

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Evaluación del efecto de tamaño de partículas en la recuperación
de minerales sulfurados de cobre por flotación**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Niels Bohr Cardoso Gamarra

 [0009-0007-8891-8068](#)

Asesor

Dr. Santiago Gualberto Valverde Espinoza

 [0000-0003-0337-529X](#)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Cardoso Gamarra [1]
Referencia/Reference	[1] N. Cardoso Gamarra, “ <i>Evaluación del efecto de tamaño de partículas en la recuperación de minerales sulfurados de cobre por flotación</i> ” [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Cardoso, 2025)
Referencia/Reference	Cardoso, N. (2025). <i>Evaluación del efecto de tamaño de partículas en la recuperación de minerales sulfurados de cobre por flotación</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Mi tesis la dedico a mis padres, Fredy y Emma, quienes, con su apoyo incondicional, me han permitido lograr mis objetivos. A mi esposa Yelina, por su amor, permanente cariño y comprensión. A mi hija Siena, que es mi mayor inspiración, la cual me ha permitido dar la fuerza suficiente para no rendirme, y a mis seres queridos que partieron a una mejor vida; para ellos, con mucho cariño.

Agradecimientos

Quiero a mi familia, por creer siempre en mí y brindarme siempre ese aliento de superación. A mis amigos del trabajo, en especial a la disciplina de procesos de BISA Ingeniería de Proyectos S.A., los cuales con su apoyo, experiencia y conocimiento para crecer profesionalmente. A mis asesores, Dr. Ing. Santiago Valverde Espinoza y Dr. Ing. Lobato Flores Arturo, por su apoyo y paciencia en poder elaborar la presente tesis.

Resumen

El presente trabajo de investigación titulado "Evaluación del efecto del tamaño de partículas en la recuperación de minerales sulfurados de cobre por flotación" se enfoca en analizar el impacto que presenta el tamaño de partícula en el proceso de recuperación de minerales sulfurados de cobre a través de flotación. Este proceso es crucial para la industria minera, ya que el tamaño adecuado de las partículas es un factor determinante en la eficiencia de la separación de minerales valiosos y la reducción de pérdidas en los relaves.

El estudio se centra en la evaluación de tres tamaños diferentes de partícula P80: 192 μm , 150 μm y 100 μm , mediante pruebas metalúrgicas, considerando variables como el índice de trabajo (work index) y el grado de liberación de los minerales sulfurados. Las pruebas de flotación batch permitieron determinar cómo el tamaño de partícula afecta la recuperación del cobre en concentrado, mostrando que tamaños de partícula más pequeños, aunque liberan mejor los minerales, pueden reducir la eficiencia de recuperación debido a la generación de ultrafinos que interfieren en el proceso.

Los resultados obtenidos muestran que el tamaño óptimo de partícula para maximizar la recuperación de cobre se encuentra en un rango específico, principalmente en el rango de las partículas gruesas (185-192 μm), que generan mayor contenido de finos de Cu, a pesar de que las recuperaciones no sean altas. Obteniéndose recuperaciones de 95.64% para un tamaño de 100 μm , 94.36% para 150 μm y 93.29% para 192 μm , con un contenido de finos de 48.74 t de Cu para una recuperación 95.64% y 70.12 t de Cu para una recuperación de 93.29%.

Palabras clave — Flotación, tamaño de partícula (P80), recuperación de cobre, minerales sulfurados.

Abstract

This research work, titled "Evaluation of the effect of particle size on the recovery of sulfide copper ores by flotation," focuses on analyzing the impact of particle size on the process of recovering sulfide copper ores through flotation. This process is crucial for the mining industry, as the appropriate particle size is a determining factor in the efficiency of the separation of valuable minerals and the reduction of losses in tailings.

The study focuses on the evaluation of three different particle sizes (P80): 192 μm , 150 μm , and 100 μm , through metallurgical tests, considering variables such as work index and the degree of liberation of sulfide minerals. Batch flotation tests were carried out to determine how particle size affects copper recovery in the concentrate, showing that smaller particle sizes, although they improve mineral liberation, can reduce recovery efficiency due to the generation of ultrafines that interfere with the process.

The results show that the optimal particle size for maximizing copper recovery is within a specific range, primarily within the coarse particle range (185-192 μm), which generates higher copper fines content, despite lower recoveries. Recoveries of 95.64% were obtained for a particle size of 100 μm , 94.36% for 150 μm , and 93.29% for 192 μm , with fine copper content of 48.74 tons for a 95.64% recovery and 70.12 tons for a 93.29% recovery.

