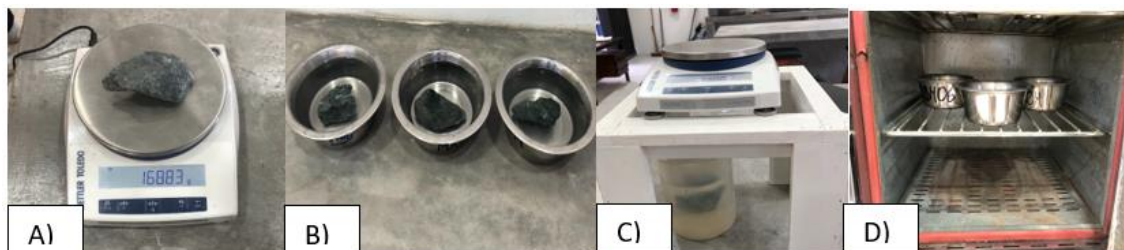


Figura 16: A) Peso del fragmento de roca natural. B) Muestras saturadas 24 horas. C) Peso sumergido. D) Secado de muestras en la mufla

b) Peso Específico Real

En primer lugar, se pesó el material. Luego, se pulverizó el material con ayuda de un porrón y se pasó por el tamiz (malla #200). Después, en un recipiente metálico, se colocó 30 gramos exactos de la muestra. Seguidamente, se pesó el picnómetro vacío en la balanza digital y luego lleno con agua destilada. Con la ayuda de un embudo de laboratorio, se colocó el material pulverizado hasta 1/3 del picnómetro y se lo pesó, para finalmente llenarlo completamente con agua destilada y registrar su peso. En esta etapa, se procuró eliminar las burbujas de aire.

$$\rho_r = \frac{W_{pulverizada}}{W_2 + W_{pulverizada} - W_1} * \rho_w \quad (13)$$

Donde:

W₁: Peso del picnómetro + agua

W₂: Peso del picnómetro + agua + muestra pulverizada



Figura 17: A) Pulverizado de las muestras de roca. B) Tamizado pasante malla #200. C) Colocación de los 30 gramos. D) Peso del picnómetro + agua + material pulverizado

c) Contenido de Humedad

Se hizo uso de un recipiente, balanza electrónica y una mufla.

Primeramente, se procedió a pesar el mineral en condiciones naturales, para posteriormente, ingresarlo a la mufla o estufa, a una temperatura de 110° C por un lapso de 24 horas. Una vez finalizado ese tiempo, se retiró el material y se lo pesó en la balanza, es así como se obtuvo el peso seco, para finalmente determinar el contenido de humedad (w) de manera porcentual, con la siguiente expresión:

$$w = \frac{P_{\text{mineral}} - P_{\text{mineral seco}}}{P_{\text{mineral}}} \times 100 \quad (14)$$

d) Resistencia a la Compresión Simple (RCS)

Para esta propiedad, se hizo uso de la máquina de ensayos de compresión hidráulica. En primer lugar, se obtuvo un cubo de roca según la norma ASTM D 4543 (5cm x 5cm x 5cm), con el objetivo de producir el esfuerzo necesario para que esta se fracture. El principio básico del equipo (fuerza/área) denota la carga máxima aplicada (en kN) y la superficie (en cm²) sobre la cual se aplicaba la carga.

Al momento de realizar el ensayo, primeramente, se procedió a la medición de los cubos de roca, con ayuda del calibrador, para determinar el área en donde se aplicará la fuerza compresiva. Seguidamente se hizo el pesado de los cubos de roca, con ayuda de la balanza. Posteriormente, se niveló la máquina de ensayos de compresión hidráulica con la ayuda de dos pesas. Luego se colocó la muestra en la máquina y se registró los datos en la interfaz del equipo. Finalmente, se aplicó de la siguiente fórmula:

$$\sigma_c = \frac{F_t \text{ (kN)}}{A \text{ (cm}^2\text{)}} = \text{MPa} \quad (15)$$



Figura 18: A) Muestra cúbica. B) Medición de la muestra. C) Pesado de la muestra. D) Registro de datos y aplicación del ensayo.

e) Índice de Abrasividad

Se lo determinó de acuerdo con Plinninger, (2010), el cual estableció una correlación para determinar el Índice de Abrasividad de la Roca (RAI), mediante la siguiente expresión:

$$RAI = \sum EQC * \sigma_c \quad (16)$$

Donde:

EQC: Contenido equivalente de cuarzo visualizada en una lámina delgada

σ_c : Resistencia a la compresión simple

Posteriormente, al haber obtenido el valor RAI, se correlaciona con la tabla 6 para su respectiva clasificación.

Tabla 6. *Clasificación de la abrasividad de la roca de acuerdo con el RAI*

RAI	Clasificación
<10	No abrasivo
10–30	Ligeramente abrasivo
30–60	Abrasivo
60–120	Muy abrasivo
>120	Extremadamente abrasivo

Nota. Recuperado de (Plinninger, 2010)

5.5. Metodología para el Segundo Objetivo

“Describir los procesos actuales de conminución que se desarrollan en la Planta de Beneficio”

Para cumplir con el objetivo, se realizó la planimetría y se denotó la ubicación de cada equipo utilizado en el proceso de conminución de la planta, así como la recolección de datos técnicos de todos los equipos implícitos en el proceso. Para ello se hizo énfasis en:

- Marca/Modelo
- Tamaño de alimentación y del producto
- Especificaciones técnicas generales

5.5.1. Determinación de las Variables Tecnológicas

5.5.1.1. Trituradora de Mandíbulas. Las variables tecnológicas del proceso de trituración son:

- **Grado de reducción (*i*)**

El grado de reducción, mide el límite de disminución de tamaño de una partícula conseguido por un equipo de conminución. Se emplea tanto en la trituración como en la molienda y viene dada por la siguiente fórmula:

$$i = \frac{F_{80}}{P_{80}} \quad (17)$$

Donde:

F_{80} : Tamaño del diámetro de alimentación

P_{80} : Tamaño del diámetro de salida

- **Velocidad Angular (η)**

La velocidad angular se calculó en base a las siguientes fórmulas:

$$\eta = \frac{360}{\sqrt{s}} \text{ (solo si } \alpha = 20^\circ) \quad \text{o} \quad \eta = 665 \sqrt{\frac{\text{tg}(\alpha)}{s}}; rpm \quad (18)$$

Donde:

s: acercamiento de la mandíbula

α : Ángulo de la mandíbula

- **Capacidad (Tonelaje, Q)**

En base a la fórmula empírica de Taggart (TPH), se lo determinó de la siguiente manera:

$$Q = 0.093 * b * d; TPH \quad (19)$$

Donde:

b: Ancho de la mandíbula (cm)

d: Tamaño del feed (cm)

- **Potencia (N)**

La potencia necesaria que debe tener el equipo se la calculó mediante la expresión de Lewenson:

$$N = \frac{(\eta * b * (F_{80}^2 - P_{80}^2))}{0.34}; CV \quad (20)$$

5.5.1.2. Molino a Bolas. Las variables que se determinó, según Blanco (2014), en este proceso son:

- **Grado de Llenado (J)**

El grado de llenado de un molino, tiene que ser menor al 50%, ya que, si supera este porcentaje, el molino no es eficiente. Se lo determinó en base a la siguiente fórmula:

$$J = 1,13 - 1.23 * \left(\frac{H}{D}\right); \%$$

Donde:

H: Distancia desde el centro del molino hasta los forros (cama) (m)

D: Diámetro del molino (m)

- **Velocidad Crítica (φ_c)**

La velocidad crítica es la velocidad necesaria de giro que tiene el molino para evitar que el material se pegue en las paredes por la inercia que se genere si supera el 70%.

$$\varphi_c = \frac{42.3}{\sqrt{D}}; rpm \text{ (si el diámetro esta en metros)}$$

$$\varphi_c = \frac{76.6}{\sqrt{D}}; rpm \text{ (si el diámetro esta en pies)}$$

- **Volumen Geométrico (VG)**

El volumen geométrico del molino se lo determinó en base a la siguiente manera:

$$VG = \pi * r^2 * h; m^3 \quad (21)$$

Donde:

r: Radio del molino (m)

h: Longitud total del molino (m)

- **Volumen de Carga (VC)**

El volumen de carga del molino es lo que ocupa el medio moledor y se lo determinó en base a la siguiente fórmula:

$$VC = VG * J ; m^3 \quad (22)$$

Donde:

J: Grado de llenado (no debe expresarse en %)

- **Índice de Trabajo (w_i)**

El índice de trabajo se define como la cantidad de energía necesaria para fragmentar un material. Se lo utiliza tanto en molienda como en trituración y para su determinación, se envió 52 kilogramos al laboratorio del Departamento de Metalurgia Extractiva (DEMEX) de la Escuela Politécnica Nacional.

- **Potencia (N)**

La potencia necesaria que debe tener el equipo se la calculó mediante la siguiente fórmula:

$$N = W_B * Q ; kW \quad (23)$$

- **Potencia Real (N_{real})**

Como se mencionó anteriormente, para calcular el índice de trabajo (w_i), se lo determinó a nivel de laboratorio, enviando la muestra de roca al laboratorio de la Escuela Politécnica Nacional. La energía de Bond (W_B) y la potencia (N), se las calculó al igual que en las trituradoras, en este caso se tiene tomó en cuenta la potencia real en base a un factor de carga mayorada, que es la potencia utilizada para el arranque del molino (FS: 1.3).

$$N_{real} = N * FS ; kW \quad (24)$$

- **Tiempo medio de residencia (tr)**

Se lo determinó en base a la siguiente fórmula:

$$Flujo = \frac{Q}{\delta} ; m^3/h \quad (25)$$

$$tr = \frac{Volumen\ del\ molino}{flujo} ; horas \quad (26)$$

5.5.2. Diagrama del Circuito de Conminución Actual

Para la elaboración del diagrama de circuito de trituración-molienda, se lo realizó mediante el uso del software ModSim Student (de acceso académico) y posteriormente para su presentación, se lo digitalizó en el software AutoCAD.

5.6. Metodología del Tercer Objetivo

“Determinar el tamaño óptimo granulométrico en base al análisis de las variables tecnológicas del proceso de trituración-molienda y su relación en el proceso de recuperación por flotación.”

5.6.1. Proceso de Trituración

En el proceso de trituración, se consideró dos opciones:

1. **Selección de la configuración de la trituradora de mandíbulas y de conos (etapa de trituración primaria y secundaria respectivamente):** Con los resultados anteriormente calculados, se procedió a modificar los parámetros más relevantes de acuerdo con la necesidad. Se enfocó principalmente en la configuración que permita controlar el tamaño de salida del mineral triturado en donde se analizó:
 - a. Tamaño de la abertura de la trituradora de mandíbulas ($b * d$)
 - b. Diámetro máximo de partícula

$$\varnothing_{max} = 0.8 * b \quad (27)$$

- c. O.S.S y C.S.S (mayor alejamiento y máximo acercamiento) tanto para la trituradora de conos como la de mandíbulas.
2. **Eficiencia de cribado y evaluación del circuito de trituración:** Se determinó la eficiencia de cribado y se evaluó el porcentaje (%) de carga circulante de la etapa de trituración mediante balance de masas y modelos matemáticos aplicados en el software Excel.

Para la eficiencia de cribado, se relacionó los valores provenientes de los ensayos granulométricos para ambas etapas de trituración, tanto en la banda que transporta el material proveniente de la trituradora de mandíbulas (retenido del cribado) y el material proveniente del stock 2 de finos (pasante del cribado), y se tomó en cuenta la siguiente relación:

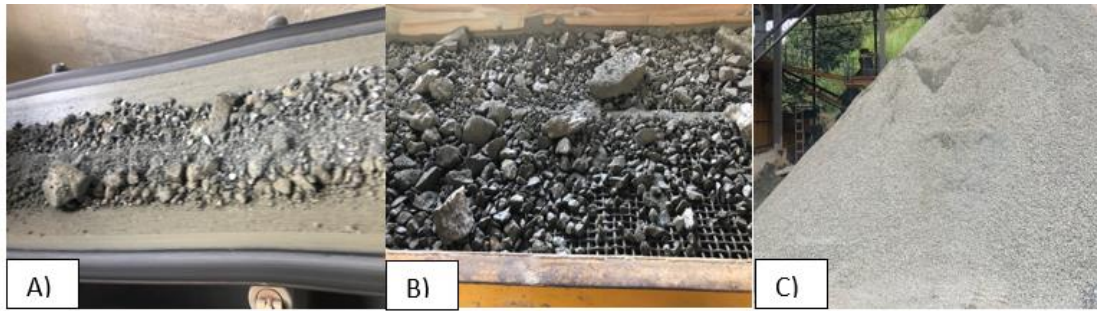


Figura 19: A) Producto de la trituradora de mandíbulas en la banda 1. B) Material retenido en la zaranda 2, con abertura de $\frac{3}{4}$ ". C) Material fino acumulado pasante de la zaranda 2 en el stock 2.

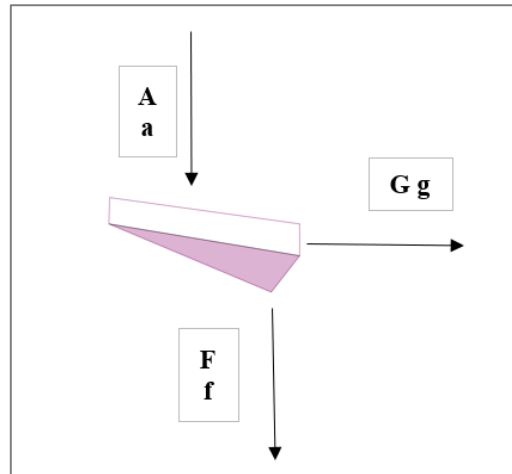


Figura 20: Variables para determinar la eficiencia de la criba vibratorio de 5.6 m^2 con una abertura de malla cuadrada de $\frac{3}{4}$ ", donde A: Alimento (ton/h), a: % de alimentación), F: Tamaño pasante (ton/h), f: % de finos, G: Tamaño retenido (ton/h) y g: % de gruesos

1. Balance de masas (flujo)

$$A = F + G$$

2. Balance de masas, considerando los porcentajes de finos y gruesos

$$a * A = f * F + G * g$$

3. Eficiencia de clasificación a gruesos

$$\%EG = \frac{g * G}{a * A}$$

4. Eficiencia de clasificación a finos

$$\%EF = \frac{(100 - f) * F}{(100 - a) * A}$$

5. Eficiencia Total

$$\%E_T = EG * EF * 100$$

$$\%E_T = \left(\frac{g * G}{a * A} \right) * \left(\frac{(100 - f) * F}{(100 - a) * A} \right) * 100$$

$$G = \left(\frac{a - f}{g - f} \right) * A$$

$$F = \left(\frac{a - g}{f - g} \right) * A$$

$$\%E_T = \left(\frac{g * \left(\frac{a - f}{g - f} \right) * A}{a * A} \right) * \left(\frac{(100 - f) * \left(\frac{a - g}{f - g} \right) * A}{(100 - a) * A} \right) * 100$$

$$\%E_T = \left(\frac{g}{a} \right) * \left(\frac{a - f}{g - f} \right) * \left(\frac{100 - f}{100 - a} \right) * \left(\frac{a - g}{f - g} \right) * 100 \quad (28)$$

La ecuación 28 es el resultado de los respectivos despejes y reemplazamientos de las fórmulas implícitas dentro del cálculo de la eficiencia de total de cribado.

En cambio, el balance de masas en el proceso de trituración (primario y secundario), se tomó en cuenta valores como el flujo o caudal de alimentación (60 Ton/h), los porcentajes (%) de finos, gruesos y alimentación de la criba y, tamaños de entrada (F_{80}) y salida (P_{80}) en pulgadas. El balance, se lo desarrolló con ayuda del software Excel.

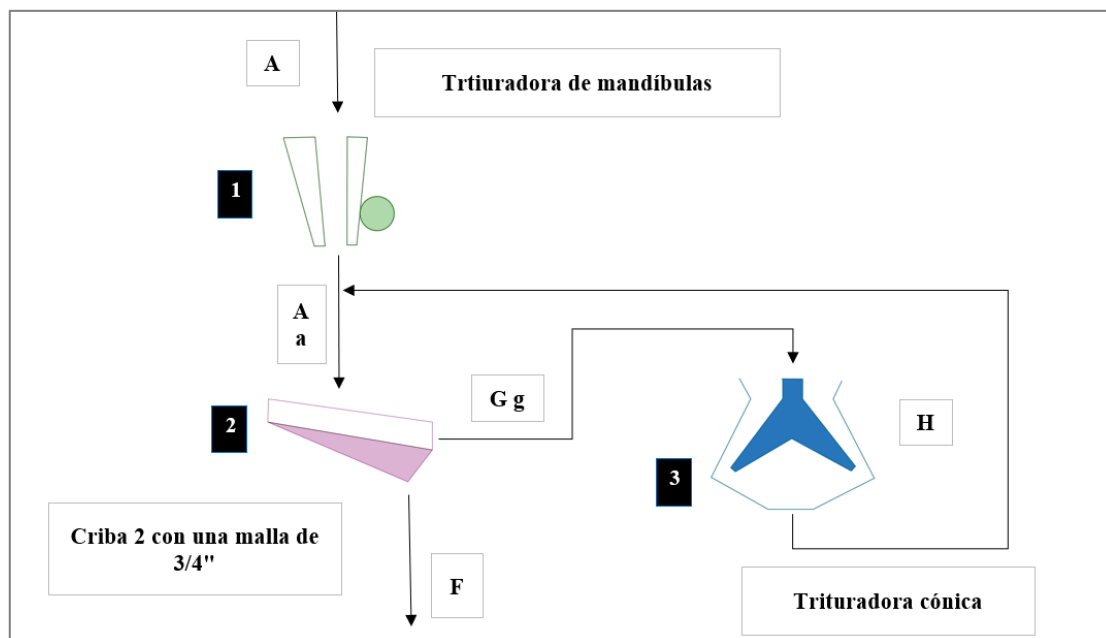


Figura 21: Balance de masa en el proceso de trituración, donde A: Flujo de entrada F_{80} a la trituradora de mandíbulas (ton/h), C: El P_{80} saliente de la trituradora primaria de mandíbulas que alimentará a la criba (ton/h), G: Flujo de material grueso retenido que pasará como F_{80} a la trituradora secundaria (ton/h), F: Finos pasantes de $3/4$ " (ton/h) y H: Material P_{80} que sale de la trituradora secundaria de conos (ton/h). También se considera los porcentajes (a, g, f) antes determinados en el cálculo de la eficiencia de cribado.

5.6.2. *Proceso de Molienda*

Al igual que en el proceso de trituración, se realizó el cálculo de la eficiencia del hidrociclón y carga circulante. Para ellos se utilizó la misma expresión del cálculo de eficiencia en cribas (ecuación 28).

Se analizó variables tecnológicas como el tiempo de molienda, velocidad del molino, cantidad de medio moedor, hasta establecer una relación con la reducción de la malla granulométrica (-#200).

Se determinó el tamaño de bola óptimo para el molino a través de la siguiente expresión:

$$B_s = \left(\frac{F_{80}}{k}\right)^{0.5} * \left(\frac{\delta * \left(\frac{w_i}{1.10299}\right)}{\%N_c * D^{0.5}}\right)^{\frac{1}{3}} \quad (29)$$

Donde:

w_i : índice de trabajo (kWh/Ton)

F_{80} : Tamaño del diámetro de alimentación

k : Constante para molino de bolas (molienda húmeda: 350)

$\%N_c$: Porcentaje de velocidad crítica que opera el molino

D : Diámetro del molino en pies

La distribución de bolas se lo realizó desde el tamaño de bola óptimo hasta una pulgada como mínimo, con la finalidad de que las bolas de acero ocupen los espacios vacíos que deja el medio moedor de mayor tamaño y produzca una molienda más fina.

5.6.3. *Análisis Granulométrico*

5.6.3.1. *Granulometría de Gruesos*

Se realizó el análisis granulométrico en el laboratorio de Mecánica de Rocas y Materiales de la Carrera de Ingeniería en Minas de la Universidad Nacional de Loja, del material procedente de las dos etapas de trituración, por lo cual se tomó 4 kg de muestra en las bandas salientes de cada proceso.

Se hizo uso de los siguientes tamices malla Estándar US-ASTM:

- **Trituración Primaria:** 2 ½", 2", 1 ½", 1", ¾" y ½".
- **Trituración Secundaria:** 1", ¾", ½", 3/8" y ¼".

Posterior a ello, se registró los pesos retenidos en (gr) por cada tamiz. Finalmente, con ayuda del software Excel, se aplicó la distribución de Gates-Gaudin-Schuhmann, para obtener el F₈₀ resultante tanto para la trituración primaria como secundaria y sus respectivas curvas granulométricas.

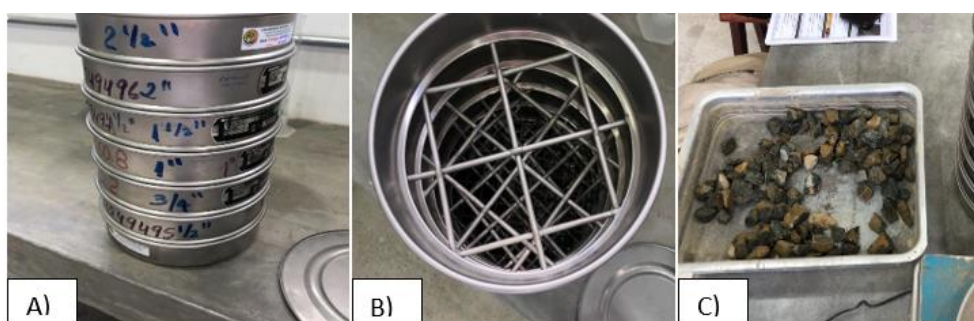


Figura 22: A) Tamices: 2 ½", 2", 1 ½", 1", ¾" y ½" para la granulometría procedente de la trituradora de mandíbulas primaria. B) Abertura del primer tamiz de 2 ½" (63 mm). C) Material procedente de la trituración primaria (4 Kg)

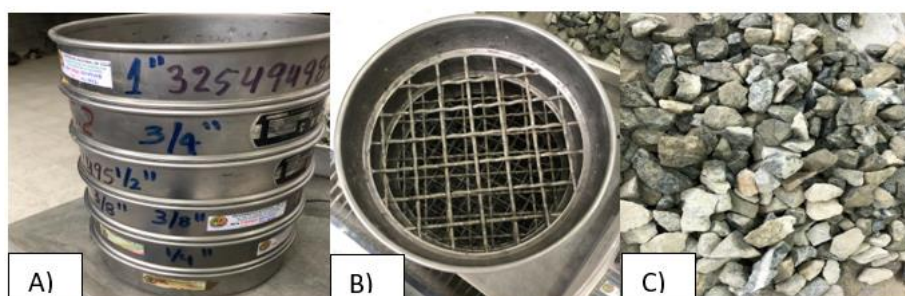


Figura 23: A) Tamices: 1", ¾", ½", 3/8" y ¼", para la granulometría procedente de la trituradora cónica secundaria. B) Abertura del primer tamiz del 1" (25.4 mm). C) Material procedente de la trituración secundaria (4 Kg)

5.6.3.2. Granulometría de Finos

Se dividió en dos etapas, la primera dedicada a los ensayos de cinética de molienda a nivel de laboratorio y la segunda etapa mediante la toma de muestras y, análisis granulométrico del material proveniente del molino de bolas y del hidrociclón de la planta de beneficio "Playitas" Código 30000928. La finalidad de los ensayos granulométricos en ambas etapas fue destacar el F₈₀ característico en cada producto y tandas de molienda, obteniendo las respectivas curvas granulométricas.

Los ensayos de tiempo (cinética de molienda), se los desarrolló haciendo uso del molino de bolas de laboratorio, perteneciente al Laboratorio de Mecánica de Rocas y Materiales de la carrera de Ingeniería en Minas de la Universidad Nacional de Loja.

El ensayo consistió en moler 7 Kg de material acondicionado a $\frac{3}{4}$ " por diferentes tiempos, mediante prueba y error, hasta llegar a la granulometría deseada (pasante malla #200), tomando en cuenta 15 minutos por 3 intervalos a partir de 1 hora de molienda; es decir, tiempo de molienda a 1 hora, 1 hora y 15 minutos, 1 hora y 30 minutos y, 1 hora y 45 minutos (total: 4 tiempos de molienda). Los datos técnicos tanto del molino y del llenado del mismo (material, agua y bolas de acero) se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 7. *Datos técnicos del molino de laboratorio*

Parámetros del Molino	
Diámetro (D)	30.2 cm = 11.9"
Longitud (L)	49.2 cm= 19.37"
Cantidad de bolas	22 kg
Tamaño de bolas	3.5", 1.5", 1" y $\frac{1}{2}$ "
Cantidad de agua	Relación 1:1
Cantidad de material	7 kg
Tamaño del alimento	$\frac{3}{4}$ "
Velocidad crítica	73 rpm

En la segunda etapa, se tomó 2 kg de muestra de la pulpa saliente del molino y del hidrociclón y se tamizó 200 gr de ambos.

De manera general, se tomó como referencia la norma ASTM C-136, se hizo uso de una balanza electrónica, mufla, agitador mecánico y tamices: #16, #20, #30, #40, #60, #80, #100 y #200. Tanto para los ensayos de molienda y la toma de muestras en campo, al tratarse de una pulpa (% sólidos y % líquido), se realizó el tiempo de secado en una mufla a 110°C por 24 horas. Posteriormente se procedió a realizar el cuarteo de la muestra y se tomó 1 kg para el análisis granulométrico en seco por cada uno de los tamices. Cabe recalcar que se tuvo que registrar los pesos del material retenido en cada tamiz, y se evaluó el porcentaje de material pasante y retenido.

Para el desarrollo del trabajo investigativo, se enfocó en el material F_{80} establecido por Gates-Gaudin-Schuhmann, pasante de la malla #200. Finalmente, el material en el tiempo de

molienda óptimo calculado (mayor F_{80} pasante malla #200), se evaluó el porcentaje de recuperación mediante un ensayo de flotación.



Figura 24: A) Molino a bolas de 11.9'' x 19.37'' (DxL). B) Secado de la pulpa. C) Cuarteo del material molido. D) Tamizado en seco del material fino.

5.6.4. Ensayos de Flotación

Con la finalidad de contrastar los tamaños granulométricos obtenidos en los diferentes tiempos de molienda vs el porcentaje de recuperación del metal oro (Au) por flotación, en razón de que es el proceso de concentración que utiliza la planta de beneficio. Se realizó un ensayo de flotación del material que cumplió con el mayor porcentaje de granulometría deseada (F_{80} pasante malla #200), en el laboratorio de Tratamiento y Beneficio de Minerales, perteneciente a la Universidad Técnica Particular de Loja. Se empleó el equipo DENVER, modelo D-12, el cual tiene un motor de 1 HP.

Primeramente, se pesó 750 gr de la muestra perteneciente al tiempo de molienda que logró reducir el 80% pasante malla #200. Seguidamente, se preparó los reactivos de acuerdo con los mismos que utilizan en el proceso de flotación en la planta de beneficio “Playitas” (colectores: 208, 1404, 736, Z11 y Z6; espumantes: 350 y 370) y se los dosificó según el volumen de la celda de flotación del laboratorio. Se llevó a disolución en un balón de aforo con 100 ml de agua destilada. El peso de los reactivos se los determinó en base a la siguiente expresión:

$$\text{Cantidad de reactivo} = \frac{\text{Peso de la muestra} * q * 10^{-6}}{1} \quad (29)$$

Donde:

q : factor de carga (100-75), depende del reactivo

Posteriormente a ello, se colocó los 750 gr del mineral y 1500 ml de agua. Se controló el pH inicial y se lo regula hasta obtener un pH requerido (6.12) mediante la adición de cal.

Luego se realizó de manera dinámica, acondicionamiento-flotación, en los lapsos de tiempo establecidos.

Cabe recalcar, que, finalizado el tiempo de acondicionamiento, se procedió a abrir el paso de aire por un tiempo determinado para recoger las burbujas en una bandeja.

El acondicionamiento mediante la dosificación de reactivos y tiempos, están denotados en la tabla 8.

Una vez recolectada la espuma en las bandejas (concentrado), se procedió a secarlas en la mufla a 110°C por 24 horas. Posterior a ello, se evaluó la ley de cabeza, concentrado y relave para Oro. Se realizó el respectivo balance metalúrgico y, se comparó el porcentaje de recuperación actual y el obtenido en laboratorio.

Tabla 8. *Tiempo y dosificación de los reactivos de flotación*

Tiempo (min)	Operación	Z6 (100)	Z11 (100)	208 (75)	1404 (75)	736 (100)	370 (100)	350 (75)
15	Acondicionamiento	50 ml	50 ml	40 ml	40 ml	40 ml	50 ml	40 ml
3	Flotación							
5	Acondicionamiento	30 ml	30 ml	30 ml	30 ml	30 ml	30 ml	30 ml
3	Flotación							
4	Acondicionamiento	20 ml	20 ml	30 ml	30 ml	30 ml	20 ml	30 ml
2	Flotación							



Figura 25: *A) Dosificación de reactivos. B) Acondicionamiento y flotación. C) Concentrado y relave. D) Secado del concentrado y del relave.*

Para evaluar el porcentaje de recuperación se hizo uso de la siguiente expresión:

$$\text{Recuperación \%} = \frac{\text{Peso del concentrado con su ley}}{\text{Peso del alimento con su ley}}$$

5.6.5. Evaluación Económica

En esta etapa, se analizó los costos fijos y variables presentes en la Plante de Beneficio “Playitas” Código 30000928.

Se calculó y se comparó el consumo energético actual del proceso de trituración y el propuesto (tomando un valor de 0.09 ctvs el kWh), con la finalidad de contrastar el ahorro energético en términos técnico-económicos. En el cálculo también se denotó el consumo energético de los demás equipos implícitos dentro del proceso de trituración, tales como; alimentadores y zaranda.

Para el proceso de molienda, se analizó el costo para adquirir el tonelaje de bolas forjadas de acero para mejorar la granulometría dentro de este proceso y, se desarrolló una comparativa económica tomando el precio del oro actualmente y el ingreso mensual que tendrá la planta a partir de un mayor porcentaje de recuperación.

6. Resultados

6.1. Resultados del Primer Objetivo

6.1.1. Descripción Macroscópica y Microscópica

Basado en el análisis macroscópico desarrollado en el laboratorio de Mineralogía de la Carrera de Ingeniería en Minas de la Universidad Nacional de Loja y los resultados del análisis microscópicos brindados por el laboratorio del departamento de Geología perteneciente a la Escuela Politécnica Nacional, se determinó que la roca toma el nombre de Dacita (ficha 1 y 2 en el anexo 2), la misma que presenta grandes fragmentos de roca envueltos por una matriz vítrea que ha sido completamente alterada a clorita.

La cloritización puede haber ocurrido a partir de cristales máficos, que ya no están presentes en la muestra debido a la marcada alteración. Además, la muestra presenta un grado de silicificación, evidenciado por la presencia de cuarzo, que es producto de este proceso.

También exhibe varios eventos de fracturación, rellenos con vetillas de cuarzo (Qtz). Algunas de estas vetillas contienen minerales metálicos, como piritita (Py), calcopiritita (Ccp) y esfalerita (Sp), que son identificables en la muestra de mano. Además, algunas vetillas presentan hematita junto con cuarzo, caracterizada por su color rojizo. La roca también muestra un grado intermedio de silicificación y alto grado de cloritización.

Se determinó un 45% de cuarzo mediante luz polarizada plana, de igual manera clorita (Chl) con un 44%, cuya coloración característica verde no presentó maclas. Es importante mencionar que la clorita puede aparecer por alteración de minerales máficos previos. También presentó un 5% de minerales opacos asociados a sulfuros. Las arcillas representaron un 6% las mismas que aparecen en pequeñas fracciones.

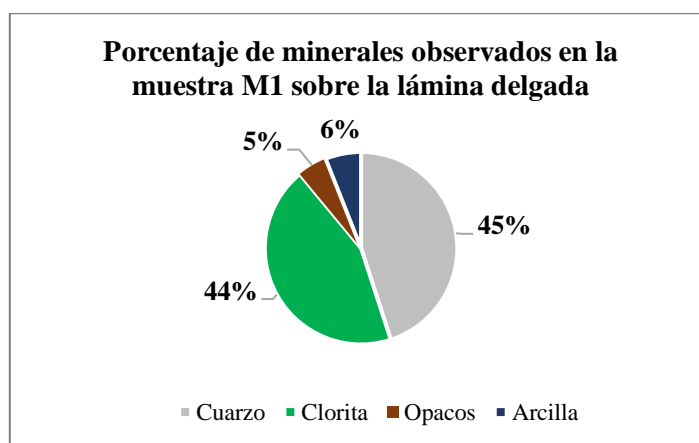


Figura 26: Porcentaje de minerales observados a través de luz polarizada plana. 44% clorita, 45% cuarzo, 5% minerales opacos y 6% arcillas

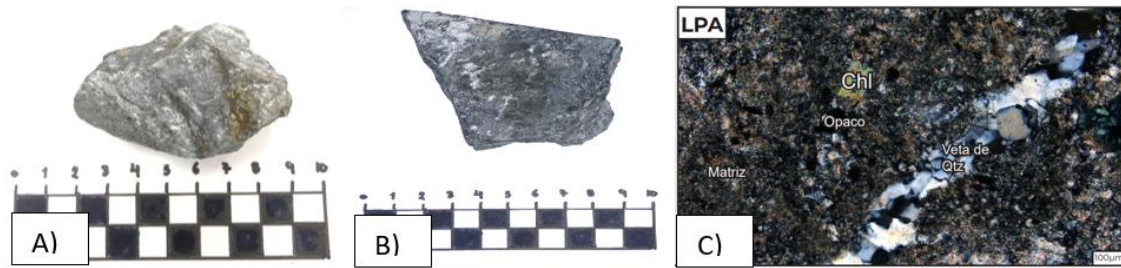


Figura 27: A) Caracterización macroscópica de la muestra SPBP_1. B) Caracterización macroscópica de la muestra SPBP_2. C) Lámina delgada, presencia de cuarzo (Qtz) y clorita (Chl) a 100 μm

Para la muestra 1, se observó cristales de pirita (Py), calcopirita (Ccp) y esfalerita (Sp) formando parte de una vetilla. Se aprecian cristales de galena (Gn) dentro de la calcopirita (Ccp) y esfalerita (Sp). El oro (Au) está encapsulado en la calcopirita (Ccp).

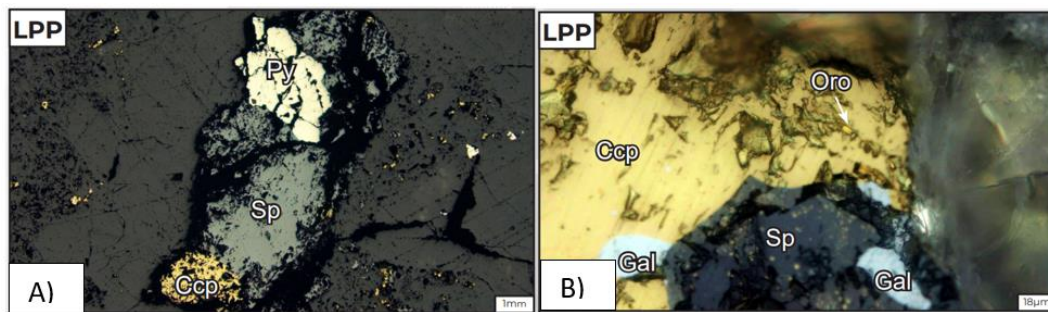


Figura 28: A) Visualización de calcopirita (Ccp), pirita (Py) y esfalerita (Sp) a 1 mm. B) Visualización de galena (Gal) y Oro encapsulado a 18 μm

Para la muestra 2, se identificó una vetilla de calcopirita que contiene cristales de pirita (Py) y esfalerita (Sp). De igual manera, se aprecia un pequeño cristal de oro (Au) encapsulado en la calcopirita (Ccp) y se distingue un cristal de galena (Gn).

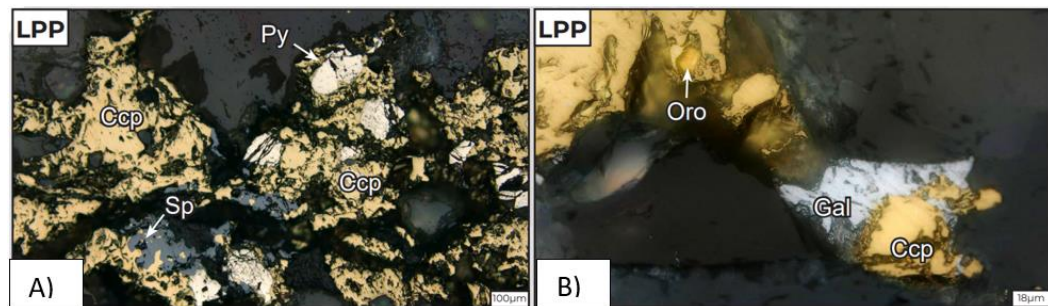


Figura 29: A) Visualización de calcopirita (Ccp), pirita (Py) y esfalerita (Sp) a 100 μm . B) Visualización de galena (Gal) y Oro encapsulado a 18 μm

En cuanto a los resultados brindados por laboratorio del Departamento de Metalurgia Extractiva (DEMEX) perteneciente a la Escuela Politécnica Nacional. El análisis de Difracción de Rayos X, denotados en el anexo 4, tanto para la muestra 1 y 2, se evidenció la presencia de 80% de contenido de cuarzo, Qtz (SiO_2); 9% de clinocloro, 4% de Caolinita, Kln

($\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$); 3% de moscovita, Ms ($\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$); 2% de calcita, Cal (CaCO_3); y 2% de Pirita, Py (FeS_2)

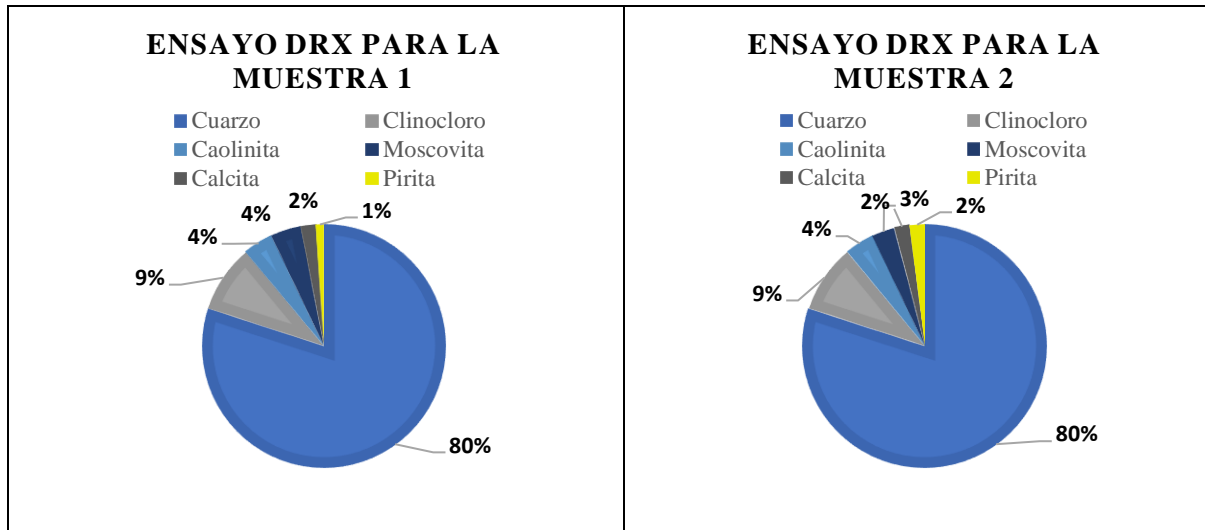


Figura 30: Resultados cuantitativos de porcentaje de minerales presentes en la muestra M1 y M2 mediante ensayos de Difracción de Rayos X.

6.1.1.1. Ley de Oro (Au)

En base a la ley de cabeza, cuyo dato fue otorgado por la planta de beneficio “Playitas” Código 30000928 y por el laboratorio de Beneficio de Minerales de la Universidad Técnica Particular de Loja para evaluar el porcentaje de recuperación; se obtuvo lo siguiente:

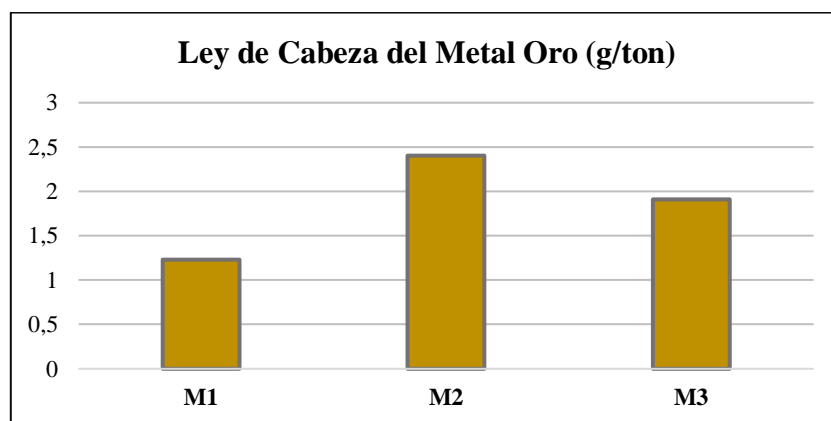


Figura 31: Resultados obtenidos mediante el ensayo al Fuego para determinación de leyes de cabeza de Oro (Au)

En la figura 33 se observa los valores de la ley de cabeza de oro (Au) para tres muestras (M1, M2 y M3), en donde se registraron leyes de 1,23 g/ton Au; 2,4 g/ton Au y 1,91 g/ton Au respectivamente. Dando como resultado una media de 1,8 g/ton Au.

6.1.2. Propiedades Físico-Mecánicas

Se determinó que la roca tiene un peso específico real de 2.86 gr/cm^3 , prácticamente no contuvo humedad (0.11%) debido a que la roca se encuentra en un área al aire libre mínimo por un día. Es una roca compacta debido a que su porcentaje de porosidad es relativamente bajo (2.07%).

Tabla 9. Resultados obtenidos de los análisis de laboratorio para la determinación de las propiedades físicas de 3 muestras de roca.

	M1	M2	M3	Promedio
Peso específico aparente	$2.74 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$2.89 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$2.77 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$2.8 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$
Peso específico real	$2.8 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$2.98 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$2.8 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$2.86 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$
Contenido de Humedad	0.01%	0.14%	0.19%	0.11 %
Porosidad	2.14%	3.02 %	1.07%	2.07 %

En cuanto a las propiedades mecánicas, la roca se clasifica según la escala de Protodyakonov como de “Alta resistencia a excepcional”. Se obtuvo un coeficiente de fortaleza de 17.7 y un RAI de 70.3% al considerar el porcentaje de cuarzo observado en la lámina delgada de la muestra M1, clasificando la roca como “muy abrasiva”.

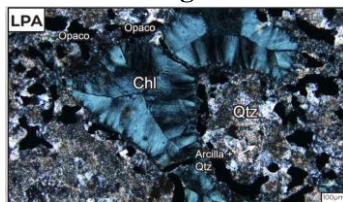
Tabla 10. Resultados obtenidos de los análisis de laboratorio para la determinación de las propiedades mecánicas de 3 muestras de roca para el ensayo de RCS.

	M1	M2	M3	Promedio
RCS	166.04 MPa	154.8 MPa	206.2 MPa	175.7 MPa
Fortaleza	16	15	20	17.7

Abrasividad

Contenido de Cuarzo Macroscópicamente

Lámina delgada: 45%



$$RAI = \sum EQC * \sigma_c$$

$$RAI = (0.45) * 175.7 \text{ MPa}$$

$$RAI = 70.3 \%$$

Clasificación
Muy Abrasivo (60-120)

Los resultados de las propiedades físicas y mecánicas se detallan en el Anexo 6 y Anexo 7.

6.2.Resultados del Segundo Objetivo

6.2.1. Descripción General de la Planta de Beneficio "Playitas"

Primeramente, se tomó como referencia la planimetría de la Planta de Beneficio "Playitas", la cual fue proporcionada por la misma empresa. El área total de la planta es de 4.92 ha. En las cuales, se dividen en zonas de:

- Garita
- Área de sistema eléctrico
- Taller
- Área de procesamiento mineral
- Área de tratamiento de relaves
- Relaveras
- Edificio de administración



Figura 32: A) Área de procesamiento mineral. B) Área de tratamiento de los relaves

Existen 3 relaveras, en donde la relavera 1 tiene un área de 1590 m², la relavera 2 abarca un área de 1573 m² y la relavera 3 con un área de 2901 m². Dando un total de 6064 m² en área solo para relaveras.



Figura 33: Relaveras de la planta de beneficio "Playitas"

El proceso que se lleva a cabo comienza desde la extracción mineral desde la mina "O-Nivel" Código 277, hasta la planta de beneficio "Playitas" Código 30000928. El principal mineral que la planta recupera es el Oro (Au), aunque también Plata y Cobre, pues el concentrado es almacenado en los Big Bags para posteriormente exportarlo a China. Dentro de la planta, existen dos líneas de trabajo, las cuales, de manera general son:

- **Línea 1:** En la línea uno, por lo general, la planta procesa 300 toneladas al día, en donde se lleva a cabo un proceso habitual de trituración y de molienda, utilizando la tolva de finos 2 y el molino de bolas 2. Para luego pasar al proceso de concentración de manera natural. El diagrama de flujo de la línea 1, está representado en el Anexo 11.
- **Línea 2:** Esta línea se activa cuando la planta procesa más de 500 toneladas al día, en dependencia de los requerimientos de la empresa, pero no suele ser habitual. En este proceso, se lleva la acumulación de mineral triturado, para posteriormente llevarlo a una etapa de molienda y remolienda, utilizando las tolvas 1 y 2, y los molinos 1 y 2. Lo que se busca en esta línea, es ganar tonelaje.

El estudio, se centró en la línea 1. Debido a que es un proceso habitual que realiza la planta.

6.2.2. Descripción del Proceso de Conminución

Zona de Stock: En el área, existen dos zonas de stock. Primeramente, está el stock que contiene el Todo-Uno, que tiene un área de 180 m², con un volumen de 468 m³ y almacena aproximadamente 1338.5 toneladas. El stock 2, que guarda el material triturado, al formar un cono, tiene una altura de 4.76 m, un volumen de 79.75 m³ y almacena 228.1 toneladas de material aproximadamente.



Figura 34: A) Stock 1 tipo carpa del material Todo-Uno. B) Stock 2 tipo cono del material triturado

Tolva de Gruesos: Para que el material ingrese a la tolva, en la boca de entrada, existe una criba fija con barrotes separados 40 cm. La tolva en su entrada es de 6 x 6 m y de salida de

1.2 x 1.2 m, con una altura total de 4.8 m. El volumen de la tolva es de 122.11 m³, que almacenan 210.03 toneladas de material húmedo y 207.9 toneladas de material seco.



Figura 35: A) Criba fija con separación de 40 cm ubicados en la parte superior de la tolva de gruesos. B) Tolva de gruesos de 210 Ton

Alimentador y Zaranda 1: Después de que el material se deposite en la tolva, cae por gravedad hacia un alimentador de vaivén con una descarga regulable de 30 cm de altura y un ancho de 80 cm. Este alimentador, ubicado en la parte inferior de la tolva, transporta el mineral hasta la zaranda 1. La zaranda consta con una superficie lisa, la cual, mediante vibraciones facilita el desplazamiento del material hacia la trituradora primaria de mandíbulas.

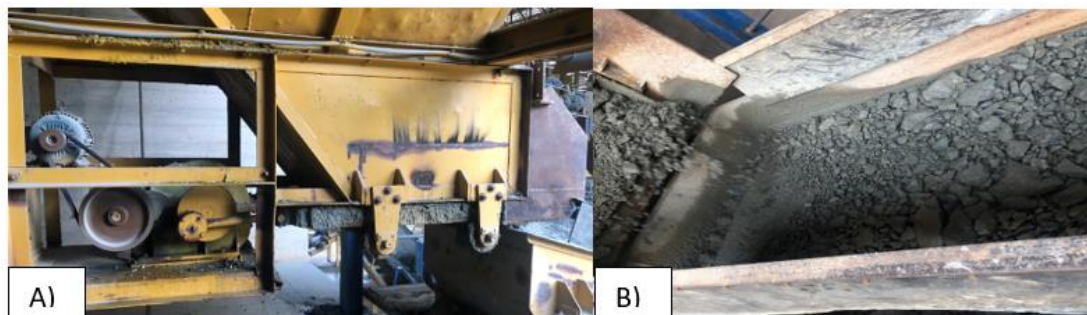


Figura 36: A) Feeder de vaivén o reciprocante. B) Zaranda vibratoria 1 de plancha

Trituración Primaria (Trituradora de Mandíbulas): La trituradora de mandíbulas tiene una boca de entrada de 50 cm y una salida de 6 cm abierta (O.S.S), y de 3 cm cerrada (C.S.S). El material ingresa con tamaños máximos de 40 cm y se reduce siete veces ($i=7$) hasta obtener una granulometría entre 6 y 3 cm o menor. Mediante la fórmula de Taggart, se determinó un caudal de 186 TPH, ajustado a un tonelaje real de 142.3 TPH, teóricamente esta trituradora puede trabajar con ese flujo potencial y constante. Actualmente, trabaja 5 horas al día, por lo que realmente se tritura 60 TPH. La trituradora de mandíbulas opera a una velocidad angular de 193.79 rpm y tiene una potencia de 30 kW aproximadamente (teórico y real) sin considerar el ajuste. El material triturado es transportado por la Banda 1 hasta la zaranda 2, donde se clasifica el material que cumple con la granulometría de $\frac{3}{4}$ de pulgada (1.9 cm).

Por lo general, sólo una pequeña cantidad cumple con este requisito. La mayor parte del mineral que no cumple con el tamaño especificado es transportada por la Banda 2 hasta una etapa de trituración secundaria.

El cambio de forros para la mandíbula fija se lo realiza cada 18 meses, mientras que la móvil 2 años. Tienden a darle la vuelta a los forros a los 5 meses aproximadamente.

Trituración Secundaria (Trituradora Cónica): La trituradora cónica SRH, tipo Symons de 3ft, es encargada de realizar este proceso. El diámetro del cono es de 1.2 m, con un ángulo de trituración de 41° y una longitud de descarga de 35 cm, entrada de 20 cm, y salida de 2 cm en posición cerrada (C.S.S). El material que no cumple con la granulometría deseada, por medio de la Banda 3, pueden ingresar a esta trituradora. Admite tamaños máximos de 16 cm, actualmente el tamaño de alimentación es de 6 cm y un tamaño de salida de $\frac{3}{4}$ de pulgada (1.9 cm), con un grado de reducción $i=3$. Actualmente, trabaja 5 horas al día, por lo que realmente se tritura 60 TPH. Se determinó un caudal teórico de 78.40 TPH, 147.35 rpm que representó al número de vueltas del cono y una potencia de 35 kW.

El producto es llevado por la Banda 4 hasta nuevamente la Banda 1, que llevará al control de tamaños por la Zaranda 2, cumpliéndose un circuito inverso cerrado.

El cambio de forros de la trituradora cónica, tanto para el cono móvil, como para el cono fino, se lo realiza cada 2 meses.

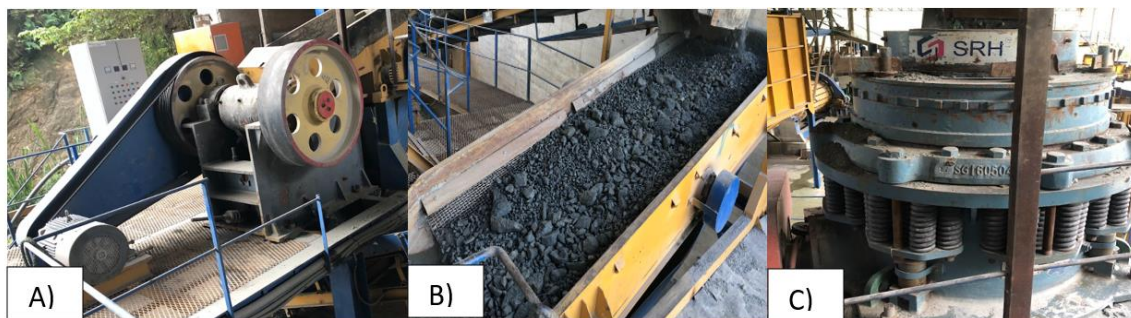


Figura 37: A) Trituradora de mandíbulas de 500 x 600 mm (Bxb). B) Zaranda 2 vibratoria de 5.6 m² con malla metálica cuadrada de $\frac{3}{4}$ de pulgada. C) Trituradora cónica Symons 200 x 1200 mm (axD).

Tolva de Finos 2: El material que cumple con el tamaño de $\frac{3}{4}$ de pulgada, será transportado por las Bandas 5 y 6 hasta la tolva de finos. Esta tolva tiene un diámetro de entrada de 5 m y en la salida una cavidad rectangular de 60 cm de ancho x 120 cm de largo. El volumen que se determinó es de 83 m³, almacena 189.2 toneladas de mineral húmedo y 187.34 toneladas de mineral seco. El mineral es transportado hacia el molino de bolas, por medio de una banda transportadora de 0.6 m de ancho con una inclinación de 22° . La tolva de finos 2, conecta al

molino de bolas 2 de carga y descarga lateral. El cual es usado para dar cumplimiento a la línea de trabajo 1.



Figura 38: Tolva de Finos 2 tipo cilíndrica de 190 Ton

Molino de bolas 2: La etapa de molienda, comienza con el molino de bolas, el cual tiene un diámetro de 2.1 m y longitud de 3.6 m. El tamaño que entra al molino es de $\frac{3}{4}$ de pulgada y el producto es más o menos malla #200 (74 micras). Se calculó la velocidad crítica de rotación ajustada al 75%, de 21.9 rpm. El grado de llenado, teniendo una cama de 1.4 m, es de 31.67 %, que cumple con el requerimiento que debe ser menor al 50%. El volumen geométrico del molino es de 12.47 m³, cargado solamente 3.9 m³.

El índice de trabajo (w_i) proporcionado por el Departamento de Metalurgia Extractiva, denotado en el anexo 9, tiene un valor de 18.84 kWh/Ton. La energía necesaria que se determinó en base a la teoría de Bond es de 20.54 kWh/Ton y una potencia real de 333 kW (ajustada al valor de 1.3 para molinos).

El molino trabaja las 24 horas del día. El tiempo de residencia es de 2.85 horas, con un tonelaje de 12.5 TPH. Los forros son de acero al manganeso y se cambian cada 8 meses. En lo que concierne al medio moedor, se coloca 17 toneladas en forma de rosario de bolas de acero de 4"- 3"- 2" pulgadas.