Keywords — Flotation, particle size (P80), copper recovery, sulfide minerals.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.1.1 Acceso	1
1.2 Descripción de la problemática	1
1.2.1 Formulación del problema.....	2
1.3 Objetivo de estudio	3
1.3.1 Objetivo general.....	3
1.3.2 Objetivos específicos	3
1.4 Antecedentes investigativos	3
1.4.1 Antecedentes referenciales internacionales	3
1.4.2 Antecedentes referenciales nacionales	5
1.5 Hipótesis.....	6
1.5.1 Hipótesis general.....	6
1.5.2 Hipótesis específicas.....	7
1.6 Justificación de la investigación	7
1.6.1 Justificación teórica	7
1.6.2 Justificación práctica	7
1.7 Variables e indicadores	8
1.7.1 Variable independiente.....	8
1.7.2 Variable dependiente	8
1.7.3 Indicadores	8
1.8 Alcance	8
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	9

2.1	Marco teórico	9
2.1.1	Minerales sulfurados de cobre	9
2.1.2	Concentración de minerales.....	9
2.1.3	Cominución	10
2.1.4	Chancado.....	15
2.1.5	Molienda	22
2.1.6	Ánálisis granulométrico	27
2.1.7	Función de distribución de tamaños	28
2.1.8	Determinación del work index	30
2.1.9	Tiempo de molienda.....	32
2.1.10	Flotación de minerales	33
2.1.11	Remolienda en flotación.....	40
2.1.12	Clasificación de celdas de flotación.....	42
2.1.13	Variables de operación en la flotación.....	42
2.1.14	Cinética de flotación	47
2.1.15	Reactivos de flotación	47
2.2	Marco conceptual.....	48
2.2.1	Relación de la recuperación (%) vs el tamaño de partícula (P80).....	48
2.2.2	Molinos de laboratorio	49
2.2.3	Pruebas de Flotación Batch	50
2.2.4	Estadístico t de studen	51
	Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	53
3.1	Tipo de la Investigación.....	53
3.2	Diseño de investigación	53
3.3	Unidad de análisis.....	53
3.4	Población de estudio	53
3.5	Tamaño de la muestra	53
3.6	Técnicas recolección de la información	54

3.7	Análisis e interpretación de información	54
3.7.1	Caracterización física – química de la muestra	54
	Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	78
4.1	Análisis de los resultados de la investigación.....	78
4.2	Pruebas de hipótesis.....	82
	Conclusiones	87
	Recomendaciones	88
	Referencias bibliográficas.....	89
	Anexos	96

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Minerales sulfurados de cobre	9
Tabla 2 : Caracterización física - química de mineral de cabeza.....	55
Tabla 3 : Determinación de Work Index - Mineral de cabeza	55
Tabla 4 : Caracterización química del mineral de cabeza por ICP	56
Tabla 5 : Moliendabilidad del mineral de cabeza.....	57
Tabla 6 : Análisis granulométrico valorado, tamaño P80: 192 micras	58
Tabla 7 : Análisis granulométrico valorado, tamaño P80: 150 micras	59
Tabla 8 : Análisis granulométrico valorado, tamaño P80: 100 micras	60
Tabla 9 : Condiciones y dosificación de reactivos	63
Tabla 10: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 192 micras (Prueba 1)	64
Tabla 11: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 192 micras (Prueba 2)	65
Tabla 12: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 192 micras (Prueba 3)	66
Tabla 13: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 192 micras (Prueba 4)	67
Tabla 14: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 150 micras (Prueba 1)	68
Tabla 15: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 150 micras (Prueba 2)	69
Tabla 16: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 150 micras (Prueba 3)	70
Tabla 17: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 150 micras (Prueba 4)	71

Tabla 18: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 100 micras (Prueba 1)	72
Tabla 19: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 100 micras (Prueba 2)	73
Tabla 20: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 100 micras (Prueba 3)	74
Tabla 21: Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 100 micras (Prueba 4)	75
Tabla 22: Recuperación rougher y total de cobre para diferentes tamaños de P80	76
Tabla 23: Capacidad de tratamiento Vs P80, y producción de finos de Cu	77
Tabla 24: Especies portadoras de oro y plata	81
Tabla 25: Grado de liberación mineralógica	82
Tabla 26: Abundancia mineralógica	82
Tabla 27: Tamaños de partícula P80 Vs Recuperaciones totales de Cu (%)	83
Tabla 28: Relación para P80:100 μm y P80:192 μm sobre la Recuperación (%)	83
Tabla 29: Relación para P80:150 μm y P80:192 μm sobre la Recuperación (%)	84
Tabla 30: Relación para P80:100 μm y P80:150 μm sobre la Recuperación (%)	84
Tabla 31: Energía específica (kW-h/t) vs Tamaños de partícula P80	85
Tabla 32: Relación para P80:100 μm y P80:192 μm sobre la Energía específica (kw-h/t)	85
Tabla 33: Relación para P80:150 μm y P80:192 μm sobre la Energía específica (kw-h/t)	86
Tabla 34: Relación para P80:100 μm y P80:150 μm sobre la Energía específica (kw-h/t)	86