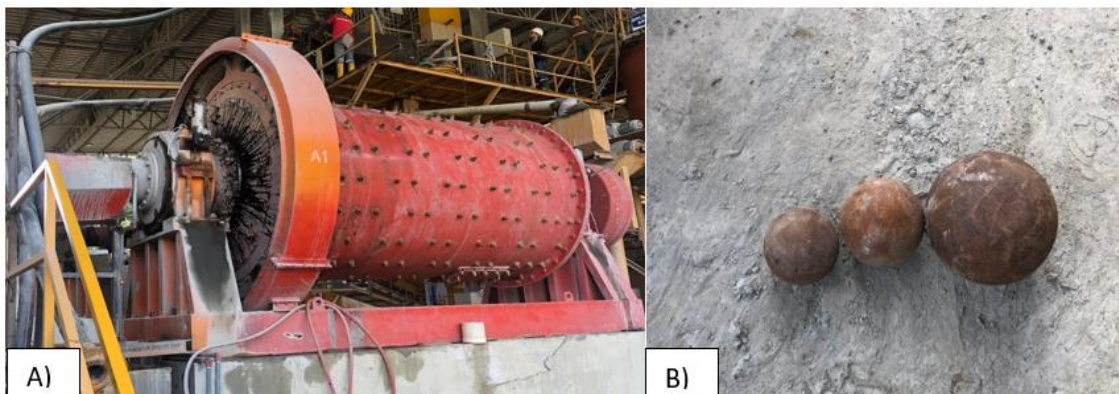


Figura 39: A) Molino a bolas 2 de 2.1 x 3.6 m. B) Medio moedor en rosario de 4, 3 y 2 pulgadas

Hidrociclón y Bomba de Sólidos: Existen dos hidrociclones (D6 y D10). Luego de que el material salga del molino, la pulpa pasa por una bomba de sólidos con una potencia de 3kW hasta el hidrociclón D10 el cual envía la pulpa al sistema ICON, para separar el oro libre. El resto de mineral regresa al hidrociclón y nuevamente lo envía al molino, que posteriormente, pase a flotación.



Figura 40: A) Bomba centrífuga de sólidos de 3kW. B) Hidrociclones tipo D6 (verde) y D10 (azul)

6.2.3. Generalidades del Proceso de Concentración

Primero se realiza un proceso concentración gravimétrica utilizando un sistema ICON, compuesto por tres concentradores FALCON modelo SB350, diseñados para recuperar partículas de oro libre.



Figura 41: Sistema ICON conformado por 3 concentradores Falcon

Posteriormente, se lleva a cabo el proceso de flotación tipo “bulk”, que emplea un tanque acondicionador y un sistema de seis celdas Serranas (dos celdas de 8 x 8 pies y cuatro celdas de 6 x 6 pies), complementado con dos celdas tipo Denver.

El mineral flotado se dirige a un espesador de 80 toneladas, luego pasa a través de un filtro prensa para obtener el concentrado. La planta de beneficio "Playitas" maneja un porcentaje de recuperación que oscila 75%

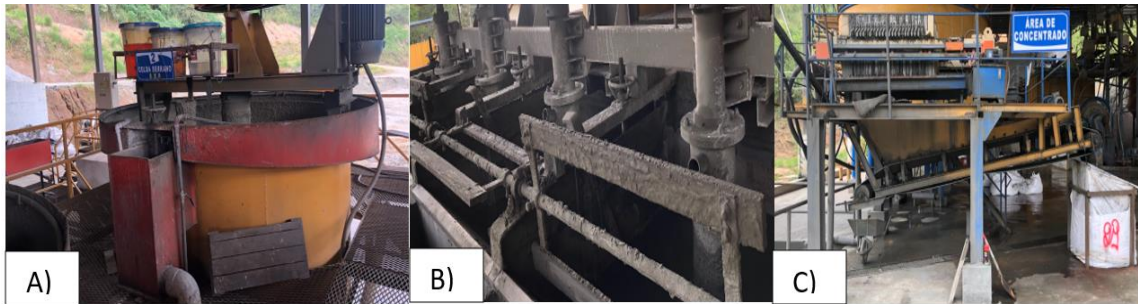


Figura 42: A) Celdas Serranas de 8x8 y 6x6 ft. B) Celdas Denver. C) Espesado, filtrado y colocación del concentrado en las Big Bags

El consumo energético total de la planta de beneficio es de aproximadamente 294359 MW al mes, con un costo energético de \$10 300 mensuales.

Las principales falencias que se denotó al momento de visualizar y describir el proceso de conminución, es la acumulación del material proveniente del producto de la trituradora primaria de mandíbulas hasta la criba vibratoria, dando así un rechazo (tamaños ≥ 3 cm de acuerdo al ajuste del set de la trituradora de mandíbulas) de más del 90% y un pasante de menos del 10% aproximadamente. El producto de la trituradora de mandíbulas puede pasar manera directa hacia una trituración secundaria evitando pérdidas y desgaste de la malla de la criba.

En el proceso de molienda, se denotó que el tamaño óptimo de bola y distribución de estas no es la adecuada (4 pulgadas, 3 pulgadas y 2 pulgadas), por lo que manejan una granulometría de $F_{80} = 140 \mu\text{m}$ (pasante malla #100) aproximadamente. Para obtener una granulometría más fina tiende a colocar bolas de hasta 1 pulgada de diámetro, pues mientras más pequeña esta sea, ocupara los espacios vacíos que dejan las bolas de acero de mayor tamaño.

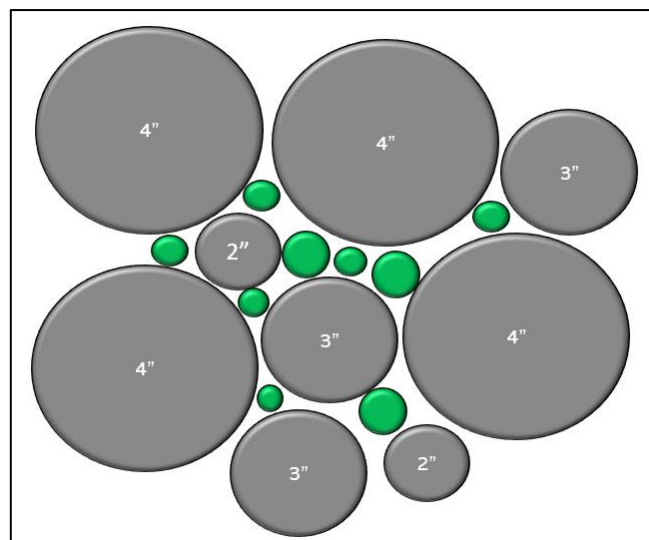


Figura 43: Distribución de medio moedor actual dentro del proceso de molienda. Denotación de los espacios vacíos (color verde), por lo que se prevé una nueva distribución de medio moedor

6.3. Resultados del Tercer Objetivo

6.3.1. Proceso de Trituración

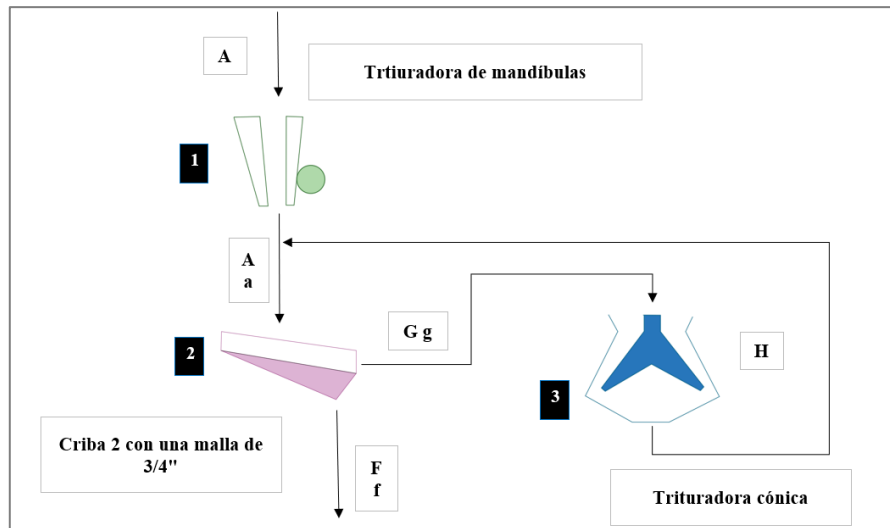


Figura 44: Circuito Actual del Proceso de Trituración

La eficiencia de la criba vibratoria (zaranda 2) es del 86%, recalcando que este dato solo representa la eficiencia del equipo netamente en su construcción, mientras que, colocado en el diagrama de flujo actual, se ha determinado que para la malla actual de $\frac{3}{4}$ " , el 93.7% del material es retenido (grosso), mientras que el 7.98% del material es pasante (fino). Cabe destacar que la zaranda 2 es alimentada tanto por el producto de la trituración primaria, como por el producto de la trituradora cónica secundaria, lo que contribuye a la fracción de material pasante antes mencionada.

De acuerdo con el análisis granulométrico de Gates Gaudin Schuhmann, para la trituración primaria (mandíbulas), se calculó un F_{80} de 43.8 mm (-Tamiz # 2"). Constando solamente el 2.25% pasante malla $\frac{3}{4}$ ".

Para la trituración secundaria, en base a la misma metodología, se estimó un F_{80} de 18.9 mm correspondiente a la malla $-\frac{3}{4}$ ".

En base al cálculo de balance de masa para el circuito de trituración, tomando en cuenta el caudal de 60 TPH. Se determinó un porcentaje de carga circulante 117%.

Debido a que existe un elevado porcentaje de gruesos retenidos y, que se está sobrecargando la zaranda 2. Se propone los siguientes ajustes hacia la trituradora primaria y al circuito:

- Ajuste del set de la trituradora de mandíbulas a 5 cm, con la finalidad de que su producto se homogenice y, tenga un tamaño regular y menor al actual, el mismo que va a alimentar directamente a la trituradora cónica.

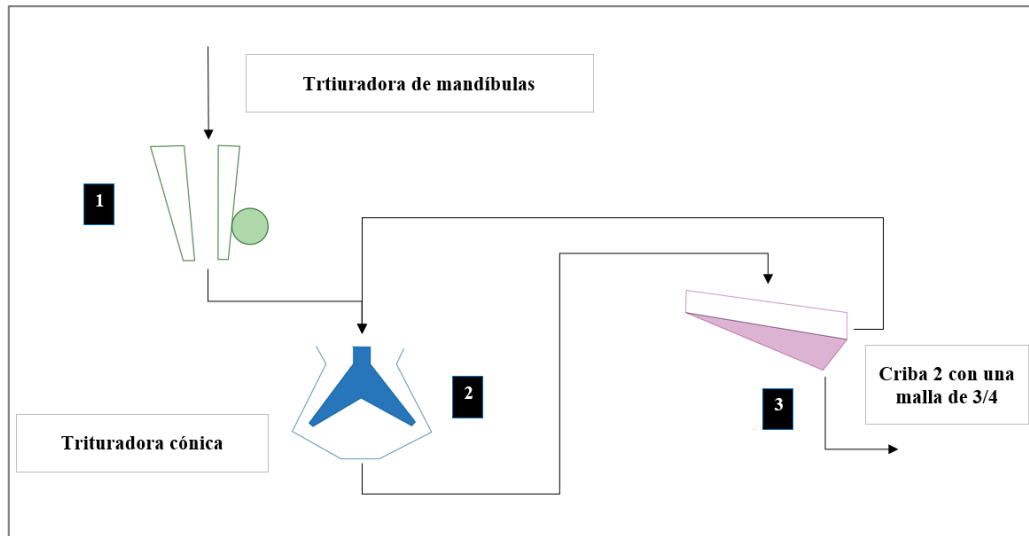


Figura 45: Circuito Propuesto para mejorar el proceso de trituración con un flujo directo de trituradora primaria a secundaria con control de tamaño en la segunda etapa

Este circuito, pretende que el producto de la trituradora primaria pase directamente sin control de tamaño hacia la trituradora secundaria, con el fin de no acumular o sobrecargar la zaranda 2, ya que el 93% de material grueso quedaba retenido. El material al estar mejor condicionado pasará hacia la zaranda 2 que estará ubicada luego de la trituradora cónica, con la finalidad de que esta controle su producto, que, por lo general su F_{80} está por debajo de la malla $\frac{3}{4}$ ". Este circuito de trituración invertirá los porcentajes de finos y gruesos de su circuito anterior. (g: 6% y f: 93%).

La carga circulante estimada para el nuevo circuito de trituración, siendo circuito cerrado en la segunda etapa, es de 124%.

6.3.2. *Proceso de Molienda*

En base a los resultados obtenidos por el análisis granulométrico en finos y aplicando la metodología de Gates Gaudin Schuhmann, se determinó un F_{80} de 689.208 μm (pasante malla #20) para la pulpa saliente del molino de bolas. En cambio, el material fino que sale del hidrociclón D10 (cuya eficiencia es del 61.77%, dando un 88.04% de material que no cumple con el tamaño y un 32.81% de material pasante) y sigue hacia la etapa de flotación, se obtuvo un F_{80} de 140.558 μm (pasante malla #100). Los análisis granulométricos del molino de bolas, hidrociclón y eficiencia del mismo se detallan en el Anexo 18, Anexo 19 y Anexo 20 respectivamente.



Figura 46: *F₈₀* de los productos provenientes del molino de bolas e hidrociclón

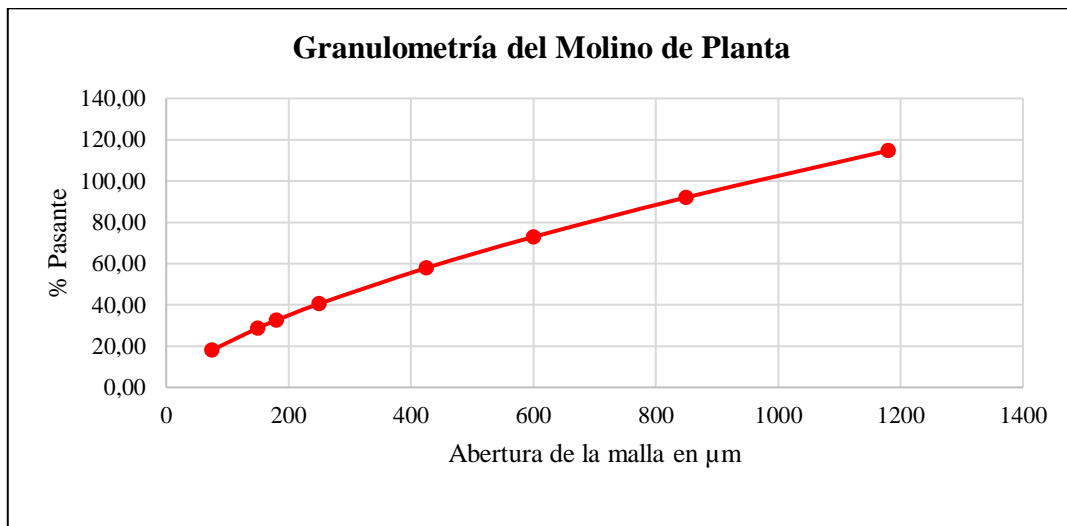


Figura 47: *Curva granulométrica del producto del molino de bolas*

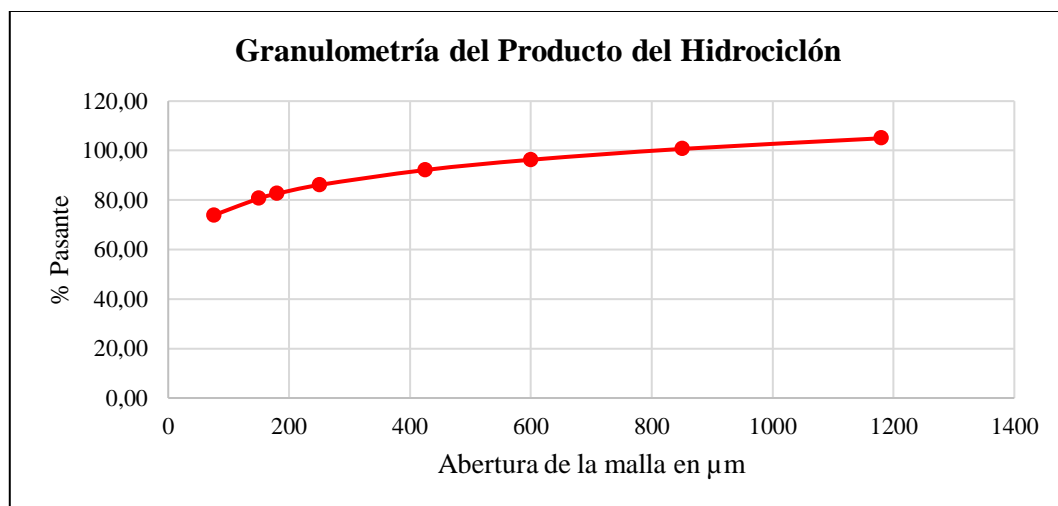


Figura 48: *Curva granulométrica del producto del hidrociclón*

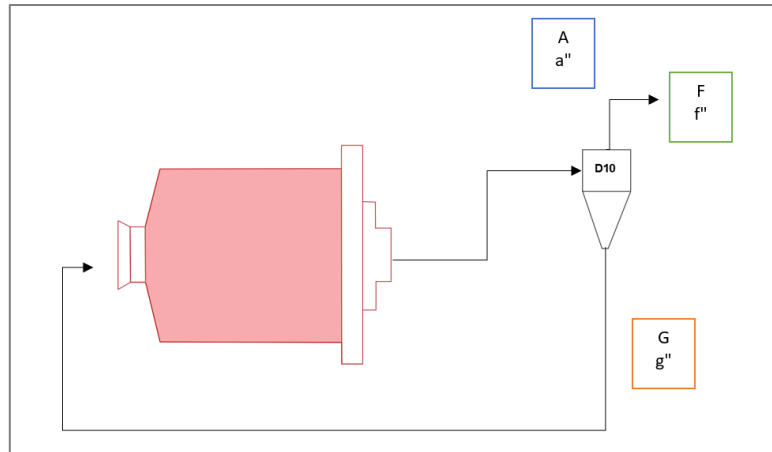


Figura 49: Diagrama de carga circulante para el molino de 2.1x 3.6 (DxL) de la planta de beneficio “Playitas”

La carga circulante calculada en el proceso de molienda, considerando un flujo de 12.5 TPH, es de 265.5 %.

Se estimó un tamaño óptimo de bola (B_s) de 5 pulgadas. Considerando un tamaño mínimo de hasta 1 pulgada, con la finalidad de producir un material más fino y homogéneo, se calculó una masa total de bolas de 18.6 Toneladas, cada tamaño de bola con la siguiente distribución:

- 3.5 Toneladas de bolas de 5 pulgadas
- 5.4 Toneladas de bolas de 4.5 pulgadas
- 3.8 Toneladas de bolas de 4 pulgadas
- 2.5 Toneladas de bolas de 3.5 pulgadas
- 1.6 Toneladas de bolas de 3 pulgadas
- 900 kg de bolas de 2.5 pulgadas
- 480 kg de bolas de 2 pulgadas
- 200 kg de bolas de 1.5 pulgadas
- 4 kg de bolas de 1 pulgada.

6.3.3. Ensayos de Molienda

El ensayo con respecto a la tanda de molienda (1 hora), se determinó un F_{80} de 625.03 μm (pasante malla #20), con una densidad de pulpa de 1.41 g/cm^3 . El porcentaje retenido en la malla #200 es solamente el 5.9 %.

A 1 hora y 15 minutos, el porcentaje retenido en la malla #200 es de 51.9%, se estimó un F_{80} de 292.15 μm (pasante malla #40), con una densidad de pulpa de 1.48 g/cm^3 .

En el tercer ensayo de molienda a 1 hora y 30 minutos, se calculó un F_{80} de $134.5 \mu\text{m}$ (pasante malla #100), el porcentaje retenido malla #200 es de 73.45%. La pulpa obtuvo una densidad de 1.54 g/cm^3 .

En la última tanda de molienda (1 hora y 45 minutos), se logró un F_{80} de $59.35 \mu\text{m}$ (pasante malla #200, 81.8%), con una densidad de pulpa de 1.6 g/cm^3 .

Los valores y cálculos granulométricos para cada tiempo se denotan en el Anexo 23, Anexo 24, Anexo 25 y Anexo 26, para tiempos de molienda a 1 hora, 1 hora y 15 minutos, 1 hora y 30 minutos, y 1 hora con 45 minutos respectivamente.

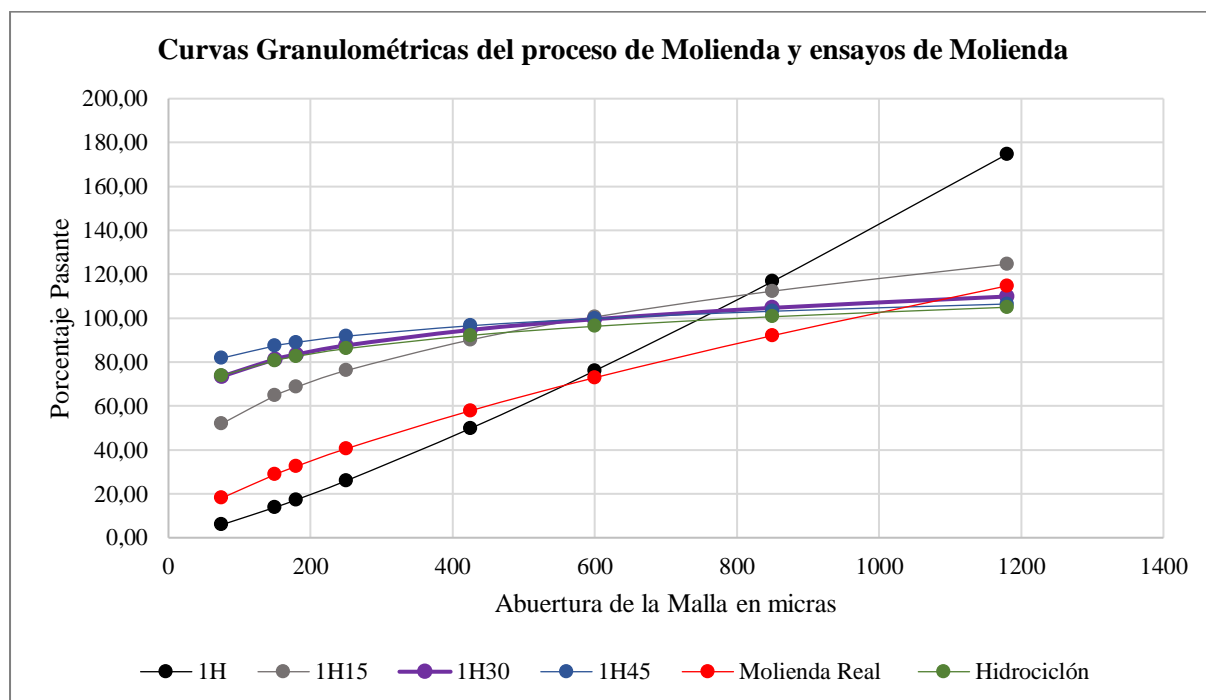


Figura 50: Resultados de los ensayos granulométricos a 1 hora, 1 hora y 15 minutos, 1 hora y 30 minutos, 1 hora y 45 minutos. También se detalla la granulometría del molino e hidrociclón.

6.3.4. Recuperación

De acuerdo con los balances metalúrgicos del metal Oro, otorgados por el Informe de Producción de la Planta de Beneficio “Playitas” Código 30000928, al procesar 3255 toneladas en un mes (dándose interferencias en la producción debido a factores externos y arreglos en los equipos de procesamiento de minerales), se obtuvo una ley promedio de cabeza de 1.23 g/ton , ley del concentrado de 33.38 g/ton y en el relave de 0.21 g/ton . Se estimó un porcentaje de recuperación del 74.85 % con una razón de enriquecimiento de 27 a 1, manejando una malla de $140.5 \mu\text{m}$.

En la segunda tanda de molienda con un F_{80} de 292.15 μm se recuperó el 70.53%. Un punto por recalcar es que se logró en la Muestra 3 (tiempo de 1H30) un F_{80} similar al producto del hidrociclón que pasa a la etapa de flotación (134.5 μm en la molienda a vs 140 μm), por lo que se infiere un porcentaje de recuperación similar (74.85%).

Al haber obtenido en un tiempo de molienda óptimo en la tanda 4 de molienda a 1 hora y 45 minutos, un F_{80} de 59.35 μm y conociendo en los ensayos mineralógicos el tamaño del oro (18 μm), el grado de reducción para liberar este metal debe ser mayor, por lo que se obtuvo un porcentaje de recuperación del 90%. Ley de cabeza de 2.4 g/ton, ley de concentrado de 3.53 g/ton y ley en el relave de 0.59 g/ton.

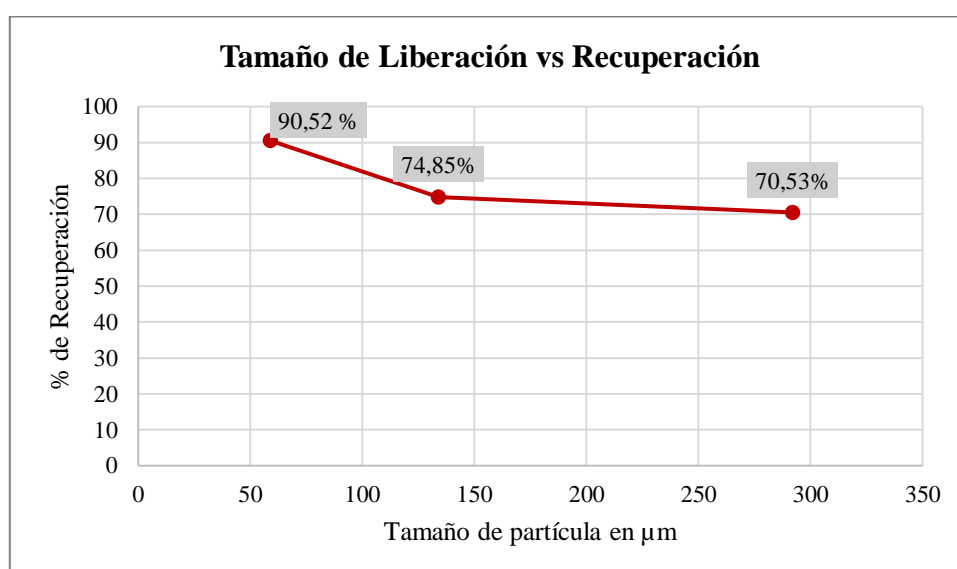


Figura 51: Gráfica de tamaño de liberación en micras vs recuperación %

6.3.5. Análisis de Costos

Los costos fijos y variables estimados dentro de la Planta de Beneficio “Playitas” Código 30000928, tienen que ver con el pago de salario a los trabajadores, adquisición de reactivos químicos de flotación, mantenimiento de maquinaria, gastos ambientales, consumo energético y gastos variables (EPP, alimentación, servicios básicos, entre otros). El valor total mensual calculado de acuerdo al informe de producción para el primer semestre del 2024 otorgado por la planta de beneficio, es de \$58666.67 para todos estos costos. Ver Anexo 28.

En el proceso de trituración, el consumo energético mensual del circuito actual es de 13020 kW, dando un valor de \$1171.8 para esta etapa. De manera anual, el consumo energético es de 156240 kW, cuyo valor a pagar es de \$14061.6.

El circuito propuesto de trituración obtiene un menor consumo energético mensual, el cual es de 12448.5 kW, el mismo que adquiere un valor a pagar de \$1120.36. Anualmente, el consumo energético será de 149382 kW, con un valor facturado estimado de \$13444.38. El ahorro anual energético es de 6858 kW, en términos económicos da un valor de \$617.22. El cálculo de consumo energético se detalla en el Anexo 29.

Para obtener un F_{80} pasante malla #200, se pretende que se realice la adquisición de 18.6 toneladas de bolas (1.6 toneladas más que la actual, pero con una distribución diferente). El precio por tonelada de bola de acero forjado para molienda es de 835 USD/Ton o su equivalente a 0.84 USD/Kg. Dando un costo total de \$15 533.29 para la adquisición del medio molidor.

Obteniendo un tamaño granulométrico óptimo con un porcentaje de recuperación que asciende al 90% y analizando el precio del oro actualmente (\$77.43 el gramo de Au), se obtuvo una diferencia entre el proceso actual y el propuesto a optimizar de 1.16 gr, en términos económicos, mensualmente se tendrá un ingreso de \$36 494.29. Ver Anexo 30.

De manera mensual los costos implícitos dentro del proceso de conminución son:

Trituración: \$1120.36

Molienda: \$18745.08

Medio molidor: \$15533.29

El total de egresos para el primer mes será de \$35398.73, cabe recalcar que el medio molidor debido a la depreciación y análisis de costos detallado en el anexo 31, se lo realizará cada 6 meses. En cuanto a los ingresos con el aumento de recuperación del metal oro será de

Recuperación: \$36494.29

La ganancia del primer mes, tomando en cuenta la adquisición del medio molidor será de \$1095.55, mientras que, para el segundo mes hasta el quinto mes, la empresa tendrá una ganancia de \$16628.84. De manera semestral, con la propuesta de optimización y contando los costos del proceso de conminución, la empresa tendrá una ganancia de 68706.49 USD.

7. Discusión

De acuerdo con Añazco (2017), en su trabajo investigativo titulado “Paragénesis de las Vetas del Sector Minas Nuevas, “O Nivel”, Ubicado en el Distrito Aurífero-Polimetálico Portovelo-Zaruma”, determinó que se trata de un depósito epitermal de baja sulfuración con asociaciones de cuarzo (Qtz), pirita (Py), magnetita (Mag), oro (Au) y calcopirita (Ccp). La roca predominante es de lavas andesíticas basálticas y andesitas hornbléndicas. Al ser de baja sulfuración, se recomendaría realizar cianuración como método de concentración. En el presente estudio en base a las muestras tomadas en el stock Todo-Uno, que proviene del frente de explotación de la misma área minera, a través de las secciones pulidas se nota la presencia de asociaciones de galena (Gn), esfalerita (Sp) y oro (Au) encapsulado en la calcopirita. Clasificándolo como un depósito de sulfuración intermedia, el cual es apto para el desarrollo del proceso de concentración por flotación, no se denotó la presencia de magnetita.

METSO, en su Manual de Trituración y Cribado establece que, para el cálculo de la tasa de reducción, cuando se tienen valores superiores a 25, es recomendable realizar tres etapas de trituración con grados de reducción no muy variados. En el presente estudio se obtuvo una tasa de reducción de 21, subdividiéndolo en dos etapas de trituración, la primaria con un grado de reducción de 7 y la secundaria con un grado de reducción de 3.

La trituradora de mandíbulas de 500 x 600 mm, teóricamente puede triturar 142 TPH a una potencia de 56 kW, en el proceso actual, la trituradora trabaja solo 5 horas al día con un flujo de 60 TPH y a una potencia de 30 kW aproximadamente. Se utilizan forros dentados de acero al manganeso, los mismos que según la Universidad Politécnica de Cartagena (2011) en su tema de Reducción de Tamaño, establece que, para material extremadamente duro, se utiliza revestimientos lisos.

La trituradora cónica SRH tipo Symons de 3ft puede operar con un caudal de 78.4 TPH, alimentación máxima de 16 cm y con una potencia de 46.61 kW. Actualmente trabaja para un flujo de 12 TPH, el tamaño de alimentación es de 6 cm con un grado de reducción de 3 y la potencia de 35 kW. De acuerdo con Blanco (2014), la trituradora cónica puede reducir hasta 8 veces el tamaño del material, por lo que, de acuerdo con la altura de descarga ajustada, esta trituradora puede reducir tamaños hasta 3/8 de pulgada o su equivalente a 9.52 mm.

Actualmente el molino de bolas de 2.1 x 3.6 m, trabaja a una velocidad de 22 rpm y está cargado con 17 toneladas de bolas de acero forjado en forma de rosario de 4, 3 y 2 pulgadas. En el presente trabajo, se determinó una velocidad crítica al 75% de 21.9 rpm la cual puede

ajustarse a un menor porcentaje menorando así el consumo energético. Se calculó un tamaño de bola óptimo de 5 pulgadas y una distribución de 18.6 toneladas (1.6 toneladas más que el actual) con tamaños del medio molidor desde 5 a 1 pulgada.

Nadia (2023), en su proyecto investigativo 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”. Determinó un tiempo óptimo de molienda de 15 minutos, logrando un porcentaje pasante del 65% -malla #200, recuperando el 72.09% del metal Ag., mediante un ensayo de flotación con una muestra 1000 gr tomados en el tiempo de molienda de 15 min. Para lograr dicho porcentaje, tomó 1000 gramos de muestra, 7.24 Kg de medio molidor, 100 ml de agua y una velocidad 40 rpm, esto debido a que el molino utilizado para el ensayo era de pequeñas dimensiones. En el presente trabajo de investigación, al tener un molino con dimensiones más grandes (30.2 x 49.2 cm), cantidad de medio molidor de 22 Kg, 5000 ml de agua y 7 kg de muestra a una velocidad de 73 rpm, se obtuvo en 1 hora y 45 minutos un F₈₀ pasante malla #200 de 54 micras.

El balance metalúrgico de la planta de beneficio “Playitas” que detallan en el Informe de Producción para el Primer Semestre del 2024 de la empresa ASOPROMIN S.A, para una granulometría que manejan actualmente de 140 micras, al analizar 750 gramos de mineral flotado, se estima una ley de cabeza 1.91 g/t, ley de concentrado de 2.37 g/t y en el relave de 0.76 g/t, dando como resultado un porcentaje de recuperación del 74.8 %. En el presente trabajo, al analizar un tamaño granulométrico de 54 micras, la recuperación asciende al 90%.

8. Conclusiones

- 1) De acuerdo con el análisis cuantitativo y cualitativo de la roca, la cual se denominó Dacita, se evidenció la presencia de caolinita (Kln) y calcita (Cal) en un porcentaje relativamente bajo (4% y 2% respectivamente) también se denotó la presencia de clorita con un 44 %, mientras que el cuarzo (Qtz) predominó con un 80% de acuerdo a los ensayos de Difracción de Rayos X.
- 2) Mediante la aplicación de luz polarizada plana para minerales opacos, se denotó la presencia de oro (Au) encapsulado en la calcopirita (Ccp) a 18 μm . La asociación de minerales observados como galena (Gn), esfalerita (Sp), pirita (Py), calcopirita (Ccp) y oro (Au) tiende a que la muestra se asocie a un nivel de sulfuración intermedio.
- 3) La roca de estudio tiene una densidad de 2.86 gr/cm^3 , no contuvo humedad (0.11% de humedad) y tampoco es porosa (2.07%), por lo que es una roca compacta. Según la escala de Protodyakonov, se obtuvo un coeficiente de fortaleza de 17.7, clasificándola como “alta resistencia a excepcional”. De acuerdo con el índice de abrasividad de la roca (RAI), se clasificó como una roca muy abrasiva.
- 4) Los equipos utilizados en el circuito de trituración funcionan 5 horas diarias con un flujo constante de 60 Toneladas por hora. La razón de reducción total del proceso es de 21 (40 cm a 1.9 cm), subdividiéndolo así en dos etapas de trituración. La trituración primaria en la que hacen uso de una trituradora de mandíbulas de 500x600 mm, está correctamente seleccionada para ejecutar este tipo de trabajos debido a su gran envergadura y es ocupada cuando se tiene presencia de rocas de resistencia alta y sobre todo abrasivas. El grado de reducción que se maneja en esta etapa es de 7 con un F_{80} de 43.8 mm y una potencia de 30 kW.
- 5) La trituradora secundaria de conos tipo Symons de 200x1200 mm, es utilizada como condicionante para aquel material producto de la trituradora de mandíbulas, que queda retenido en la criba vibratoria. Maneja un grado de reducción de 3 y un F_{80} de 18.9 mm con una potencia de 35 kW. Es adecuada para la producción de material de granulometría fina, especialmente en presencia de bajos contenidos de minerales arcillosos.
- 6) La molienda está constituida por un molino a bolas de 2.4 x 3.6 m, el mismo que está cargado con 17 toneladas de bolas de acero forjado en forma de rosario de 4 a 2 pulgadas. De acuerdo con el índice de trabajo en molienda y la energía de bond, al procesar 12.5 toneladas por hora por un día completo, se estimó una potencia de 333

kW, actualmente opera a una velocidad crítica ajustada al 75% de 22 rpm. Debido a que la roca es muy abrasiva, los forros son cambiados cada 8 meses.

- 7) Se concluyó que el circuito de trituración actual no es eficiente, debido a que, en los análisis granulométricos en gruesos, se denotó la acumulación de material en la criba (93% de rechazo) y, por ende, una carga circulante de 117%, el cual se encuentra en exceso dentro de los parámetros para la trituración primaria ($\leq 40\%$).
- 8) Ajustando a un circuito directo de trituración primaria a secundaria con circuito cerrado en la segunda etapa, si bien, la carga circulante aumenta a un 124%, al tratarse de un circuito cerrado en trituración secundaria, se encuentra dentro del rango establecido (40-150%). Se hizo un ajuste al set de la trituradora de mandíbulas de 5 cm con la finalidad que la trituradora cónica se alimente con un material mejor condicionado. El ahorro energético anual es de \$617.22 al reducir 6858 kW.
- 9) Se elaboró 4 ensayos de cinética de molienda, la muestra M4 con un tiempo de molienda de 1 hora y 45 minutos, dio como resultado un F_{80} de 59 μm . En base al ensayo de flotación realizado sobre esta muestra, se calculó un 90.5% de recuperación. En términos económicos, la diferencia es de 1.16 gramos por ley en tonelada de concentrado, por lo que mensualmente y en base a la propuesta de optimización mediante la reducción de la malla granulométrica, se proyecta un ingreso de 36 494.29 USD.
- 10) Se evaluó la adquisición de 18.6 toneladas de bolas de acero forjado con un costo de 15533 USD, una distribución diferente a la actual, las cuales van desde 5 pulgadas (tamaño óptimo de bola calculado) hasta 1 pulgada. Con la adquisición de nuevos medios moledores cada 6 meses, más costos por triturar y moler de \$19865.44 y, un ingreso mensual con la propuesta de optimización \$36494.2. Se obtuvo una ganancia semestral para la empresa ASOPROMIN S.A de 68706.49 USD.

9. Recomendaciones

- 1) El material del Stock 1, que acumula el material Todo-Uno proveniente del área minera “O Nivel”, presentó tamaños irregulares que llegan hasta 50 cm, los mismos que deben acondicionarse de manera manual. Se recomienda mejorar la malla de perforación y voladura, con el fin de producir un material más homogéneo y de menor tamaño. De igual manera, disminuir el espaciamiento entre barrotes de la tolva de gruesos a 30 cm, con la finalidad que el material este mejor condicionado para la trituradora primaria.
- 2) En el circuito de trituración, se sugiere ajustar la trituradora de mandíbulas para lograr un grado de reducción de 8. También se recomienda implementar una etapa de trituración terciaria con una trituradora cónica que logre un tamaño granulométrico en el producto de 3/8 de pulgada, debido a que, mejorando la trituración, la siguiente etapa de molienda tendrá un menor consumo energético.
- 3) Se propone utilizar el molino 1, para una etapa de remolienda. Debido a que el material que sale del sistema ICON, regresa al molino actual (molino 2) y también el material retenido por el hidrociclón que está conectado al sistema de flotación. Por lo que existe una acumulación de material en el molino 2. Se recomienda que el material proveniente del sistema ICON, se traslade al molino 1 y el molino 2, quede solamente conectado a la siguiente etapa de flotación.
- 4) En caso de implementar lo anteriormente mencionado en molienda, se aconseja ajustar la velocidad crítica de los molinos al 70%, debido a que compense el consumo energético que se producirá al utilizar dos molinos.
- 5) Para un mejor control diario de los balances metalúrgicos, se sugiere equipar un laboratorio en la planta de beneficio “Playitas”, en donde se desarrollen ensayos de leyes y de adsorción atómica para determinar la calidad y grado de liberación del mineral contenido en el relave y en el concentrado.
- 6) Utilizar Software como MIMPRO, METSIM y MODSIM, para simular y optimizar más variables tecnológicas dentro del proceso de conminución y, obtener un mejor control acerca de los balances másicos y diagramas de flujo con todos los equipos que operan en esta área.
- 7) En el proceso de flotación, se utiliza solo colectores y espumantes, por lo que se recomienda realizar pruebas con un reactivo químico depresivo para mejorar la separación de minerales de interés.

10. Bibliografía

- Ahmed, M. M., & Ahmed, S. S. (2008). A COMPARISON STUDY TO DETERMINE THE MEAN OF PARTICLE SIZE DISTRIBUTION FOR TRUTHFUL CHARACTERIZATION OF ENVIRONMENTAL DATA (PART 1). *Journal of Engineering Sciences*, 36(1), 147–166.
- Arrau, J. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia* (Portal Minero S.A, Ed.; 1a ed.).
- Benavente, D., Bernabéu, A. M., & Cañaveras, J. C. (2004). *Unidad Asociada del CSIC-UA. Ap. 99. 03080 Alicante. Enseñanza de las Ciencias de la Tierra* (Vol. 12).
- Blanco, E. (2014). *Introducción a la Mineralurgia* (Vol. 1).
- Bustamante, M. O., Gaviria, A. C., Restrepo, O. J., Cimex, I. M., Oswaldo, M., Rúa, B., Cecilia, A., Cartagena, G., Jaime, O., & Baena, R. (2008). *Notas de Clase: Concentración de Minerales*.
<https://www.argentina.gob.ar/sites/default/files/doc13.pdf>
- Chaca, A., & Pucha, C. (2019). *Diseño del sistema de aire comprimido para los frentes de exploración y explotación en la mina O-Nivel*. Universidad del Azuay.
- ECN. (2023). *Trituración*. <https://ecnavtation.com/index.php?mod=trituration>
- Errol, K., & Spottiswood, D. (1996). *Introduccion Al Procesamiento de Minerales* (LIMUSA, Ed.; 1a ed.). <https://es.scribd.com/document/462394793/Introduccion-Al-Procesamiento-de-Minerales-Kelly>
- Espinosa, L., & Lopez, V. (1984). *Teoría y Practicas de Trituración y Molienda* (Vol. 1).
http://www.ptolomeo.unam.mx:8080/jspui/bitstream/132.248.52.100/1660/1/TEORIA%20Y%20PR%C3%81CTICAS%20DE%20TRITURACION%20Y%20MOLIE NDA_OCR.pdf
- García, J., & Muñoz, J. (2020). *Análisis de Eficiencia de Molienda Seca SAG para una Mena de Sulfuros*. Universidad del Azuay.
- 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*. Universidad Nacional de Loja.

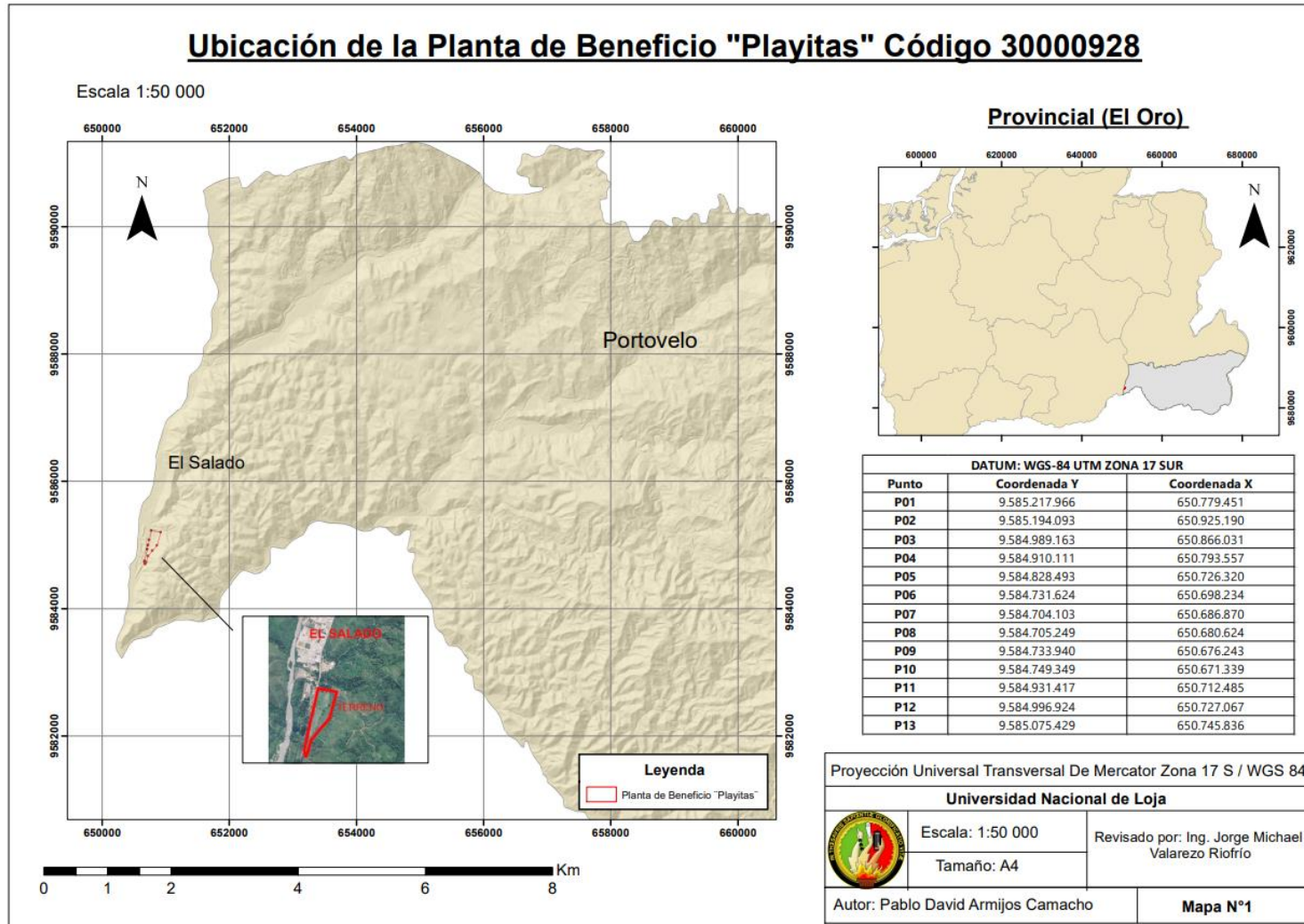
- Klein, C., & Hurlbut, C. (1996). *Manual de Mineralogía* (Reverté, Ed.; 4a ed.).
- Leal, K. (2019). *CONTRIBUCIONES PARA LA ELABORACIÓN DE BALANCE METALÚRGICO RECONCILIADO EN PLANTA DE PELLETS HUASCO* [Tesis de pregrado, Universidad de Concepción]. http://repositorio.udec.cl/jspui/bitstream/11594/375/1/Tesis_Contribuciones_para_la_elaboracion_de_balance_metalurgico.Image.Marked.pdf
- Linares, G. (2021). *Procesamiento de Minerales*. <https://www.coursehero.com/file/p371klb/La-finalidad-de-la-lubricaci%C3%B3n-es-evitar-el-contacto-de-metal-con-metal/>
- Londoño, J., Mojica, J., Molano, J., Cañon, Y., Mosquera, G., Ruiz, V., Oneida, N., Gutierrez, H., Galindo, B., & Jairo, J. (2010). *Técnicas mineralógicas, químicas y metalúrgicas para la caracterización de menas auríferas* (Bicentenario, Ed.; 1a ed.). <https://www2.sgc.gov.co/Publicaciones/Cientificas/NoSeridas/Documents/Tecnicas-mineralogicas-quimicas-metalurgicas.PDF>
- Maquinaria Qiming. (2020, diciembre 30). *Principio de funcionamiento de la trituradora de cono*. Noticia. <https://www.qimingmachinery.com/es/cone-crusher-working-principle/>
- Meza, J., Peña, A., Condori, A., & Barzola, J. (2016). *371247568 Manual de Muestreo Bnv - MANUAL DE MUESTREO OCTUBRE 2016 VERSIÓN N° MG-01-V Preparado por - Studocu* (Buenaventura, Ed.; 1a ed.). <https://www.studocu.com/pe/document/universidad-nacional-del-altiplano-de-puno/geologia-mienra/371247568-manual-de-muestreo-bnv/79282544>
- Plinninger, R. (2010). Investigación de la abrasividad de las rocas duras utilizando el índice de abrasividad de las rocas (RAI). *Geológicamente active*. https://www.researchgate.net/publication/260289433_Hardrock_Abrasivity_Investigation_using_the_Rock_Abrasiveness_Index_RAI
- Rúa, O., Gaviria, A., & Restrepo, O. (2008). *Concentración de Minerales* [Nota de clases, Universidad Nacional de Colombia]. <https://www.argentina.gob.ar/sites/default/files/doc13.pdf>

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.htm

Universidad Politécnica de Cartagena. (2011). *Tecnología Mineralúrgica.*
<https://n9.cl/jxqswc>

11. Anexos

Anexo 1. Mapa de Ubicación de la Planta de Beneficio "Playitas" Código 30000928



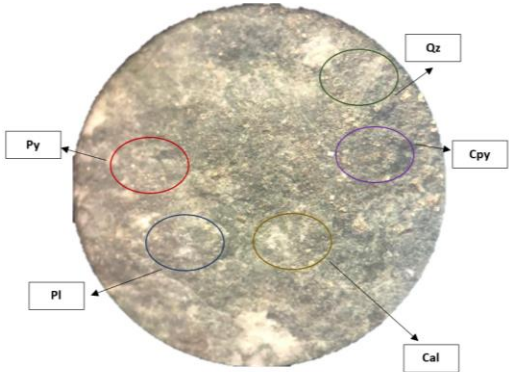
Anexo 2. Descripción a nivel macroscópico de las muestras tomadas en el stock.

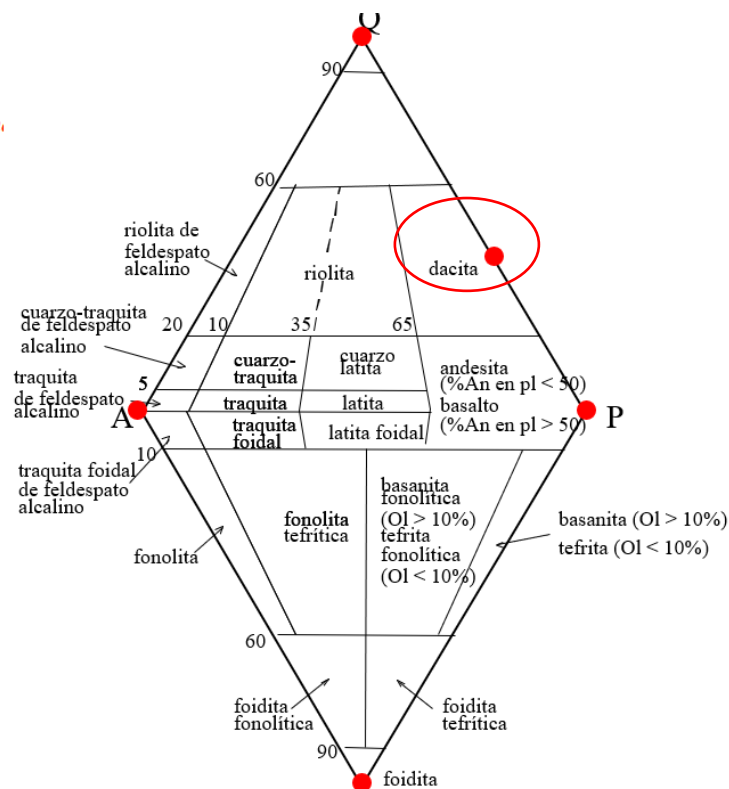
Universidad Nacional de Loja Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables Carrera de Ingeniería en Minas		
Proyecto de Investigación:	Optimización del proceso de trituración-molienda, mediante la reducción de la malla granulométrica en la planta de beneficio "Playitas", sector El Salado, Cantón Portovelo, Provincia de El Oro.	
N° Ficha:	1	
Estudiante:	Pablo David Armijos Camacho	
Ubicación:	Loja	
Punto de recolección de la muestra:	Stock de la planta de beneficio "Playiras"	
Procedencia:	Zaruma	
Código de la muestra:	SPBP 1	
Descripción Macroscópica		
	Textura:	Afanítica
	Color:	Gris claro
	Estructura:	---
	Minerales principales:	Plagioclasa 45% Feldespato 8% Cuarzo 80%
	Minerales secundarios:	---
	Mineralización:	Calcita Pirita
	Grado y tipo de alteración:	Propilítica (presenta calcita)
	Nombre:	Dacita
	Lámina Delgada	Si <input checked="" type="checkbox"/> No <input type="checkbox"/>

Universidad Nacional de Loja
Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables
Carrera de Ingeniería en Minas


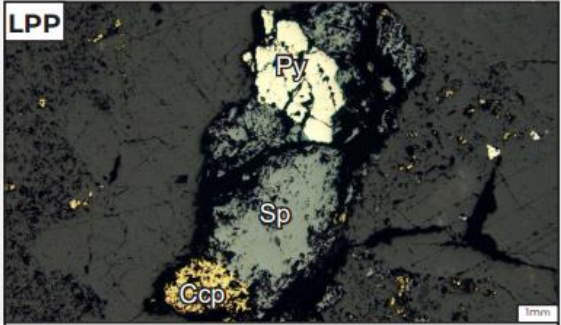
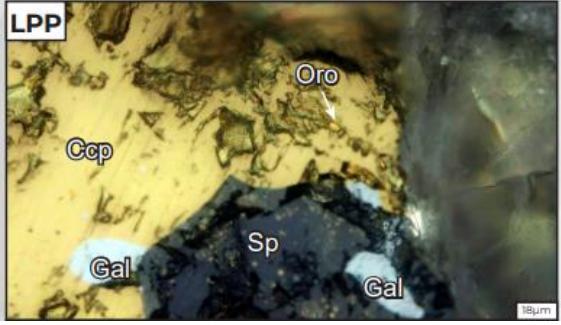
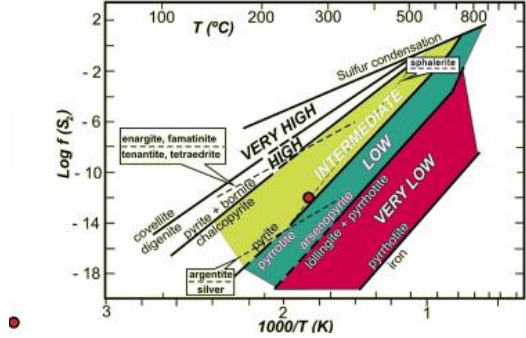

Proyecto de Investigación:	Optimización del proceso de trituración-molienda, mediante la reducción de la malla granulométrica en la planta de beneficio "Playitas", sector El Salado, Cantón Portovelo, Provincia de El Oro.
N° Ficha:	2
Estudiante:	Pablo David Armijos Camacho
Ubicación:	Loja
Punto de recolección de la muestra:	Stock de la planta de beneficio "Playitas"
Procedencia:	Zaruma
Código de la muestra:	SPBP 2

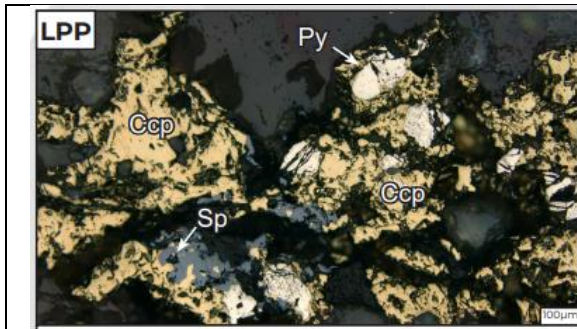
Descripción Macroscópica

	Textura:	Porfídica
	Color:	Gris claro
	Estructura:	---
	Minerales principales:	Plagioclasa 44% Feldespato 6% Cuarzo 45%
	Minerales secundarios:	---
	Mineralización:	Calcita Pirita Calcopirita
	Grado y tipo de alteración:	Propilítica (presenta calcita)
	Nombre:	Dacita
	Lámina Delgada	Si <input type="checkbox"/> No <input checked="" type="checkbox"/>

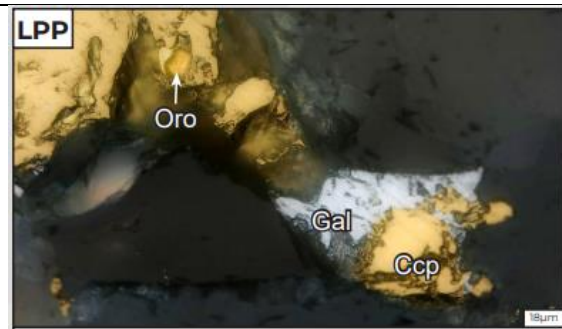


Anexo 3. Descripción microscópica. Resultados obtenidos por parte del Departamento de Geología, para la determinación del mineralógica cualitativamente mediante láminas delgadas y superficies pulidas.

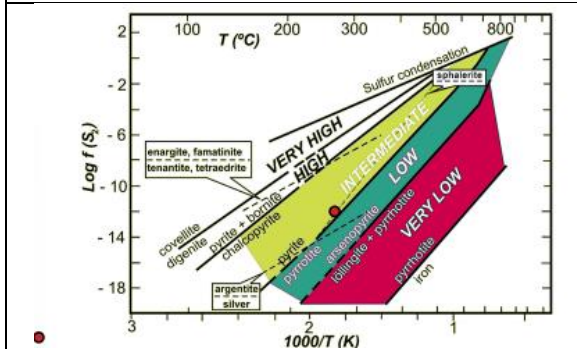
Muestra 1 / SPBP_1: Sección Pulida	
	<p>La muestra de mano presenta varios eventos de fracturación, que fueron rellenados con vetillas de cuarzo. Algunas de estas vetillas contienen minerales metálicos, identificables en la muestra de mano, como pirita, calcopirita y esfalerita. El espesor de las vetillas varía desde 1 mm hasta al menos 1 cm. La roca que alberga estas vetillas muestra una alteración propilítica, evidenciada por la presencia de clorita, que le da un color verdoso, y epidota.</p>
	
<p>Se observan cristales de pirita, calcopirita y esfalerita formando parte de una vetilla.</p>	<p>Se aprecian cristales de galena dentro de la calcopirita y esfalerita. El oro está encapsulado en la calcopirita.</p>
	<p>La asociación de minerales observados en la muestra de mano y en la sección pulida, incluyendo pirita, arsenopirita, calcopirita, esfalerita y galena, sugiere que la muestra está asociada a un estado de sulfuración intermedio.</p>
Muestra 2 / SPBP_2: Sección Pulida	
	<p>La muestra de mano presenta varios eventos de fracturación, rellenados con vetillas de cuarzo que varían en espesor desde 1 mm hasta 2 cm. Algunas de estas vetillas contienen minerales metálicos, como pirita, calcopirita y esfalerita, que son identificables en la muestra de mano. La roca que alberga estas vetillas muestra una alteración propilítica, evidenciada por la presencia de clorita que le da un color verdoso.</p>



Se identifica una vetilla de calcopirita que contiene cristales de pirita y esfalerita.



Se aprecia un pequeño cristal de oro encapsulado en la calcopirita. Se distingue un cristal de galena.

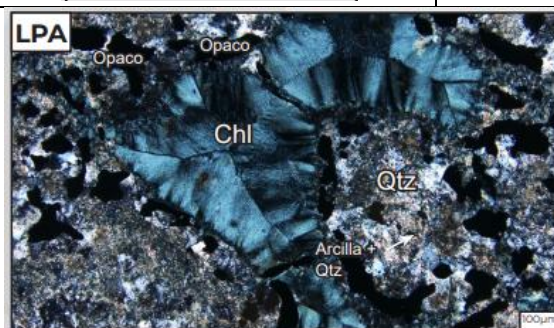


Basado en la asociación de minerales observados en la muestra de mano y la sección pulida, tales como pirita, calcopirita, esfalerita, galena y oro, se sugiere que la muestra está asociada a un estado de sulfuración intermedio.

M1/SPBP_1: Lámina Delgada



La muestra de mano presenta fragmentos rocosos envueltos por una matriz vítrea. La textura de estos fragmentos no es clara debido al grado de alteración, aunque se observan bordes bien marcados. Algunas de estas vetillas contienen minerales metálicos, como pirita, calcopirita y esfalerita, que son identificables en la muestra de mano. Además, algunas vetillas presentan hematita junto con cuarzo, caracterizada por su color rojizo. La roca también muestra un grado intermedio de silicificación y alto grado de cloritización.



Se identifica un cristal de clorita con su característico color azul anómalo. Este cristal se rodea por la matriz de la muestra en una sección. Se aprecia el cuarzo y arcilla de la matriz y cristales opacos correspondientes a los sulfuros. Se obtuvo un 6% de arcillas, 5% de minarles opacos, 44 % de clorita y 45 % de cuarzo.

Anexo 4. Resultados obtenidos por parte del Departamento de Metalurgia Extractiva, para la cuantitativa mineralógica mediante ensayos de Difracción de rayos X.



**ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
DEPARTAMENTO DE METALURGIA EXTRACTIVA**



Resultados Análisis de Difracción de Rayos X

Solicitante : Sr. Pablo David Armijos.
No. Referencia : ST - 8746
Fecha : 07 - 05 - 2024
Muestras recibidas : Una muestra sólida denominada: Zaruma SPBP - 1 (Código registrado según cliente).
Ensayo 1 : M1.
Ensayo 2 : M2.

La determinación de los compuestos con cristalización definida presentes en la muestra se realizó empleando el Difractómetro D8 ADVANCE y el programa Diffrac plus (EVA Y TOPAS) para cualificación y semi-cuantificación. A continuación, se detallan los resultados obtenidos del análisis.

Mineral	Fórmula	Ensayo 1 Contenido (%)	Ensayo 2 Contenido (%)
Cuarzo	SiO ₂	80	80
Clinocloro	(Mg,Fe) ₅ Al(Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	9	9
Caolinita	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	4	4
Moscovita	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	4	3
Calcita	CaCO ₃	2	2
Pirita	FeS ₂	1	2

NOTA: El límite de detección del equipo empleado es del 1% para compuestos con cristalización definida. Las muestras presentan material amorfo no identificado por esta técnica de análisis.



Ing. Diana Endara PhD.
Jefa de Departamento



MSc. Evelyn Criollo
Jefa de Laboratorio

Anexo 5. Resultados obtenidos por parte del Departamento de Metalurgia Extractiva, para la determinación de leyes de Oro y Plata.



**ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
DEPARTAMENTO DE METALURGIA EXTRACTIVA**



Resultados de análisis

Solicitante : Diego Ramos Armijos
No. Referencia : ST - 8741
Fecha : 10/05/2024
Muestra recibida : Mineral de Zaruma SPBP-1
Método de análisis : Ensayo al fuego

Resultados

Código de la muestra	Oro (g/ton)	Plata (g/ton)
M1	0,2	0,3
M2	0,2	0,3

Límite de detección oro (Au) = 0,1 g/ton
Límite de detección plata (Ag) = 0,1 g/ton



DIANA ENDARA
DRANICHNIKOVA



Ing. Diana Endara D. PhD.
Jefe de Departamento



EVELYN PAMELA
CRIOLLO TIRADO


MSc. Evelyn Criollo T.
Jefe de Laboratorio

Anexo 6. Propiedades físicas

Muestra 1		
	Datos: $W_{\text{mineral}}: 147.72 \text{ gr}$ $W_{\text{seco}}: 147.59 \text{ gr}$ $W_{\text{saturada}}: 148.04 \text{ gr}$ $W_{\text{sumergido}}: 94.26 \text{ gr}$ $W_1: 166.93 \text{ gr}$ $W_2: 147.63 \text{ gr}$ $\rho_W: 0.9986 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	
Peso Especifico Aparente	$\rho_a = \frac{W_{\text{seco}}}{W_{\text{saturada}} - W_{\text{sumergido}}} * \rho_W$ $\rho_a = \frac{147.59 \text{ gr}}{148.04 \text{ gr} - 94.26 \text{ gr}} * 0.9986 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$\rho_a = 2.74 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$
Peso Especifico Real	$\rho_r = \frac{W_{\text{pulverizada}}}{W_2 + W_{\text{pulverizada}} - W_1} * \rho_W$ $\rho_r = \frac{30 \text{ gr}}{147.63 \text{ gr} + 30 \text{ gr} - 166.93 \text{ gr}} * 0.9986 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$\rho_r = 2.8 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$
Contenido de Humedad	$w = \frac{W_{\text{mineral}} - W_{\text{seco}}}{W_{\text{mineral}}} * 100$ $w = \frac{147.72 \text{ gr} - 147.59 \text{ gr}}{147.72 \text{ gr}} * 100$	$w = 0.01 \%$
Porosidad	$n = \left(1 - \frac{\rho_a}{\rho_r}\right) * 100$ $n = \left(1 - \frac{2.74}{2.8}\right) * 100$	$n = 2.14 \%$
Muestra 2		
	Datos: $W_{\text{mineral}}: 168.83 \text{ gr}$ $W_{\text{seco}}: 168.59 \text{ gr}$ $W_{\text{saturada}}: 169.15 \text{ gr}$ $W_{\text{sumergido}}: 110.86 \text{ gr}$ $W_1: 167.58 \text{ gr}$ $W_2: 147.63 \text{ gr}$ $\rho_W: 0.9986 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	

Peso Específico Aparente	$\rho_a = \frac{W_{seco}}{W_{saturada} - W_{sumergido}} * \rho_w$ $\rho_a = \frac{168.59 \text{ gr}}{169.15 \text{ gr} - 110.86 \text{ gr}} * 0.9986 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$\rho_a = 2.89 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$
Peso Específico Real	$\rho_r = \frac{W_{pulverizada}}{W_2 + W_{pulverizada} - W_1} * \rho_w$ $\rho_r = \frac{30 \text{ gr}}{147.63 \text{ gr} + 30 \text{ gr} - 167.58 \text{ gr}} * 0.9986 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$\rho_r = 2.98 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$
Contenido de Humedad	$w = \frac{W_{mineral} - W_{seco}}{W_{mineral}} * 100$ $w = \frac{168.83 \text{ gr} - 168.59 \text{ gr}}{168.83 \text{ gr}} * 100$	$w = 0.14 \%$
Porosidad	$n = \left(1 - \frac{\rho_a}{\rho_r}\right) * 100$ $n = \left(1 - \frac{2.89}{2.98}\right) * 100$	$n = 3.02 \%$






Muestra 3


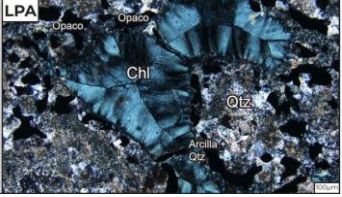
	Datos: $W_{mineral} : 190.01 \text{ gr}$ $W_{seco} : 189.65 \text{ gr}$ $W_{saturada} : 190.37 \text{ gr}$ $W_{sumergido} : 121.98 \text{ gr}$ $W_1 : 166.95 \text{ gr}$ $W_2 : 147.63 \text{ gr}$ $\rho_w : 0.9986 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$
---	--

Peso Específico Aparente	$\rho_a = \frac{W_{seco}}{W_{saturada} - W_{sumergido}} * \rho_w$ $\rho_a = \frac{189.65 \text{ gr}}{190.37 \text{ gr} - 121.98 \text{ gr}} * 0.9986 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$\rho_a = 2.77 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$
Peso Específico Real	$\rho_r = \frac{W_{pulverizada}}{W_2 + W_{pulverizada} - W_1} * \rho_w$ $\rho_r = \frac{30 \text{ gr}}{147.63 \text{ gr} + 30 \text{ gr} - 166.95 \text{ gr}} * 0.9986 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$	$\rho_r = 2.8 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$
Contenido de Humedad	$w = \frac{W_{mineral} - W_{seco}}{W_{mineral}} * 100$ $w = \frac{190.01 \text{ gr} - 189.65 \text{ gr}}{190.01 \text{ gr}} * 100$	$w = 0.19 \%$
Porosidad	$n = \left(1 - \frac{\rho_a}{\rho_r}\right) * 100$	$n = 1.07 \%$

	$n = \left(1 - \frac{2.77}{2.8}\right) * 100$			
Resumen de los resultados				
	M1	M2	M3	Promedio
Peso específico aparente	$2.74 \frac{gr}{cm^3}$	$2.89 \frac{gr}{cm^3}$	$2.77 \frac{gr}{cm^3}$	$2.8 \frac{gr}{cm^3}$
Peso específico real	$2.8 \frac{gr}{cm^3}$	$2.98 \frac{gr}{cm^3}$	$2.8 \frac{gr}{cm^3}$	$2.86 \frac{gr}{cm^3}$
Contenido de Humedad	0.01%	0.14%	0.19%	0.11 %
Porosidad	2.14%	3.02 %	1.07%	2.07 %

Anexo 7. Propiedades mecánicas


Muestra 1		
	<p style="text-align: right;">Datos:</p> <p>Lado 1: 50.39 mm Lado 2: 50.15 mm Lado 3: 49.95 mm Peso: 351.42 gr Fuerza: 420 kN Área: 2530.1 mm²</p>	
	$\sigma_c = \frac{Ft \text{ (kN)}}{A \text{ (cm}^2\text{)}} = \text{MPa}$ $\sigma_c = \frac{420 \text{ kN}}{2.5301 \text{ cm}^2} = \text{MPa}$	<p>$\sigma_c = 166.04 \text{ MPa}$</p>
Muestra 2		
	<p style="text-align: right;">Datos:</p> <p>Lado 1: 49.87 mm Lado 2: 50.04 mm Lado 3: 50.45 mm Peso: 337.7 gr Fuerza: 386.3 kN Área: 2495 mm²</p>	
	$\sigma_c = \frac{Ft \text{ (kN)}}{A \text{ (cm}^2\text{)}} = \text{MPa}$ $\sigma_c = \frac{386.3 \text{ kN}}{2.495 \text{ cm}^2} = \text{MPa}$	<p>$\sigma_c = 154.8 \text{ MPa}$</p>
Muestra 3		
	<p style="text-align: right;">Datos:</p> <p>Lado 1: 49.95 mm Lado 2: 49.28 mm Lado 3: 50.46 mm Peso: 340.92 gr Fuerza: 507.4 kN Área: 2460 mm²</p>	

	$\sigma_c = \frac{Ft (kN)}{A(cm^2)} = MPa$ $\sigma_c = \frac{507.4 kN}{2.460 cm^2} = MPa$	<p>$\sigma_c = 206.2 MPa$</p>		
Observaciones:	No presentó fracturas debido a que excedió el tiempo del ensayo.			
	M1	M2	M3	Promedio
RCS	166.04 MPa	154.8 MPa	206.2 MPa	175.7 MPa
Fortaleza	16	15	20	17.7
Abrasividad				
Contenido de Cuarzo Macroscópicamente	RAI			Clasificación Muy Abrasivo (60-120)
Lámina delgada: 45% 	$RAI = \sum EQC * \sigma_c$ $RAI = (0.45) * 175.7 MPa$ <p style="text-align: center;">RAI = 70.3</p>			


Anexo 8. *Planimetría de la Planta de Beneficio “Playitas”, proporcionada por la empresa ASOPROMIN S.A*

(Se encuentra ubicado en la carpeta de archivos)

Anexo 9. Resultados obtenidos por parte del Departamento de Metalurgia Extractiva, para la determinación del índice de trabajo (wi)



**ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
DEPARTAMENTO DE METALURGIA EXTRACTIVA**



Resultado de Análisis

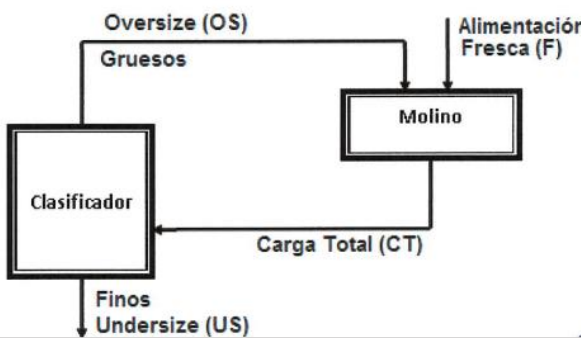
Solicitante : Sr. Pablo David Armijos
No. Referencia : ST- 8746
Fecha : 03 - 06 – 2024
Muestra Recibida : Mineral denominado “MINERAL DE ZARUMA SPBP-1”
Método de análisis : Determinación del índice de trabajo para molienda (Índice de Bond- Work Index- Wi)

Por solicitud del Sr. Pablo David Armijos, el Departamento de Metalurgia Extractiva (DEMEX) realizó la determinación del Índice de trabajo (Work Index-Wi) de una muestra mineral. Estos ensayos se registraron con Solicitud de Trabajo ST-8746 y en el presente informe se reportan los resultados obtenidos de los ensayos realizados.

Muestra recibida.
El DEMEX recibió una muestra mineral de 52 kg, la misma que a partir de este momento se la denominará “MINERAL DE ZARUMA SPBP-1” (nombre registrado según el cliente).


Preparación de la muestra.
La muestra “MINERAL DE ZARUMA SPBP-1”, fue secada por 24 h a una temperatura inferior de 60°C, posteriormente fue sometida a un proceso de reducción de tamaño (en trituradora de mandíbula primaria y secundaria). Se trituró el material de manera que el 100% pasó la malla 6 (3350 µm). Luego, se pesaron 5 kg de material, se homogenizaron y cuartearon a fin de obtener porciones de 250 g aproximadamente.

Metodología
Se midió en una probeta 700 cm³ de material. El peso de este volumen corresponde a la Carga Total (CT). Se seleccionó como tamiz de referencia el de malla 200 (74 µm) para la determinación del Wi, según el diagrama presentado en la Figura 1, el equipo utilizado se muestra en la Figura 2.




```

graph TD
    F[Alimentación Fresca (F)] --> M[Molino]
    M -- "Carga Total (CT)" --> C[Clasificador]
    C -- "Gruesos (Oversize OS)" --> M
    C -- "Finos (Undersize US)" --> Out[ ]
    
```



**ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
DEPARTAMENTO DE METALURGIA EXTRACTIVA**



Resultados


Después de haber realizado los ensayos respectivos para la muestra “MINERAL DE ZARUMA SPBP-1” se determinó el siguiente valor del índice de trabajo (work index-Wi):

Wi=18,84 (Kwh/ tonelada corta)


La hoja de cálculos para la determinación de este valor se presenta como Anexo 3 de este informe.

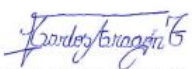
Con nuestros sentimientos de consideración y estima,

Atentamente,




Ing. Diana Endara D. PhD.
Jefe de Departamento



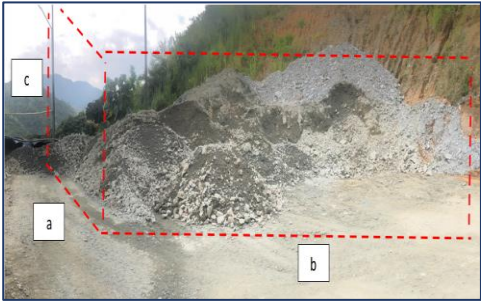
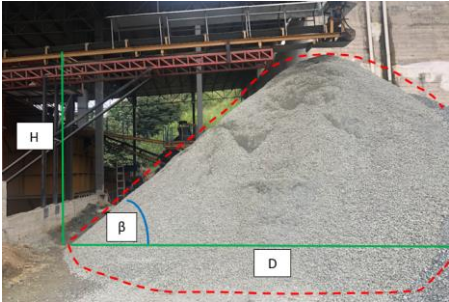


Ing. Carlos Aragón T. PhD.
Profesor Responsable

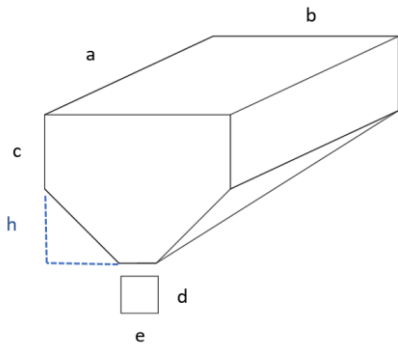


MSc. Evelyn Criollo T.
Jefe de Laboratorio

Anexo 10. Variables tecnológicas y especificaciones técnicas de los equipos utilizados en la planta de beneficio "Playitas" Código 30000928

Stock 1 (Todo- Uno)		
	Datos: $\delta = 2.86 \text{ Ton}/\text{m}^3$ $a = 9 \text{ m}$ $b = 20 \text{ m}$ $c = 2.6 \text{ m}$	
$\text{Área} = a * b$ $\text{Área} = 9\text{m} * 20\text{m}$ $\text{Área} = 180 \text{ m}^2$	$\text{Volumen} = \text{Área} * h$ $\text{Volumen} = 180 \text{ m}^2 * 2.6\text{m}$ $\text{Volumen} = 468 \text{ m}^3$	$\text{Ton} = \text{Volumen} * \delta$ $\text{Ton} = 468 \text{ m}^3 * 2.86 \text{ Ton}/\text{m}^3$ $\text{Ton} = 1338.5 \text{ Ton}$
Stock 2 (Material triturado)		
	Datos: $\delta = 2.86 \text{ Ton}/\text{m}^3$ $R = 4 \text{ m}$ $D = 8 \text{ m}$ $\beta = 50^\circ$	
$H = \tan(\beta) * R$ $H = \tan(50) * 4 \text{ m}$ $H = 4.76 \text{ m}$	$\text{Volumen} = \frac{H}{4} * \frac{\pi}{4} * (D)^2$ $\text{Volumen} = \frac{4.76 \text{ m}}{3} * \frac{\pi}{4} * (8\text{m})^2$ $\text{Volumen} = 79.75 \text{ m}^3$	$\text{Ton} = \text{Volumen} * \delta$ $\text{Ton} = 79.75 \text{ m}^3 * 2.86 \frac{\text{Ton}}{\text{m}^3}$ $\text{Ton} = 228.1 \text{ Ton}$
Nota: La planta de beneficio procesa 300 Toneladas por día en su línea de trabajo #1		

Tolva de Gruesos



Datos:

$$a = 6 \text{ m}$$

$$b = 6 \text{ m}$$

$$c = 2.4 \text{ m}$$

$$h = 2.4 \text{ m}$$

$$d = 1.2 \text{ m}$$

$$e = 1.2 \text{ m}$$

Distancia entre barrotes = 40 cm

$$Fev = 0.4$$

$$\delta = 2.86 \text{ Ton/m}^3$$

$$V1 = a * b * c$$

$$V1 = 6 \text{ m} * 6 \text{ m} * 2.4 \text{ m}$$

$$V1 = 86.4 \text{ m}^3$$

$$V2 = \frac{1}{3} (h(A1 + A2 + \sqrt{A1 * A2}))$$

$$A1 = 6 \text{ m} * 6 \text{ m} = 36 \text{ m}^2$$

$$A2 = 1.2 \text{ m} * 1.2 \text{ m} = 1.44 \text{ m}^2$$

$$V2 = \frac{1}{3} (2.4 \text{ m} (36 \text{ m}^2 + 1.44 \text{ m}^2 + \sqrt{36 \text{ m}^2 * 1.44 \text{ m}^2}))$$

$$V2 = 35.71 \text{ m}^3$$

$$VT = V1 + V2 = 86.4 \text{ m}^3 + 35.71 \text{ m}^3$$

$$VT = 122.11 \text{ m}^3$$

$$pc = (1 - Fev) * \delta$$

$$pc = (1 - 0.4) * 2.86 \text{ Ton/m}^3$$

$$pc = 1.72$$

$$Ton = VT * pc$$

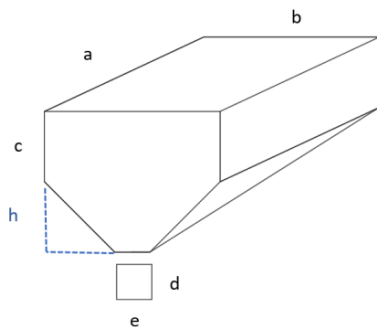
$$Ton = 122.11 \text{ m}^3 * 1.72 \text{ Ton/m}^3$$

$$Ton = 210.03 \text{ Ton húmedo}$$

$$Tsec = 210.03 \text{ Ton} * 0.99$$

$$Tsec = 207.9 \text{ Ton secas}$$

Tolva de Finos 1



Datos:

$$a = 6 \text{ m}$$

$$b = 6 \text{ m}$$

$$c = 3 \text{ m}$$

$$h = 2.4 \text{ m}$$

$$d = 1.2 \text{ m}$$

$$e = 0.6 \text{ m}$$

$$Fev = 0.2$$

$$\delta = 2.86 \text{ Ton/m}^3$$

$$V1 = a * b * c$$

$$V1 = 6 \text{ m} * 6 \text{ m} * 3 \text{ m}$$

$$V1 = 108 \text{ m}^3$$

$$V2 = \frac{1}{3} (h(A1 + A2 + \sqrt{A1 * A2}))$$

$$A1 = 6 \text{ m} * 6 \text{ m} = 36 \text{ m}^2$$

$$A2 = 1.2 \text{ m} * 0.6 \text{ m} = 0.72 \text{ m}^2$$

$$V2 = \frac{1}{3} (2.4 \text{ m} (36 \text{ m}^2 + 0.72 \text{ m}^2 + \sqrt{36 \text{ m}^2 * 0.72 \text{ m}^2}))$$

$$V2 = 33.45 \text{ m}^3$$

$$VT = V1 + V2 = 108 \text{ m}^3 + 33.45 \text{ m}^3$$

$$VT = 141.45 \text{ m}^3$$

$$pc = (1 - Fev) * \delta$$

$$pc = (1 - 0.2) * 2.86 \text{ Ton/m}^3$$

$$pc = 2.28$$

$$Ton = VT * pc$$

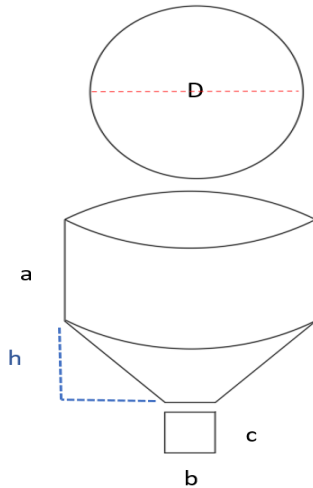
$$Ton = 141.45 \text{ m}^3 * 2.28 \text{ Ton/m}^3$$

$$Ton = 322.5 \text{ Ton húmedo}$$

$$Tsec = 322.5 \text{ Ton} * 0.99$$

$$Tsec = 319.3 \text{ Ton secas}$$

Tolva de Finos 2



Datos:

$a = 3 \text{ m}$
 $D = 5 \text{ m}$
 $R = 2.5 \text{ m}$
 $h = 3 \text{ m}$
 $b = 0.6 \text{ m}$
 $c = 1.2 \text{ m}$
 $Fev = 0.2$
 $\delta = 2.86 \text{ Ton/m}^3$

$$V1 = \pi * R^2 * h$$

$$V1 = \pi * (2.5\text{m})^2 * 3\text{m}$$

$$V1 = 58.9 \text{ m}^3$$

$$V2 = \frac{1}{3} \left(h(A1 + A2 + \sqrt{A1 * A2}) \right)$$

$$A1 = \pi * R^2$$

$$A1 = \pi * (2.5\text{m})^2 = 19.63\text{m}^2$$

$$A2 = 1.2\text{m} * 0.6\text{m} = 0.72 \text{ m}^2$$

$$V2 = \frac{1}{3} \left(3\text{m} (19.6\text{m}^2 + 0.72\text{m}^2 + \sqrt{19.6\text{m}^2 * 0.72\text{m}^2}) \right)$$

$$V2 = 24.08 \text{ m}^3$$

$$VT = V1 + V2 = 58.9\text{m}^3 + 24.08\text{m}^3$$

$$VT = 83 \text{ m}^3$$

$$pc = (1 - Fev) * \delta$$

$$pc = (1 - 0.2) * 2.86 \text{ Ton/m}^3$$

$$pc = 2.28$$

$$Ton = VT * pc$$

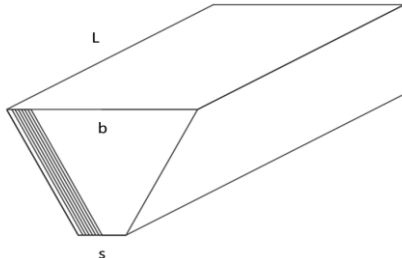
$$Ton = 83\text{m}^3 * 2.28\text{Ton/m}^3$$

$$Ton = 189.2 \text{ Ton húmedo}$$

$$Tsec = 322.5 \text{ Ton} * 0.99$$

$$Tsec = 187.34 \text{ Ton secas}$$

Trituradora de mandíbulas



Datos:

Tamaño de entrada = 40 cm (d)
 Tamaño de salida = 6 cm
 Ancho Entrada = 50 cm (b)
 Largo de la entrada = 60 cm
 Set = 6 cm (s) → actual
 C.S.S = 3 cm
 Ángulo de trituración = 27°
 Trabajo = 5 horas diarias
 Potencia = 30 kW

Nota: Forros dentados de acero al manganeso.
 Cambio de forros para mandíbula fija de 18 meses, mientras que la móvil, 2 años. Tienden a darle la vuelta a los forros a los 5 meses aproximadamente. Depende del material

Factores/ coeficientes

Kc (factor de dureza de la roca)	0.9 → volcánica
Km (factor de humedad)	1 → T. Primaria
	0.75 → T. Secundaria
Kf (factor de alimentación)	1 → Manual
	0.75 – 0.85 → Mecánica

Diámetro máximo de entrada

$$D_{max} = 0.8 * A$$

$$D_{max} = 0.8 * 50 \text{ cm}$$

$D_{max} = 40 \text{ cm}$

Tonelaje según Taggart

$$Q = 0.093 * b * d$$

$$Q = 0.093 * 50 \text{ cm} * 40 \text{ cm}$$

$Q = 186 \text{ TPH}$

Grado de reducción

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

$$i = \frac{40}{6}$$

$i = 6,66 \approx 7$

Tonelaje ajustado

$$Tr = Q * kc * km * kf$$

$$Tr = 186 \text{ TPH} * 0.9 * 1 * 0.85$$

$Tr = 142.3 \text{ TPH}$

Tonelaje de trabajo

$$Qr = 300 \text{ TPD} / 5 \text{ horas}$$

$Qr = 60 \text{ TPH}$

Potencia

$$N = Wi * 10 \left(\frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right) * Q$$

$$E_B = 18.84 * 10 \left(\frac{1}{\sqrt{60000\mu\text{m}}} - \frac{1}{\sqrt{400000\mu\text{m}}} \right) * 60 \text{ TPH}$$

$N = 0.47 \text{ kW} * h/\text{ton} * 60 \text{ tph kW}$

$N = 28.2 \text{ kW}$

Potencia Ajustada

$$N_{real} = N * 2$$

$$N_{real} = 28.2 \text{ kW} * 2$$

$N_{real} = 56.55 \text{ kW}$

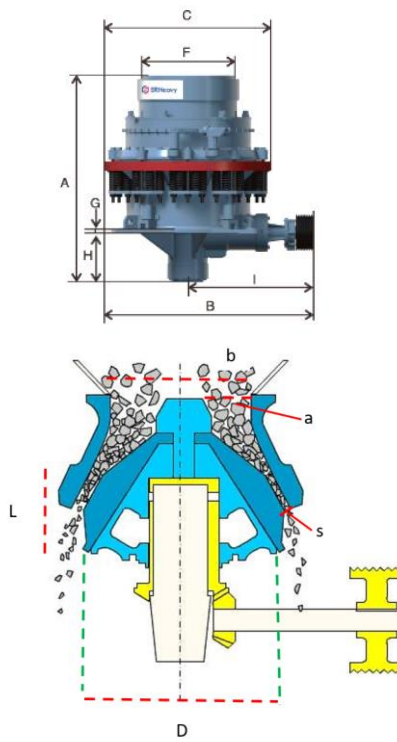
Velocidad angular

$$\eta = 665 * \sqrt{\frac{tg(\alpha)}{s}}$$

$$\eta = 665 * \sqrt{\frac{tg(27)}{6 \text{ cm}}}$$

$\eta = 193.79 \text{ rpm}$

Trituradora cónica

	<p>Datos:</p> <p>Marca y Tipo: SRH tipo Symons de 3ft</p> <p>$A = 2.3 \text{ m}$</p> <p>$B = 2.2 \text{ m}$</p> <p>$C = 1.7 \text{ m}$</p> <p>$F = 0.9 \text{ m}$</p> <p>$G = 0.05 \text{ m}$</p> <p>$H = 0.5 \text{ m}$</p> <p>$I = 1.8 \text{ m}$</p> <p>$D = 1.2 \text{ m} \rightarrow$ diámetro del cono</p> <p>$a = 0.2 \text{ m}$</p> <p>$b = 0.6 \text{ m}$</p> <p>$L = 0.35 \text{ m} \rightarrow$ longitud de descarga</p> <p>Ángulo de trituración = $41^\circ (\alpha)$</p> <p>O.S.S = 6 cm</p> <p>C.S.S = 1.9 cm – 2 cm ($\frac{3}{4}$ pulg)</p> <p>Tamaño de entrada = 6 cm $\rightarrow d_1$</p> <p>Tamaño de salida = $\frac{3}{4}$ pulg $\approx 1.9 \text{ cm}$ $\rightarrow d_2$</p> <p>Trabajo = 5 horas diarias</p> <p>$\eta = 0.85 - 0.95$</p>
<p>Nota: Forros de acero al manganeso, cambio cada 2 meses para el cono fijo y móvil.</p>	<p>Díámetro máximo de entrada</p> <p>$D_{max} = 0.8 * a$</p> <p>$D_{max} = 0.8 * 0.2 \text{ m}$</p> <p>$D_{max} = 0.16 \text{ m} \approx 16 \text{ cm}$</p>
<p>Número de vueltas del cono triturador</p> <p>$n = 133 * \sqrt{\frac{\text{sen}(\alpha) - (f * \text{cos}(\alpha))}{L}} ; rpm$</p> <p>$n = 133 * \sqrt{\frac{\text{sen}(41) - (0.3 * \text{cos}(41))}{0.35 \text{ m}}}$</p> <p>$n = 147.35 rpm$</p>	<p>Grado de reducción</p> <p>$i = \frac{F80}{P80}$</p> <p>$i = \frac{6}{1.9}$</p> <p>$i = 3.15 \approx 3$</p>
<p>Tonelaje</p> <p>$Q = 6.8 * D^2 * d_2 * n * \delta$</p> <p>$Q = 6.8 * (1.2\text{m})^2 * 0.019\text{m} * 147.35 rpm * 2.86 \frac{\text{Ton}}{\text{m}^3}$</p> <p>$Q = 78.40 \text{ TPH}$</p>	<p>Tonelaje de trabajo</p> <p>$Q_r = 300 \text{ TPD} / 5 \text{ horas}$</p> <p>$Q_r = 60 \text{ TPH}$</p>
<p>Energía de Bond</p> <p>$E_B = Wi * 10 \left(\frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right)$</p> <p>$E_B = 18.84 * 10 \left(\frac{1}{\sqrt{19000\mu\text{m}}} - \frac{1}{\sqrt{60000\mu\text{m}}} \right)$</p>	<p>Potencia</p> <p>$N = Q * E_B$</p> <p>$N = 60 \text{ TPH} * 0.597 \text{ kW} * h/\text{ton}$</p> <p>$N = 35.86 \text{ kW}$</p> <p>Potencia Ajustada</p>

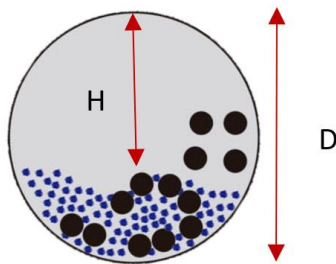
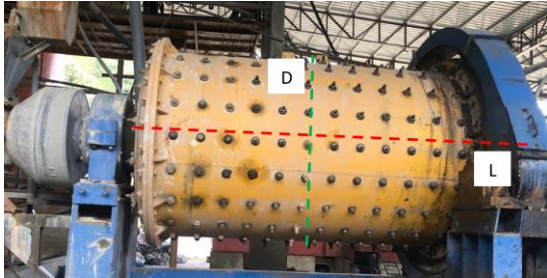
$$E_B = 0.597 \text{ kW} * \text{h/Ton}$$

$$N_{real} = N * 1.3$$

$$N_{real} = 35.86 \text{ kW} * 1.3$$

$$N_{real} = 46.61 \text{ kW}$$

Molino 1



Datos:

$$\delta = 2.86 \text{ Ton/m}^3$$

$$D = 1.8 \text{ m}$$

$$L = 3 \text{ m}$$

$$\text{Tamaño de entrada} = \frac{3}{4} \text{ pulg}$$

$$\text{Tamaño de salida} = \pm \text{Malla \#200}$$

$$\text{Velocidad de rotación} = 28 \text{ rpm}$$

$$\text{Régimen} = \text{cascada}$$

$$H = 1.10 \text{ m}$$

$$Q = 5 \text{ TPH}$$

Nota: Cambio de camisas cada 8 meses, cantidad del medio molidor de 7 Ton, se carga en forma de rosario (bolas de acero de 4-3-2 pulgadas)

Velocidad crítica

$$\varphi_c = \frac{42.3}{\sqrt{D}}$$

$$\varphi_c = \frac{42.3}{\sqrt{1.8}}$$

$$\varphi_c = 31.53 \text{ rpm} * 75\% = 23.65 \text{ rpm}$$

Grado de llenado

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

$$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{1.1 \text{ m}}{1.8 \text{ m}} \right); \%$$

$$J = 38.44\%$$

Volumen geométrico

$$VG = \pi * r^2 * L$$

$$VG = \pi * (0.9 \text{ m})^2 * 3 \text{ m}$$

$$VG = 7.63 \text{ m}^3$$

Volumen real

$$V\psi = J * VG$$

$$V\psi = 0.38 * 7.63 \text{ m}^3$$

$$V\psi = 2.9 \text{ m}^3$$

Energía de Bond

$$E_B = Wi * 10 \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

$$E_B = 18.84 * 10 \left(\frac{1}{\sqrt{74 \mu\text{m}}} - \frac{1}{\sqrt{19050 \mu\text{m}}} \right)$$

$$E_B = 20.54 \text{ kW} * \text{h/Ton}$$

Potencia

$$N = Q * E_B$$

$$N = 5 \text{ TPH} * 20.54 \text{ kW} * \text{h/ton}$$

$$N = 102.7 \text{ kW}$$

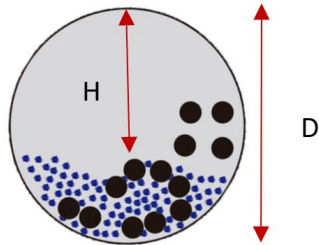
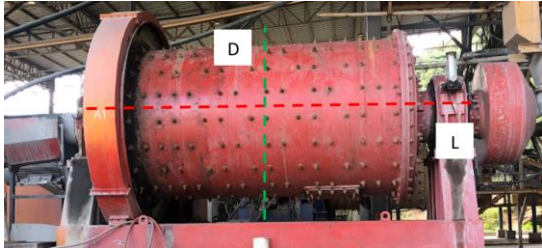
Potencia Ajustada

$$N_{real} = N * 1.3$$

$$N_{real} = 102.7 \text{ kW} * 1.3$$

$$N_{real} = 133.51 \text{ kW}$$

Molino 2



Datos:

$$\delta = 2.86 \text{ Ton}/\text{m}^3$$

$$D = 2.1 \text{ m}$$

$$L = 3.6 \text{ m}$$

$$\text{Tamaño de entrada} = \frac{3}{4} \text{ pulg}$$

$$\text{Tamaño de salida} = \pm \text{Malla \#200}$$

$$\text{Velocidad de rotación} = 22 \text{ rpm}$$

$$\text{Hora de trabajo: } 24 \text{ horas}$$

$$H = 1.4 \text{ m}$$

$$Q = 12.5 \text{ TPH}$$

Nota: Cambio de camisas cada 8 meses, cantidad del medio molidor de 17 Ton, se carga en forma de rosario (bolas de acero de 4-3-2 pulgadas)

Velocidad crítica

$$\varphi_c = \frac{42.3}{\sqrt{D}}$$

$$\varphi_c = \frac{42.3}{\sqrt{2.1}}$$

$$\varphi_c = 29.19 \text{ rpm} * 75\% = \mathbf{21.9 \text{ rpm}}$$

Grado de llenado

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

$$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{1.4 \text{ m}}{2.1 \text{ m}} \right); \%$$

$$\mathbf{J = 31.67\%}$$

Volumen geométrico

$$VG = \pi * r^2 * L$$

$$VG = \pi * (1.05 \text{ m})^2 * 3.6 \text{ m}$$

$$\mathbf{VG = 12.47 \text{ m}^3}$$

Volumen real

$$V\psi = J * VG$$

$$V\psi = 0.31 * 12.47 \text{ m}^3$$

$$\mathbf{V\psi = 3.9 \text{ m}^3}$$

Energía de Bond

$$E_B = Wi * 10 \left(\frac{1}{\sqrt{d80}} - \frac{1}{\sqrt{D80}} \right)$$

$$E_B = 18.84 * 10 \left(\frac{1}{\sqrt{74 \mu\text{m}}} - \frac{1}{\sqrt{19050 \mu\text{m}}} \right)$$

$$\mathbf{E_B = 20.54 \text{ kW} * h/\text{Ton}}$$

Potencia

$$N = Q * E_B$$

$$N = 12.5 \text{ TPH} * 20.54 \text{ kW} * h/\text{ton}$$

$$\mathbf{N = 222.3 \text{ kW}}$$

Potencia Ajustada

$$N_{real} = N * 1.3$$

$$N_{real} = 256.75 \text{ kW} * 1.3$$

$$\mathbf{N_{real} = 333.78 \text{ kW}}$$

Flujo

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

$$\text{Flujo} = \frac{12.5 \text{ TPH}}{2.86 \text{ Ton}/\text{m}^3}$$

$$\mathbf{\text{Flujo} = 4.37 \text{ m}^3/\text{h}}$$

Tiempo de residencia

$$tr = \frac{\text{Volumen del molino}}{\text{flujo}}; \text{horas}$$

$$tr = \frac{12.47 \text{ m}^3}{4.37 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$\mathbf{tr = 2.85 \text{ horas}}$$

Otros equipos presentes dentro del proceso de trituración-molienda



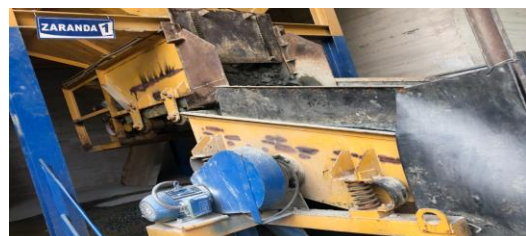
Alimentador (Feeder)

$L * A * H = 130 \text{ cm} * 80 \text{ cm} * 70 \text{ cm}$

Dimensiones de salida: Regulable en la altura de 60-30 cm (actualmente está en 30 cm) con un ancho de 80 cm.

Potencia del motor = 2.2 kW

Marca del motor = WEG



Zaranda 1

$L * A * H = 160 \text{ cm} * 100 \text{ cm} * 80 \text{ cm}$

Tipo de superficie: Plancha (lisa)

Potencia del motor = 5.5 kW

Marca del motor = WEG

Velocidad = 1050 rpm



Zaranda 2

$L * A = 350 \text{ cm} * 160 \text{ cm}$

Tipo de superficie: Malla cuadriculada

Espaciado de la malla = $\frac{3}{4}$ pulg $\approx 19 \text{ mm}$

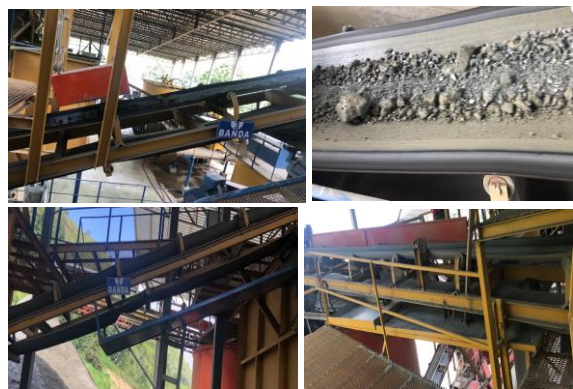
Espesor de la malla = 4 mm

Potencia del motor = 15 kW

Marca del motor = WEG

Velocidad = 1100.6 rpm

Inclinación = 15°



Bandas Transportadoras

#Banda	Ancho	Inclinación
Banda 1	80 cm	20°
Banda 2	60 cm	20°
Banda 3	50 cm	20°
Banda 4	50 cm	20°
Banda 5	60 cm	5°
Banda 6	60 cm	5°
Banda Molino 1	60 cm	22°
Banda Molino 2	60 cm	22°



Bombas de sólidos

Marca: GD tipo 75WAJ

Potencia del motor = 3 kW

Marca del motor = WEG



Hidrociclones

H. Azul: Marca ICBA modelo D6

H. Verde: Marca Espiasa modelo D10

Proceso de Concentración



Sistema Icon (C. Gravimétrica)

Tipo: Falcon modelo SB350

Peso = 446 Kg .

Potencia del motor = 3.7 kW

Presión de agua = 10 – 20 PSI

Tiempo de enjuage = 60 – 90 seg

Marca del motor = WEG

03 concentradores Falcon



Concentración por Flotación

Celdas serrano: 02 celdas de 8x8 ft y 04 celdas de 6x6 ft

Celdas denver: 02 celdas denver

% recuperación = 75%



Espezador, Filtro prensa y Big Bags

Espezador de 80- 100 Toneladas de concentrado

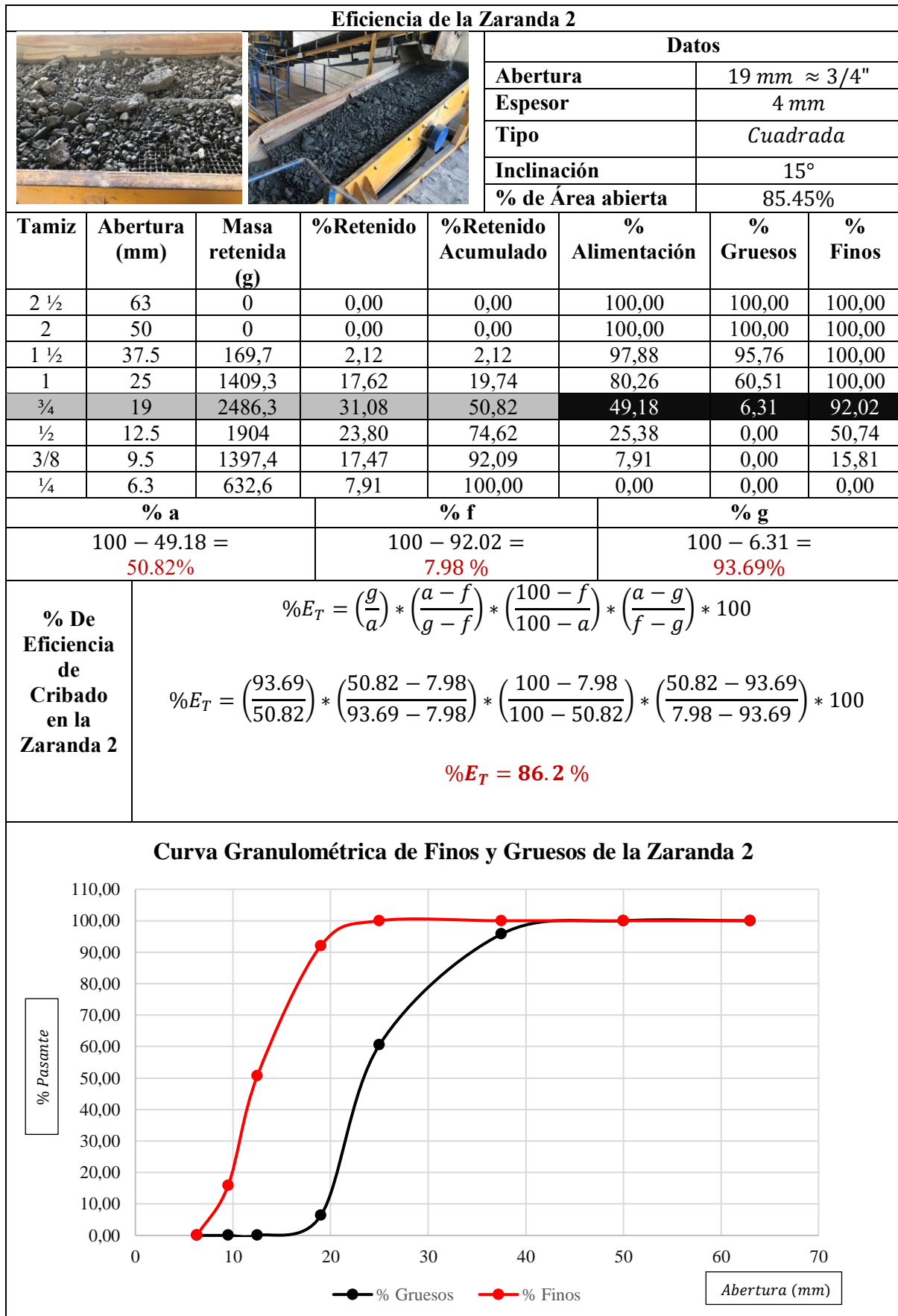
Zona de tratamiento de relaves y relaveras



Anexo 11. *Diagrama de flujo de la línea de trabajo 1 de la planta de beneficio "Playitas" Código 30000928*

(Se encuentra ubicado en la carpeta de archivos)

Anexo 12. Cálculo de la Eficiencia de Cribado en la Zaranda 2 de la planta de beneficio "Playitas"



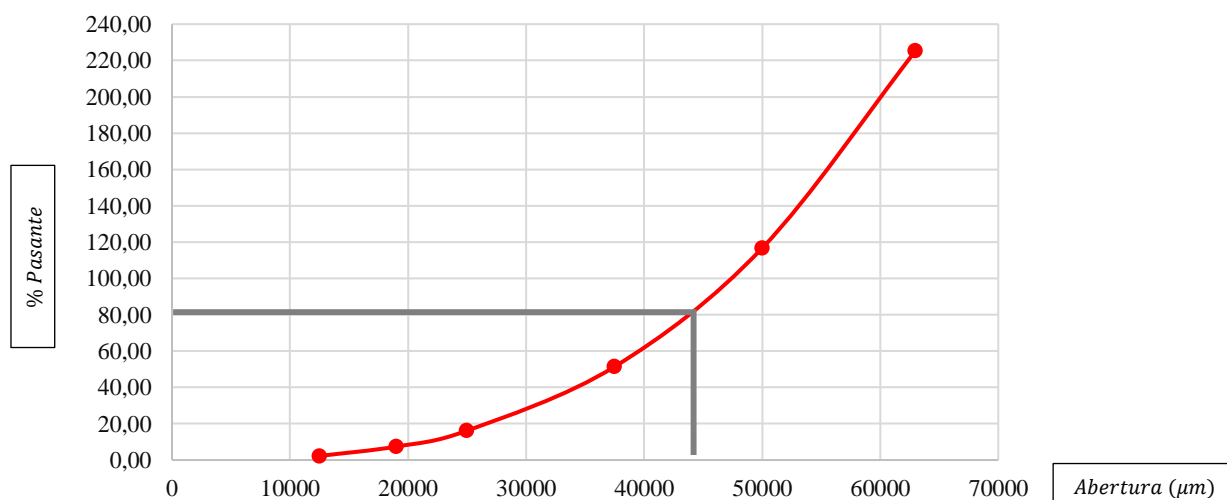
Anexo 13. Análisis granulométrico de la trituradora primaria. F_{80} Según Gates Gaudin Schuhmann

Granulometría de Gruesos/ Trituradora de Mandíbulas											
Cantidad de muestra						4 kg					
Tamiz (# pulg)	Abertura (micras)	Masa retenida (g)	% Retenido	% Retenido Acumulado	%Pasante	Log (x)	Log (y)	X * Y	X ²	Y ²	% GGS
2 1/2	63000	0,00	0,00	0,00	100,00	4,80	2,00	9,60	23,03	4,00	225,42
2	50000	0,00	0,00	0,00	100,00	4,70	2,00	9,40	22,08	4,00	116,70
1 1/2	37500	169,70	4,24	4,24	95,76	4,57	1,98	9,06	20,92	3,93	51,43
1	25000	1409,30	35,24	39,49	60,51	4,40	1,78	7,84	19,34	3,17	16,20
3/4	19000	2167,20	54,20	93,69	6,31	4,28	0,80	3,42	18,31	0,64	7,42
1/2	12500	252,40	6,31	100,00	0,00	4,10		0,00	16,78	0,00	2,25
Fondo		0,00	0,00	100,00	0,00			0,00	0,00	0,00	0,00
SUMA		3998,60	100,00	337,42	362,58	26,85	8,56	39,32	120,47	15,74	

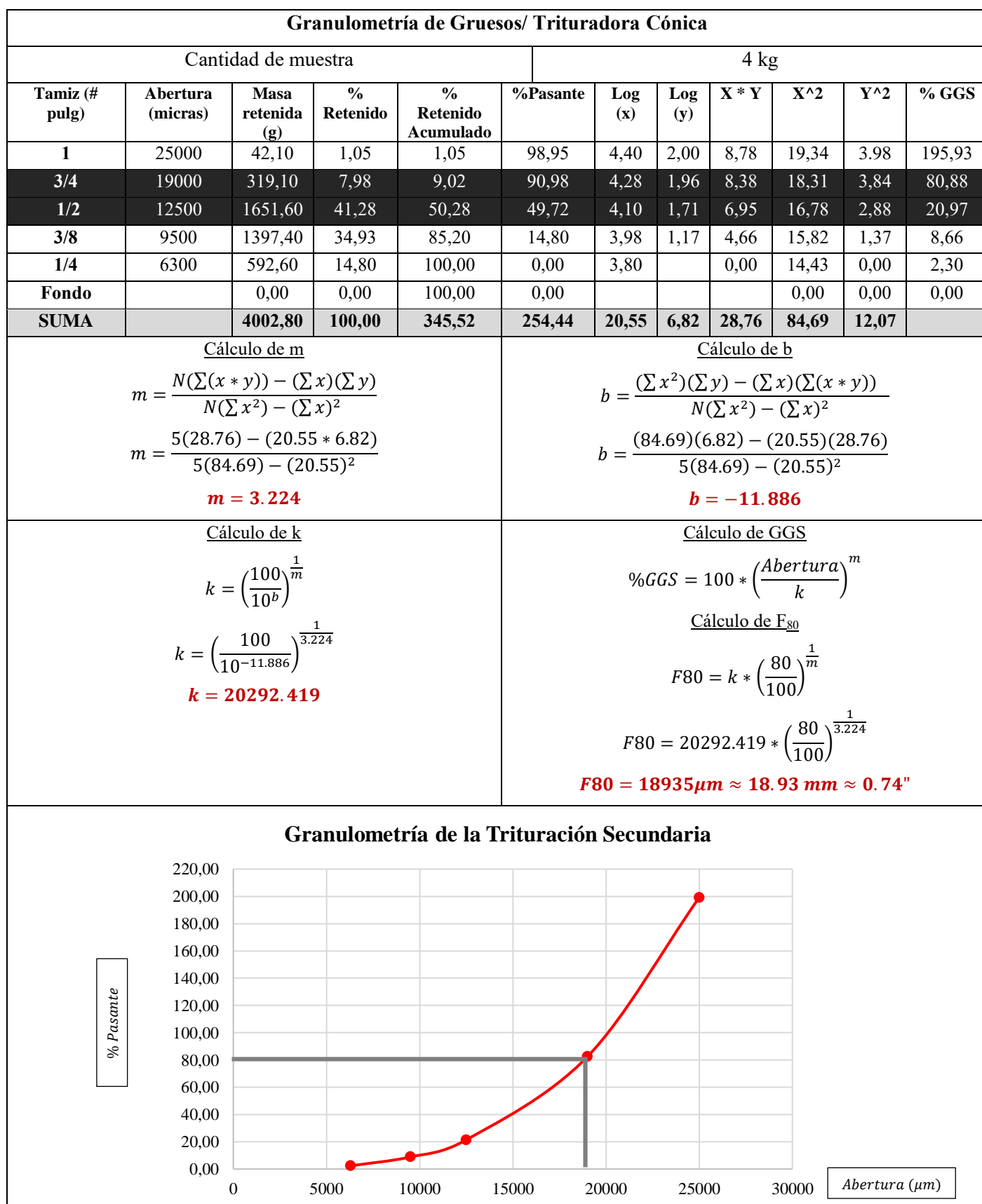
<p><u>Cálculo de m</u></p> $m = \frac{N(\sum(x * y)) - (\sum x)(\sum y)}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $m = \frac{6(39.32) - (26.85 * 8.56)}{6(120.47) - (26.85)^2}$ <p>m = 2.848</p>	<p><u>Cálculo de b</u></p> $b = \frac{(\sum x^2)(\sum y) - (\sum x)(\sum(x * y))}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $b = \frac{(120.47)(8.56) - (26.85)(39.32)}{6(120.47) - (26.85)^2}$ <p>b = -11.318</p>
---	--

<p><u>Cálculo de k</u></p> $k = \left(\frac{100}{10^b}\right)^{\frac{1}{m}}$ $k = \left(\frac{100}{10^{-11.318}}\right)^{\frac{1}{2.848}}$ <p>k = 47360.683</p>	<p><u>Cálculo de GGS</u></p> $\%GGS = 100 * \left(\frac{Abertura}{k}\right)^m$ <p><u>Cálculo de F₈₀</u></p> $F80 = k * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{m}}$ $F80 = 47360.683 * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{2.848}}$ <p>F80 = 43792.102 μm ≈ 43.8 mm ≈ 1.72"</p>
--	---

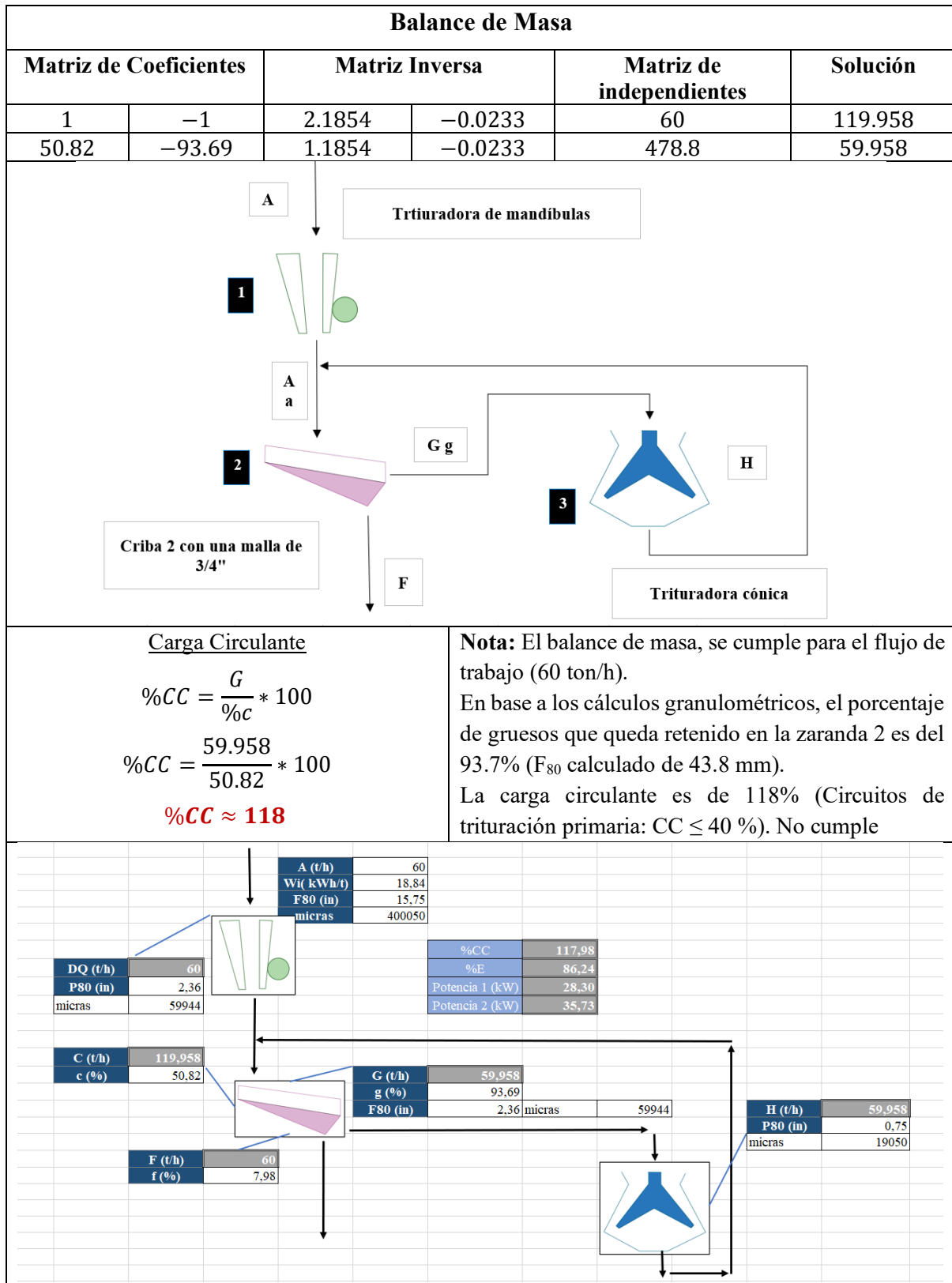
Granulometría de la Trituración Primaria



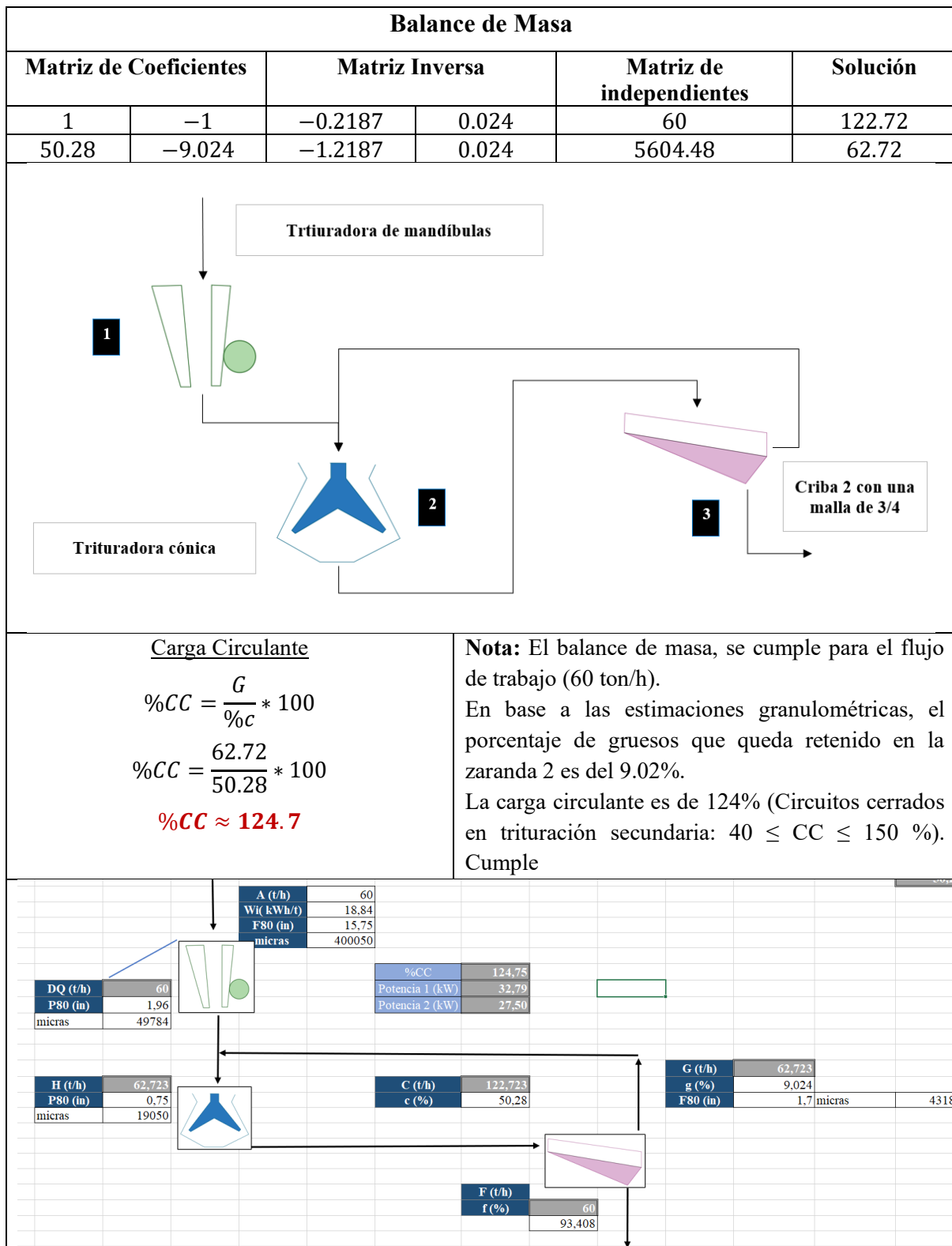
Anexo 14. Análisis granulométrico de la trituradora secundaria. F_{80} de Gates Gaudin Schuhmann



Anexo 15. Balance de masa en el proceso de trituración



Anexo 16. Carga circulante para el nuevo circuito de trituración



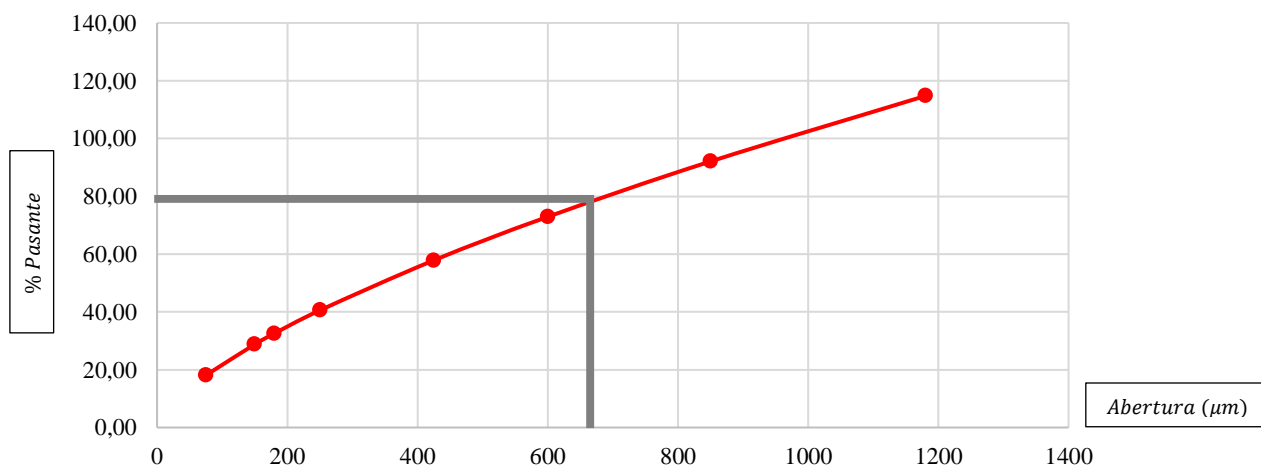
Anexo 17. *Ajuste del circuito de conminución de la línea 1 de trabajo de la planta de beneficio
“Playitas” Código 30000928*

(Se encuentra ubicado en la carpeta de archivos)

Anexo 18. Análisis granulométrico del molino de la planta de beneficio (molino 2)

Granulometría de Finos / Molino 2											
Cantidad de muestra					2 kg – Tamizados 200g						
Tamiz (# pulg)	Abertura (micras)	Masa retenida (g)	% Retenido	% Retenido Acumulado	%Pasante	Log (x)	Log (y)	X * Y	X^2	Y^2	% GGS
16	1180	29,30	14,84	14,84	85,16	3,07	1,93	5,93	9,44	3,73	114,73
20	850	18,80	9,52	24,37	75,63	2,93	1,88	5,50	8,58	3,53	92,08
30	600	15,90	8,05	32,42	67,58	2,78	1,83	5,08	7,72	3,35	72,90
40	425	16,10	8,16	40,58	59,42	2,63	1,77	4,66	6,91	3,15	57,85
60	250	29,50	14,94	55,52	44,48	2,40	1,65	3,95	5,75	2,72	40,53
80	180	21,70	10,99	66,51	33,49	2,26	1,52	3,44	5,09	2,33	32,52
100	150	12,40	6,28	72,80	27,20	2,18	1,43	3,12	4,74	2,06	28,78
200	75	30,10	15,25	88,04	11,96	1,88	1,08	2,02	3,52	1,16	18,08
Fondo		23,60	11,96	100,00	0,00			0,00	0,00	0,00	0,00
SUMA		197,4	100,00	345,52	404,91	20,11	13,10	33,71	51,73	22,01	
<p><u>Cálculo de m</u></p> $m = \frac{N(\sum(x * y)) - (\sum x)(\sum y)}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $m = \frac{8(33.71) - (20.11 * 13.10)}{8(51.73) - (20.11)^2}$ <p>m = 0.67</p>					<p><u>Cálculo de b</u></p> $b = \frac{(\sum x^2)(\sum y) - (\sum x)(\sum(x * y))}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $b = \frac{(51.73)(13.1) - (20.11)(33.71)}{8(51.73) - (20.11)^2}$ <p>b = -0.048</p>						
<p><u>Cálculo de k</u></p> $k = \left(\frac{100}{10^b}\right)^{\frac{1}{m}}$ $k = \left(\frac{100}{10^{-0.048}}\right)^{\frac{1}{0.67}}$ <p>k = 961.359</p>					<p><u>Cálculo de GGS</u></p> $\%GGS = 100 * \left(\frac{Abertura}{k}\right)^m$ <p><u>Cálculo de F₈₀</u></p> $F80 = k * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{m}}$ $F80 = 961.359 * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{0.67}}$ <p>F80 = 689.208µm ≈ 0.689 mm ≈ 0.027"</p>						

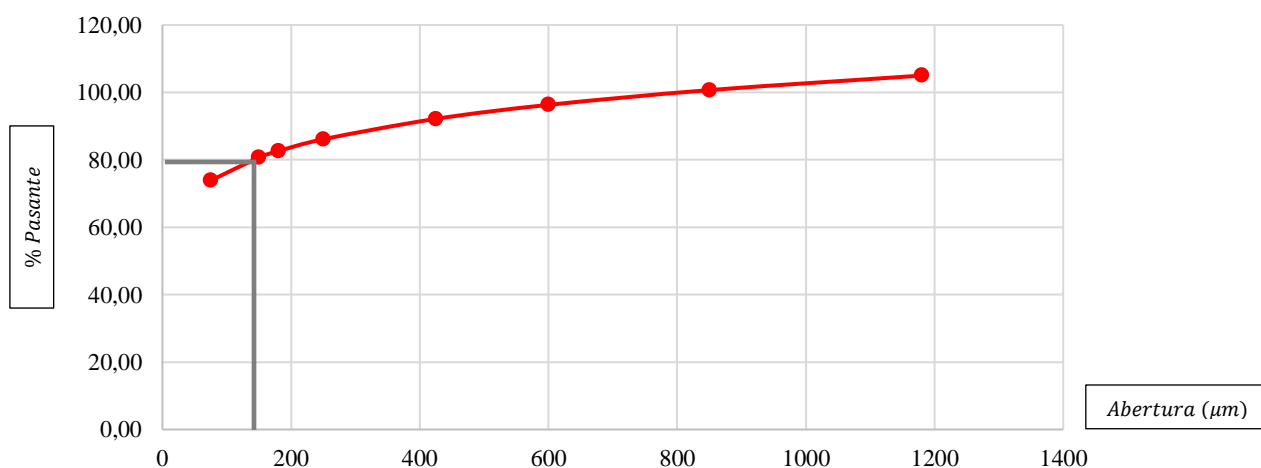
Granulometría del Molino de Planta



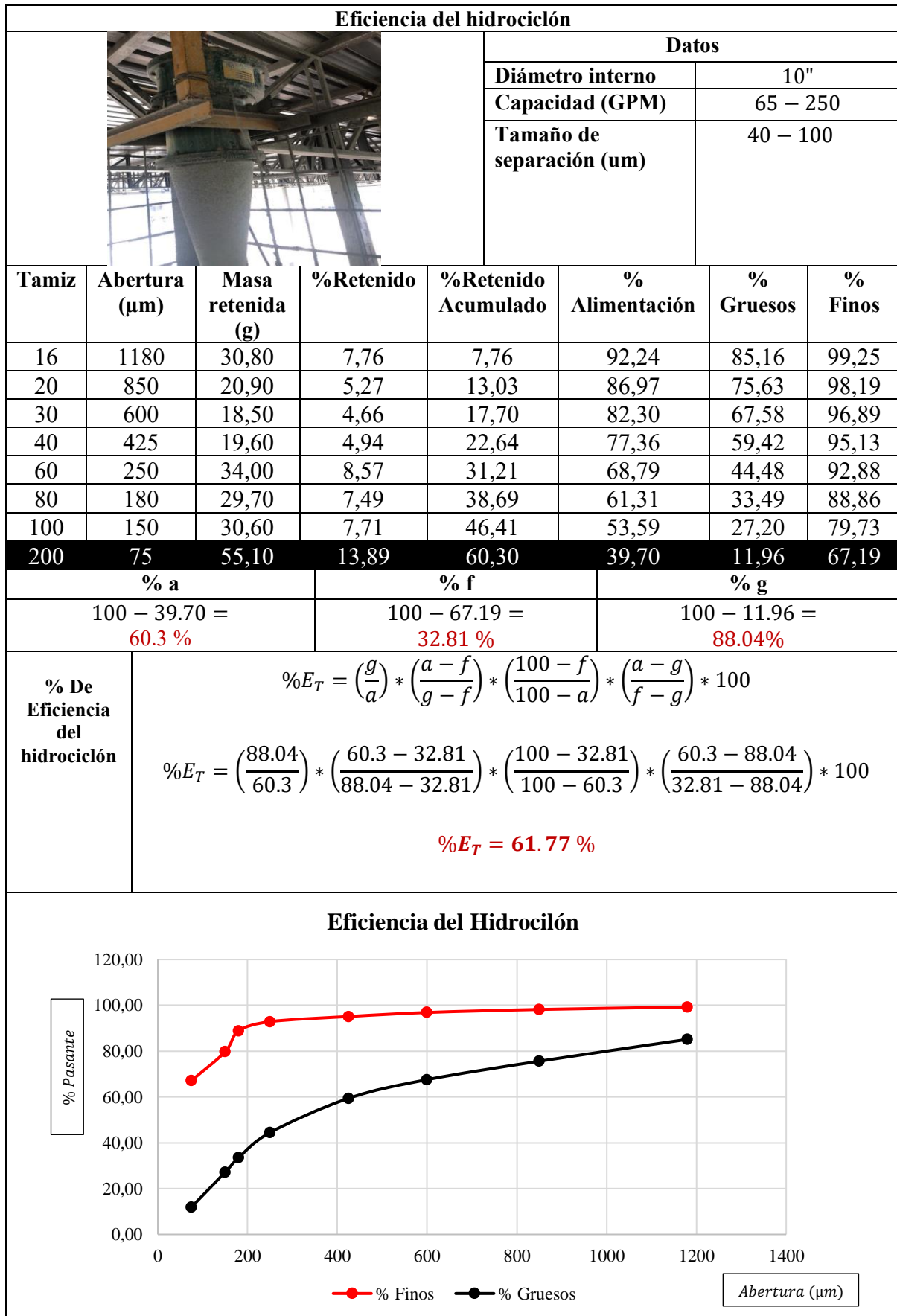
Anexo 19. Análisis granulométrico del producto del hidrociclón de la planta de beneficio

Granulometría de Finos / Hidrociclón											
Cantidad de muestra					2 kg – Tamizados 200g						
Tamiz (# pulg)	Abertura (micras)	Masa retenida (g)	% Retenido	% Retenido Acumulado	%Pasante	Log (x)	Log (y)	X * Y	X^2	Y^2	% GGS
16	1180	1,50	0,75	0,75	99,25	3,07	2,00	6,13	9,44	3,99	104,98
20	850	2,10	1,05	1,81	98,19	2,93	1,99	5,84	8,58	3,97	100,68
30	600	2,60	1,30	3,11	96,89	2,78	1,99	5,52	7,72	3,95	96,29
40	425	3,50	1,76	4,87	95,13	2,63	1,98	5,20	6,91	3,91	92,15
60	250	4,50	2,26	7,12	92,88	2,40	1,97	4,72	5,75	3,87	86,11
80	180	8,00	4,01	11,14	88,86	2,26	1,95	4,39	5,09	3,80	82,57
100	150	18,20	9,13	20,27	79,73	2,18	1,90	4,14	4,74	3,62	80,67
200	75	25,00	12,54	32,81	67,19	1,88	1,83	3,43	3,52	3,34	73,83
Fondo		133,90	67,19	100,00	0,00						
SUMA		199,30	100,00			20,11	15,60	39,37	51,73	30,44	
<p><u>Cálculo de m</u></p> $m = \frac{N(\sum(x * y)) - (\sum x)(\sum y)}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $m = \frac{8(39.37) - (20.11 * 15.6)}{8(51.73) - (20.11)^2}$ <p>m = 0.127</p>					<p><u>Cálculo de b</u></p> $b = \frac{(\sum x^2)(\sum y) - (\sum x)(\sum(x * y))}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $b = \frac{(51.73)(15.6) - (20.11)(39.37)}{8(51.73) - (20.11)^2}$ <p>b = 1.628</p>						
<p><u>Cálculo de k</u></p> $k = \left(\frac{100}{10^b}\right)^{\frac{1}{m}}$ $k = \left(\frac{100}{10^{1.628}}\right)^{\frac{1}{0.127}}$ <p>k = 806.34</p>					<p><u>Cálculo de GGS</u></p> $\%GGS = 100 * \left(\frac{Abertura}{k}\right)^m$ <p><u>Cálculo de F₈₀</u></p> $F80 = k * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{m}}$ $F80 = 806.34 * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{0.67}}$ <p>F80 = 140.558µm ≈ 0.14 mm ≈ 0.0055"</p>						

Granulometría del Producto del Hidrociclón




Anexo 20. Determinación de la eficiencia del hidrociclón en el circuito de molienda.



Anexo 21. Determinación de la carga circulante en el circuito de molienda

Carga Circulante en el proceso de molienda		
a''	f''	g''
$a'' = (100/a) - 1$ $a'' = (100/60.3) - 1$ $a'' = 0.658$	$f'' = (100/f) - 1$ $f'' = (100/32.81) - 1$ $f'' = 2.047$	$g'' = (100/g) - 1$ $g'' = (100/88.04) - 1$ $g'' = 0.135$
<p><u>Carga Circulante</u></p> $\%CC = \frac{G}{F} * 100$ $G = \frac{a'' - f''}{g'' - f''} * A$ $G = \frac{0.658 - 2.047}{0.135 - 2.047} * 12.5 \text{ TPH}$ $G = 9.08 \text{ TPH}$ $A = F + G$ $F = A - G$ $F = 12.5 \text{ TPH} - 9.08 \text{ TPH}$ $F = 3.42 \text{ TPH}$ $\%CC = \frac{9.08 \text{ TPH}}{3.42 \text{ TPH}}$ $\%CC = \frac{9.08 \text{ TPH}}{3.42 \text{ TPH}} * 100$ $\%CC \approx 265.5$		<p>Nota: El balance de masa, se cumple para el flujo de trabajo (60 ton/h). Los factores de alimentación, finos y gruesos (a'', f'' y g'') es una relación de dilución utilizada dentro del cálculo de carga circulante en hidrociclones.</p> <p>Se determinó una carga circulante del 265.75%, el cual se encuentra dentro del rango establecido para molienda (300-600 %).</p>

Anexo 22. Cálculo de variables tecnológicas para optimizar el proceso de molienda

A. Cálculo del Tamaño de Bola Óptimo				
Tamaño óptimo de bola en pulgada (Bs)				
		<u>Datos</u>		
		<p> $F80 = 18935 \mu m$ $D = 2.1 m$ $L = 3.6 m$ $\%Nc = 75\%$ $wi = 18.84 \frac{kWh}{ton}$ $k = 350$ $F80 = 18935 \mu m$ </p>		
$Bs = \left(\frac{F80}{k}\right)^{0.5} * \left(\frac{\delta * \left(\frac{wi}{1.10299}\right)}{\%Nc * D^{0.5}}\right)^{\frac{1}{3}}$		$Bs = \left(\frac{18935\mu m}{350}\right)^{0.5} * \left(\frac{2.86 ton/m^3 * \left(\frac{18.84 kWh/ton}{1.10299}\right)}{75 * (6.89 ft)^{0.5}}\right)^{\frac{1}{3}}$ <p style="text-align: center;">$Bs = 4.6" \approx 5"$</p>		
Porcentaje de distribución de bolas				
$\% D_{Bi} = \left(\frac{x_i^4 - x_f^4}{x_o^4 - x_p^4}\right) * 100$				
Diámetro de bola (in)	Tamaño intermedio (in)	% De distribución de bola	%d Dist. Retenido	Masa de bolas (ton)
5	4,7	81,0	19,0	3,54
4,5	4,2	51,8	29,2	5,43
4	3,7	31,3	20,5	3,82
3,5	3,2	17,5	13,7	2,56
3	2,7	8,9	8,7	1,61
2,5	2,2	3,8	5,0	0,93
2	1,7	1,3	2,6	0,48
1,5	1,2	0,2	1,1	0,20
1	0,0	0,0	0,2	0,04
Tonelaje de bolas				
$M_b = \delta_B * \frac{\pi}{4} * D^2 * L * \left(\frac{J}{100}\right) * (1 - \epsilon)$ $M_b = 7.85 * \frac{\pi}{4} * (2.1)^2 * (3.6) * \left(\frac{31.67}{100}\right) * (1 - 0.4)$ <p style="text-align: center;">$M_b = 18.6 \text{ Ton de Bolas}$</p>				

Anexo 23. Análisis granulométrico del primer ensayo de molienda a 1 hora.

M1: Granulometría de Finos / Ensayo de Molienda a 1 H											
Cantidad de muestra						7 kg – Tamizados 7kg					
Cantidad de agua						7 litros					
Cantidad de Bolas						15 kg					
Tamaño de entrada y Densidad del material						¾" / 2.86 Ton/m ³					
Tamiz (# pulg)	Abertura (micras)	Masa retenida (g)	% Retenido	% Retenido Acumulado	%Pasante	Log (x)	Log (y)	X * Y	X ²	Y ²	% GGS
16	1180	145,70	2,15	2,15	97,85	3,07	1,99	6,11	9,44	3,96	174,71
20	850	7,40	0,11	2,26	97,74	2,93	1,99	5,83	8,58	3,96	116,74
30	600	23,00	0,34	2,60	97,40	2,78	1,99	5,52	7,72	3,95	76,08
40	425	159,60	2,35	4,95	95,05	2,63	1,98	5,20	6,91	3,91	49,79
60	250	3494,80	51,56	56,51	43,49	2,40	1,64	3,93	5,75	2,68	25,94
80	180	1834,00	27,06	83,57	16,43	2,26	1,22	2,74	5,09	1,48	17,32
100	150	392,30	5,79	89,36	10,64	2,18	1,03	2,23	4,74	1,05	13,84
200	75	435,50	6,43	95,78	4,22	1,88	0,62	1,17	3,52	0,39	5,90
Fondo		285,70	4,22	100,00	0,00						
SUMA		6778,00	100,00	437,19	462,81	20,11	12,45	32,74	51,73	21,40	

Cálculo de m

$$m = \frac{N(\sum(x * y)) - (\sum x)(\sum y)}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$$

$$m = \frac{8(32.74) - (20.11 * 12.45)}{8(51.73) - (20.11)^2}$$

m = 1.229

Cálculo de b

$$b = \frac{(\sum x^2)(\sum y) - (\sum x)(\sum(x * y))}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$$

$$b = \frac{(51.73)(12.45) - (20.11)(32.74)}{8(51.73) - (20.11)^2}$$

b = -1.534

Cálculo de k

$$k = \left(\frac{100}{10^b}\right)^{\frac{1}{m}}$$

$$k = \left(\frac{100}{10^{-1.534}}\right)^{\frac{1}{1.229}}$$

k = 749.452

Cálculo de GGS

$$\%GGS = 100 * \left(\frac{Abertura}{k}\right)^m$$

Cálculo de F₈₀

$$F80 = k * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{m}}$$

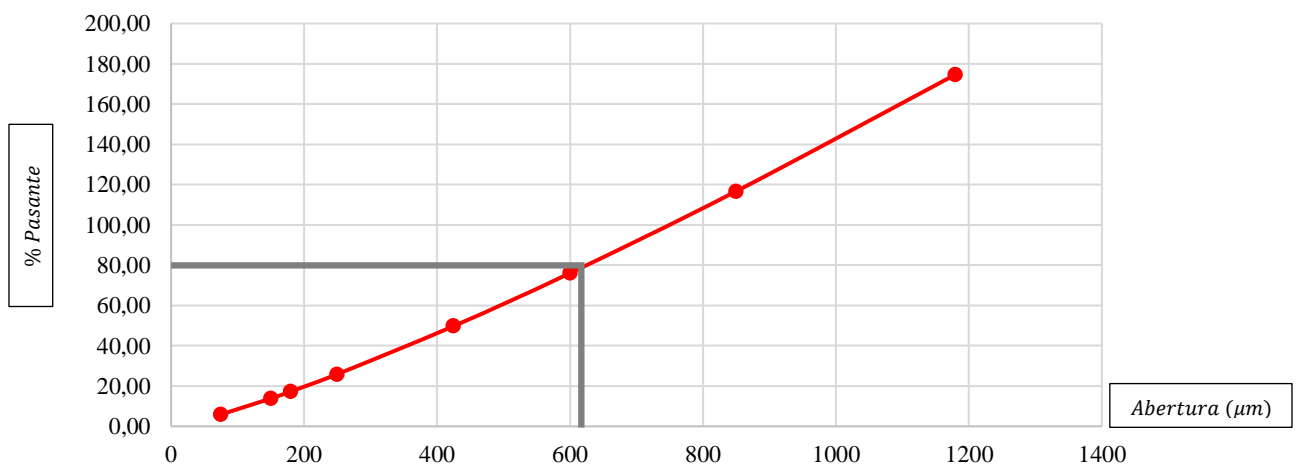
$$F80 = 749.452 * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{1.229}}$$

Densidad de la pulpa

δ_p = 1.41 g/cm³

F80 = 625.034 μm ≈ 0.625 mm ≈ 0.025"

Tiempo de molienda a 1 Hora



Anexo 24. Análisis granulométrico del primer ensayo de molienda a 1 hora y 15 minutos.

M2: Granulometría de Finos / Ensayo de Molienda a 1H15											
Cantidad de muestra						7 kg – Tamizados 1kg					
Cantidad de agua						6 litros					
Cantidad de Bolas						22 kg					
Tamaño de entrada y Densidad del material						¾" / 2.86 Ton/m ³					
Tamiz (# pulg)	Abertura (micras)	Masa retenida (g)	% Retenido	% Retenido Acumulado	%Pasante	Log (x)	Log (y)	X * Y	X^2	Y^2	% GGS
16	1180	0,00	0,00	0,00	100,00	3,07	2,00	6,14	9,44	4,00	124,65
20	850	0,00	0,00	0,00	100,00	2,93	2,00	5,86	8,58	4,00	112,31
30	600	3,00	0,30	0,30	99,70	2,78	2,00	5,55	7,72	3,99	100,55
40	425	9,20	0,92	1,22	98,78	2,63	1,99	5,24	6,91	3,98	90,12
60	250	17,00	1,70	2,92	97,08	2,40	1,99	4,76	5,75	3,95	76,14
80	180	39,40	3,94	6,87	93,13	2,26	1,97	4,44	5,09	3,88	68,59
100	150	83,10	8,32	15,19	84,81	2,18	1,93	4,20	4,74	3,72	64,73
200	75	552,50	55,32	70,50	29,50	1,88	1,47	2,76	3,52	2,160	51,94
Fondo		294,60	29,50	100,00	0,00						0,00
SUMA		998,80	100,00	197,01	702,99	20,11	15,35	38,96	51,73	29,68	
<u>Cálculo de m</u> $m = \frac{N(\sum(x * y)) - (\sum x)(\sum y)}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $m = \frac{8(38.96) - (20.11 * 15.35)}{8(51.73) - (20.11)^2}$ m = 0.3177						<u>Cálculo de b</u> $b = \frac{(\sum x^2)(\sum y) - (\sum x)(\sum(x * y))}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $b = \frac{(51.73)(15.35) - (20.11)(38.96)}{8(51.73) - (20.11)^2}$ b = 1.120					
<u>Cálculo de k</u> $k = \left(\frac{100}{10^b}\right)^{\frac{1}{m}}$ $k = \left(\frac{100}{10^{1.120}}\right)^{\frac{1}{0.317}}$ k = 589.745						<u>Cálculo de GGS</u> $\%GGS = 100 * \left(\frac{Abertura}{k}\right)^m$ <u>Cálculo de F₈₀</u> $F80 = k * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{m}}$ $F80 = 589.745 * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{0.317}}$ F80 = 292.149µm ≈ 0.292 mm ≈ 0.011"					
<u>Densidad de la pulpa</u> δ_p = 1.48 g/cm³											

Tiempo de Molienda a 1 Hora y 15 Minutos

Abertura (µm)	% Pasante
100	55
150	65
200	70
250	75
300	78
425	90
600	100
850	110
1180	125

Anexo 25. Análisis granulométrico del primer ensayo de molienda a 1 hora y 30 minutos.

M3: Granulometría de Finos / Ensayo de Molienda a 1H30											
Cantidad de muestra						7 kg – Tamizados 1kg					
Cantidad de agua						5 litros					
Cantidad de Bolas						22 kg					
Tamaño de entrada y Densidad del material						¾" / 2.86 Ton/m ³					
Tamiz (# pulg)	Abertura (micras)	Masa retenida (g)	% Retenido	% Retenido Acumulado	%Pasante	Log (x)	Log (y)	X * Y	X^2	Y^2	% GGS
16	1180	0,00	0,00	0,00	100,00	3,07	2,00	6,14	9,44	4,00	109,88
20	850	0,00	0,00	0,00	100,00	2,93	2,00	5,86	8,58	4,00	104,74
30	600	0,00	0,00	0,00	100,00	2,78	2,00	5,56	7,72	4,00	99,54
40	425	0,00	0,00	0,00	100,00	2,63	2,00	5,26	6,91	4,00	94,65
60	250	16,70	1,67	1,67	98,33	2,40	1,99	4,78	5,75	3,97	87,59
80	180	52,10	5,22	6,89	93,11	2,26	1,97	4,44	5,09	3,88	83,48
100	150	79,50	7,96	14,85	85,15	2,18	1,93	4,20	4,74	3,73	81,29
200	75	243,90	24,43	39,28	60,72	1,88	1,78	3,34	3,52	3,18	73,45
Fondo		606,30	60,72	100,00							0,00
SUMA		998,50	100,00		737,31	20,11	15,68	39,58	51,73	30,75	

Cálculo de m

$$m = \frac{N(\sum(x * y)) - (\sum x)(\sum y)}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$$

$$m = \frac{8(39.58) - (20.11 * 15.68)}{8(51.73) - (20.11)^2}$$
m = 0.146

Cálculo de b

$$b = \frac{(\sum x^2)(\sum y) - (\sum x)(\sum(x * y))}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$$

$$b = \frac{(51.73)(15.68) - (20.11)(39.58)}{8(51.73) - (20.11)^2}$$
b = 1.592

Cálculo de k

$$k = \left(\frac{100}{10^b}\right)^{\frac{1}{m}}$$

$$k = \left(\frac{100}{10^{1.592}}\right)^{\frac{1}{0.146}}$$
k = 619.243

Cálculo de GGS

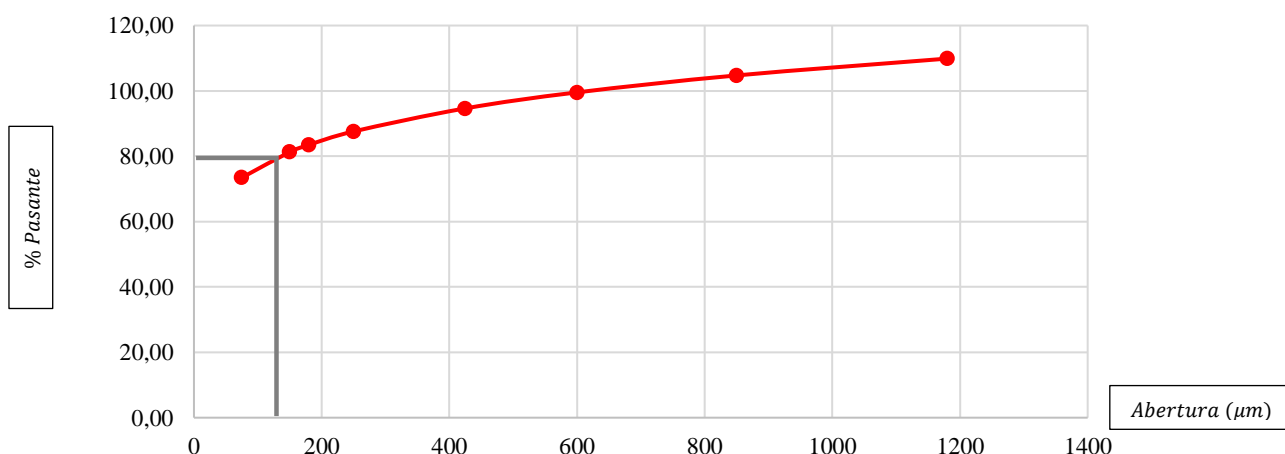
$$\%GGS = 100 * \left(\frac{Abertura}{k}\right)^m$$
Cálculo de F₈₀

$$F80 = k * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{m}}$$

$$F80 = 619.243 * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{0.146}}$$
F80 = 134.5 μm ≈ 0.1345 mm ≈ 0.0053"

Densidad de la pulpa
δ_p = 1.54 g/cm³

Tiempo de Molienda a 1 Hora y 30 Minutos



Anexo 26. Análisis granulométrico del primer ensayo de molienda a 1 hora y 45 minutos.

M4: Granulometría de Finos / Ensayo de Molienda a 1H45											
Cantidad de muestra						7 kg – Tamizados 1kg					
Cantidad de agua						5 litros					
Cantidad de Bolas						22 kg					
Tamaño de entrada y Densidad del material						$\frac{3}{4}'' / 2.86 \text{ Ton/m}^3$					
Tamiz (# pulg)	Abertura (micras)	Masa retenida (g)	% Retenido	% Retenido Acumulado	%Pasante	Log (x)	Log (y)	X * Y	X^2	Y^2	% GGS
16	1180	0,00	0,00	0,00	100,00	3,07	2,00	6,14	9,44	4,00	106,46
20	850	0,00	0,00	0,00	100,00	2,93	2,00	5,86	8,58	4,00	103,18
30	600	0,00	0,00	0,00	100,00	2,78	2,00	5,56	7,72	4,00	99,80
40	425	0,00	0,00	0,00	100,00	2,63	2,00	5,26	6,91	4,00	96,56
60	250	12,60	1,26	1,26	98,74	2,40	1,99	4,78	5,75	3,98	91,79
80	180	22,80	2,29	3,55	96,45	2,26	1,98	4,48	5,09	3,94	88,95
100	150	58,20	5,83	9,38	90,62	2,18	1,96	4,26	4,74	3,83	87,41
200	75	189,60	19,00	28,38	71,62	1,88	1,86	3,48	3,52	3,44	81,81
Fondo		714,60	71,62	100,00							0,00
SUMA		997,80	100,00		757,43	20,11	15,79	39,81	51,73	31,19	
<u>Cálculo de m</u> $m = \frac{N(\sum(x * y)) - (\sum x)(\sum y)}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $m = \frac{8(39.81) - (20.11 * 15.79)}{8(51.73) - (20.11)^2}$ <p>m = 0.096</p>						<u>Cálculo de b</u> $b = \frac{(\sum x^2)(\sum y) - (\sum x)(\sum(x * y))}{N(\sum x^2) - (\sum x)^2}$ $b = \frac{(51.73)(15.79) - (20.11)(39.81)}{8(51.73) - (20.11)^2}$ <p>b = 1.734</p>					
<u>Cálculo de k</u> $k = \left(\frac{100}{10^b}\right)^{\frac{1}{m}}$ $k = \left(\frac{100}{10^{1.734}}\right)^{\frac{1}{0.096}}$ <p>k = 612.747</p>						<u>Cálculo de GGS</u> $\%GGS = 100 * \left(\frac{Abertura}{k}\right)^m$ <u>Cálculo de F₈₀</u> $F80 = k * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{m}}$ $F80 = 612.747 * \left(\frac{80}{100}\right)^{\frac{1}{0.096}}$ <p>F80 = 59.359 μm ≈ 0.059 mm ≈ 0.0023"</p>					
<u>Densidad de la pulpa</u> <p>δ_p = 1.58 g/cm³</p>											

Tiempo de Molienda a 1 Hora y 45 Minutos

Abertura (μm)	% Pasante
1180	0,00
850	0,00
600	0,00
425	0,00
250	12,60
180	22,80
150	58,20
75	189,60
Fondo	714,60

Anexo 27. Balance metalúrgico del ensayo de flotación, recuperación y ratio del metal Oro (Au)

Balance Metalúrgico de la planta “Playitas”				
	Promedio	Cabeza	Contenido de Au	% Recuperación
Cabeza	1,23	1,23	133,09	100
Concentrado	33,38	33,38	148,54	74,91
Relave	0,21	0,21	21,68	25,09
% De Recuperación	74,91	74,91		
Tonelaje procesado	3255,00	108,50		Diario
Tonelaje de concentrado	133,52	4,45		Diario
Tonelaje de relave	3121,48	104,05		Diario
<u>Ratio</u> $Rt = \text{Ley del concentrado} / \text{Ley de cabeza}$ $Rt = \frac{33.38}{1.23}$ $Rt = 27.14$				
Nota: Datos Proporcionados por ASOPROMIN S.A, en el informe de actividades del primer semestre del año 2024				
Balance para 750 gr /M3: 134.5 µm—Similar a la planta				
	Cantidad de muestra	Ley Au (g/t)	Contenido	%Recuperación
Cabeza	750	1,91	1432,5	100
Concentrado	452,42	2,37	1072,23	74,85%
Relave	297,1	0,76	225,79	15,76%
<u>Recuperación</u> $\text{Recuperación \%} = \frac{\text{Peso del concentrado con su ley}}{\text{Peso del alimento con su ley}}$ $\text{Recuperación \%} = \frac{1072.23}{1432.5}$ $\text{Recuperación \%} = 0.748 \approx 74.8\%$				

Resultados del Ensayo de Flotación en la Muestra M2 a 1H15 min (F₈₀: 292 micras) y Balance Metalúrgico: Au				
	Cantidad de muestra (gr)	Ley (g Au/ton)	Contenido	% Recuperación
Cabeza	750	1,66	1245	100
Concentrado	430,45	2,04	878,12	70,53%
Relave	318,91	1,08	344,42	27,66%
<u>Recuperación</u> $\text{Recuperación \%} = \frac{\text{Peso del concentrado con su ley}}{\text{Peso del alimento con su ley}}$ $\text{Recuperación \%} = \frac{878.12}{1245}$ $\text{Recuperación \%} = 0.7053 \approx 70.53\%$				

Resultados del Ensayo de Flotación en la Muestra M4 a 1H45 min (F₈₀: 59 micras) y Balance Metalúrgico: Au				
	Cantidad de muestra (gr)	Ley (g Au/ton)	Contenido	% Recuperación
Cabeza	750	2.4	1800	100
Concentrado	461.58	3.53	1629.37	90
Relave	288.27	0.59	170.08	9.45
<u>Recuperación</u> $\text{Recuperación \%} = \frac{\text{Peso del concentrado con su ley}}{\text{Peso del alimento con su ley}}$ $\text{Recuperación \%} = \frac{1629.37}{1800}$ <p>Recuperación % = 0.905 ≈ 90.5%</p>				

Anexo 28. Costos fijos y Variables Semestrales de la Planta de Beneficio “Playitas” Código 30000928

Costos Fijos		USD
1. Personal	27 trabajadores en Planta que trabajan 26 días al mes	\$ 120 000.00
2. Reactivos químicos	Colectores: 208, 1404, 736, Z11 y Z6; Espumantes: 350 y 370	\$ 105 000.00
3. Mantenimiento de la maquinaria	Cambio de liners, bolas de acero, conos, mallas, repuestos de la maquinaria, etc.	\$ 25 000.00
4. Gastos Ambientales	Pago a la relavera del Tablón	\$ 15 000.00
Costos Variables		USD
5. Pago de Energía Total	Consumo energético en todas las áreas (administrativa, talleres, procesamiento de mineral y tratamiento de relaves	\$ 62 000.00
6. Gastos Variables	Incluye: Equipos de protección personal, alimentación, servicios básicos, etc.	\$ 25 000.00
TOTAL, SEMESTRAL		\$ 352 000. 00
TOTAL, MENSUAL		\$ 58 666.67

Anexo 29. Optimización del Proceso de Trituración

<i>Valor del kWh: 0.09 ctvs</i>						
Consumo Energético del Proceso de Trituración Actual						
Equipo	Potencia (kW)	Horas de Trabajo	Consumo Diario (kW)	Consumo Mensual (kW)	Consumo Semestral (kW)	Anual (kW)
Alimentador	2,2	5	11	330	1980	3960
Zaranda 1	5,5	5	27,5	825	4950	9900
Trituadora de mandíbulas	28,3	5	141,5	4245	25470	50940
Zaranda 2	15	5	75	2250	13500	27000
Trituradora Cónica	35,8	5	179	5370	32220	64440
Total	86,8		434	13020	78120	156240
Factura	Mensual: \$1171.8		Semestral: \$7030.8		Anual: \$ 14061.6	
Consumo Energético del Proceso de Trituración Propuesto						
Equipo	Potencia (kW)	Horas de Trabajo	Consumo Diario (kW)	Consumo Mensual (kW)	Consumo Semestral (kW)	Anual (kW)
Alimentador	2,2	5	11	330	1980	3960
Zaranda 1	5,5	5	27,5	825	4950	9900
Trituadora de mandíbulas	32,79	5	163,95	4918,5	29511	59022
Zaranda 2	15	5	75	2250	13500	27000
Trituradora Cónica	27,5	5	137,5	4125	24750	49500
Total	82,99		414,95	12448,5	74691	149382
Factura	Mensual: \$1120.36		Semestral: \$6722.19		Anual: \$ 13444.38	

	Mensual	Semestral	Anual
Ahorro (USD)	51.43	308.61	617.22

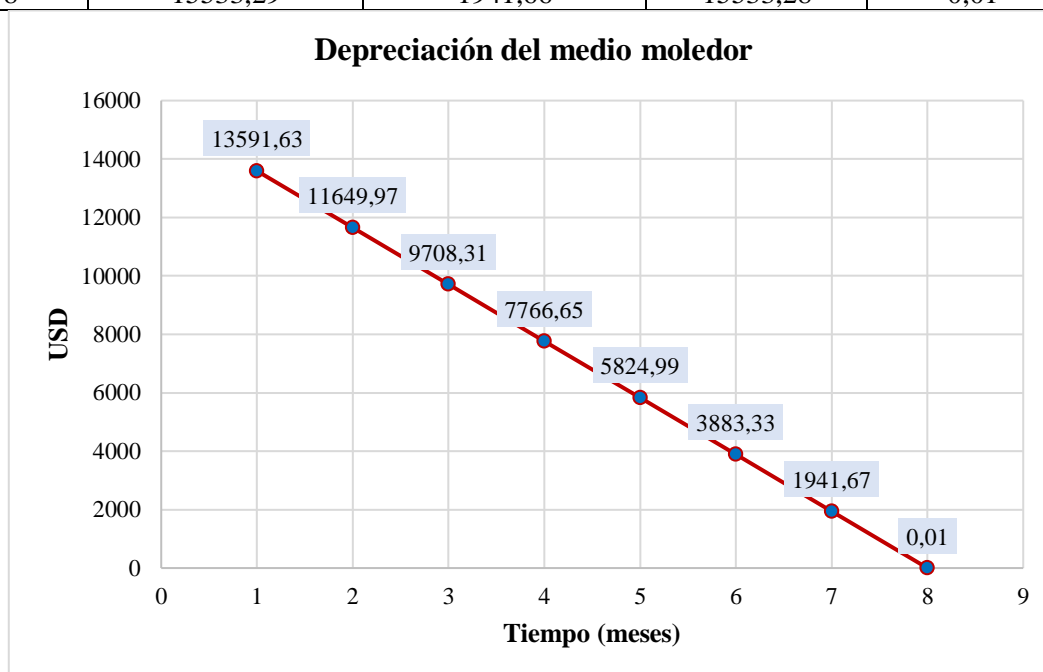
Anexo 30. Optimización del Proceso de Molienda

Precio de Adquisición de Bolas de Acero Forjado para Molienda		
Proveedor		
Precio (USD/Ton)	Precio (USD/50 kg)	Precio (USD/Kg)
\$835	\$41.8	\$0.84
Masa de bolas (ton)	Masa en Kg	Precio (USD)
3,540	3540	2955,62
5,432	5432	4536,10
3,815	3815	3185,85
2,556	2556	2134,27
1,610	1610	1344,03
0,931	931	777,79
0,477	477	398,23
0,201	201	168,00
0,037	40	33,40
TOTAL USD		\$ 15 533.29

Valoración Técnica-Económica Del Porcentaje de Recuperación de Au en base al ensayo de flotación				
Proceso	Recuperación %	Ley del concentrado	Diferencia (g)	Precio del gramo de Oro según Inversoro (14/07/2024)
Actual	75	2,37 gr /ton	1.16 gr	\$77.43
Propuesto	90	3,53 gr/ton		
Optimización Diaria				
Tonelaje de concentrado x Ley (diario)		Precio Total		Optimización
10.55		\$816.73		\$399.75
15.71		\$1216.48		
Optimización Mensual				
Tonelaje de concentrado x Ley (Mensual)		Precio Total		Optimización
316.44		\$24 501.83		\$ 11992.46
471.32		\$36 494.29		

Anexo 31. Ganancia de la empresa con la propuesta de optimización

Mes	Costo de adquisición	Depreciación mensual	Valor depreciado	Valor en libros
1	15533,29	1941,66	1941,66	13591,63
2	15533,29	1941,66	3883,32	11649,97
3	15533,29	1941,66	5824,98	9708,31
4	15533,29	1941,66	7766,64	7766,65
5	15533,29	1941,66	9708,3	5824,99
6	15533,29	1941,66	11649,96	3883,33
7	15533,29	1941,66	13591,62	1941,67
8	15533,29	1941,66	15533,28	0,01



	kW (Mensual)	USD (Mensual)
Trituración	1448.5 kW	1120.36
Molienda	208 278.72 kW	18745.08
Medio Moedor (Semestral)		15533.29
	Total, Egresos para el 1er Mes	\$ 35398.73
Recuperación Mensual	Total, Ingresos del 1er Mes	\$ 36494.29
Ganancia	1er mes	\$ 1095.55
Ganancia	2do mes	\$16628.84
Ganancia	3er mes	\$16628.84
Ganancia	4to mes	\$16628.84
Ganancia	5to mes	\$16628.84
Ganancia	6to mes	\$ 1095.55
Ganancia Semestral		\$68 706.49

Anexo 32. Resultados del Ensayo de Flotación de la Muestra M4 a IH45



UTPL
UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

**DEPARTAMENTO DE GEOCIENCIAS
LABORATORIO DE BENEFICIO DE MINERALES
SALA DE METALURGIA EXTRACTIVA**

Asunto: Informe de Análisis de oro.
Método: Ensayo al fuego
Solicitante: Pablo Armijos Camacho

Fecha recepción: 19-06 -2024
Fecha de entrega: 26-06-2024

En la siguiente tabla se presentan los valores obtenidos del análisis de oro de las muestras del expediente PED035.

Muestra	Ley Au (g/t)
Cabeza	2.4
Concentrado	3.53
Relave	0.59

NOTA:

UTPL y Laboratorio de Beneficio de Minerales se deslindan de toda responsabilidad civil, laboral y penal, derivado del protocolo de muestreo de las muestras ingresadas al laboratorio que puedan alterar los resultados del análisis, puesto que en este caso no fueron tomadas por un representante de la UTPL.



RENATO EFREN
GONZALEZ ZUÑIGA

Mgtr. Renato Gonzalez Zuñiga
Laboratorio de Beneficio de Minerales
Universidad Técnica Particular de Loja

Anexo 33. Certificación de la traducción del resumen del presente proyecto de investigación

Loja, 24 de julio del 2024.

Pablo David Armijos Camacho, portador del documento de **identidad N°1105330672**, poseedor del **NIVEL INTERMEDIO B2-INGLÉS**, certificado **SETEC-CAL-2017-084**

Por medio de la presente tengo bien a **CERTIFICAR:**

Que he realizado la traducción al idioma inglés del resumen derivado del Trabajo de Integración Curricular: **Optimización del proceso de trituración-molienda, mediante la reducción de la malla granulométrica en la planta de beneficio “Playitas”, Sector El Salado, Cantón Portovelo, Provincia de El Oro**, de autoría del Sr. Pablo David Armijos Camacho, portador de la cédula de identidad N°1105330672.

Es todo en cuanto puedo certificar en honor a la verdad, a su vez autorizo al interesado hacer el uso del presente para los fines que considere pertinentes.



Pablo David Armijos Camacho

SETEC-CAL-2017-084



FINE-TUNED ENGLISH LANGUAGE INSTITUTE

Secretaría Técnica del Sistema Nacional de Cualificaciones Profesionales . Res. N°. SETEC-CAL-2017-084

Has conferred upon

Pablo David Armijos Camacho

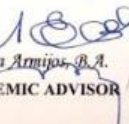
THE CERTIFICATE OF PROFICIENCY IN ENGLISH

Having satisfactorily completed the ten levels of English from A1 to B2 CEFR level (one thousand hours), and the requirements prescribed by Secretaría Técnica del Sistema Nacional de Cualificaciones Profesionales and Fine-Tuned English Language Institute.

Given in Loja , Ecuador on July 24th, 2019


Dr. Sonia Aguilar de L., M.A.
ACADEMIC DIRECTOR


Edgar Abad Villavicencio, M.A.
ADMINISTRATIVE DIRECTOR


Mayra Armijos, B.A.
ACADEMIC ADVISOR


Jessica Morucho H., G.A.
SECRETARY

Scanned with CamScanner