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Plano de ubicación.....	1
Figura 2 : Energía consumida vs tamaño de partícula del producto.....	12
Figura 3 : Distribución de partículas por abrasión	13
Figura 4 : Distribución de partículas por compresión.....	14
Figura 5 : Distribución de partículas por impacto	15
Figura 6 : Chancadora de mandíbula.....	16
Figura 7 : Chancadora de giratoria.....	17
Figura 8 : Chancadora cónica	18
Figura 9 : Chancadora de rodillos	19
Figura 10: Chancadora de impacto	20
Figura 11: Chancadora cónica de cabeza corta	21
Figura 12: Equipos utilizados en la conminución de minerales	21
Figura 13: Molino de bolas.....	23
Figura 14: Molino de barras	24
Figura 15: Molienda autógena	25
Figura 16: Molienda Semi Autógena	26
Figura 17: Distribución granulométrica de los pesos retenidos en cada malla respecto a los tamaños de partícula.....	27
Figura 18: Función de distribución Gates - Gaudin - Schuhman	28
Figura 19: Función de distribución Rosin Rammler.....	29
Figura 20: Tamaño de partícula P80 vs % Acumulado pasante, medido a diferentes tiempos de molienda	33
Figura 21: Celda de flotación mecánica	34
Figura 22: Interfase gas - líquido	37
Figura 23: Fenómeno de adsorción	37
Figura 24: Potencial electroquímico	38

Figura 25: Grado de liberación de minerales	40
Figura 26: Diagrama de flujo de flotación de cobre con remolienda de concentrados	40
Figura 27: Tamaño de liberación para Enargita - Tenantita de mineral de Palca-Huancavelica.....	41
Figura 28: Recuperación de sulfuros de cobre en función de su oxidación	43
Figura 29: Recuperación de minerales en función de su tamaño granular	44
Figura 30: Influencia de la oxidación sobre la flotabilidad de sulfuros de cobre (calcosina, calcopirita y bornita)	46
Figura 31: Influencia de la recuperación en función del tamaño de partícula	48
Figura 32: Influencia de la recuperación en función del tamaño de partícula en diversas operaciones mineras.....	49
Figura 33: Molino de bolas de laboratorio	50
Figura 34: Celda de flotación denver de laboratorio	50
Figura 35: Preparación mecánica de muestra de cabeza	54
Figura 36: Tamaño P80 vs Tiempo de molienda.....	57
Figura 37: Distribución granulométrica valorada del mineral de cabeza, tamaños P80: 192, 150 y 100 micras	61
Figura 38: Distribución granulométrica valorada de Cu, tamaños P80: 192, 150 y 100 micras	61
Figura 39: Distribución granulométrica de valorada de Ag, tamaños P80: 192, 150 y 100 micras	62
Figura 40: Distribución granulométrica de valorada de Au, tamaños P80: 192, 150 y 100 micras	62
Figura 41: Estándar de flotación	63
Figura 42: Tamaño P80 vs Recuperación rougher de Cu	78
Figura 43: Grados de molienda vs Recuperación total de Cu	79
Figura 44: Grados de molienda P80 vs leyes y recuperaciones de Cu	80

Introducción

El Perú, como uno de los principales productores de cobre a nivel mundial, ha visto incrementada su producción de minerales sulfurados de cobre en los últimos años, contribuyendo significativamente al abastecimiento global. Sin embargo, a pesar de los avances tecnológicos y los esfuerzos por mejorar los procesos metalúrgicos, persisten desafíos en la optimización de la recuperación de minerales de cobre mediante la flotación.

La flotación, como proceso clave en la concentración de minerales, está fuertemente influenciada por diversos factores, entre los cuales destaca el tamaño de las partículas.

El tamaño de las partículas juega un rol determinante en la eficiencia del proceso de flotación, ya que afecta tanto la liberación de los minerales valiosos como la interacción de éstos con los reactivos y las burbujas de aire en las celdas de flotación. Estudios previos han demostrado que trabajar con tamaños de partícula inadecuados puede conducir a una baja recuperación de cobre. En este contexto, investigar y determinar el tamaño óptimo de partícula es crucial para maximizar la recuperación de los minerales sulfurados de cobre y reducir las pérdidas en los relaves.

Para la presente investigación se ha tomado información de una operación minera que procesa mineral de cobre, con una producción de aproximadamente 10,000 TPD, el cual se encuentra ubicada en la costa a 200 km del Callao a una altura de 300 m. s. n. m.

Esta investigación tiene como objetivo principal evaluar el efecto del tamaño de partícula en la recuperación de minerales sulfurados de cobre por flotación, tomando en cuenta tres tamaños de partícula diferentes P80: 192 μm , 150 μm y 100 μm , y por medio de pruebas metalúrgicas de flotación, se buscará determinar el tamaño óptimo que maximice la recuperación de cobre en el concentrado, contribuyendo así a la mejora de los procesos metalúrgicos en la planta de beneficio. Tomando en cuenta la máxima capacidad que puede tratar la molienda y buscando a largo plazo procesar mineral con un contenido de 0.8% Cu en la cabeza.

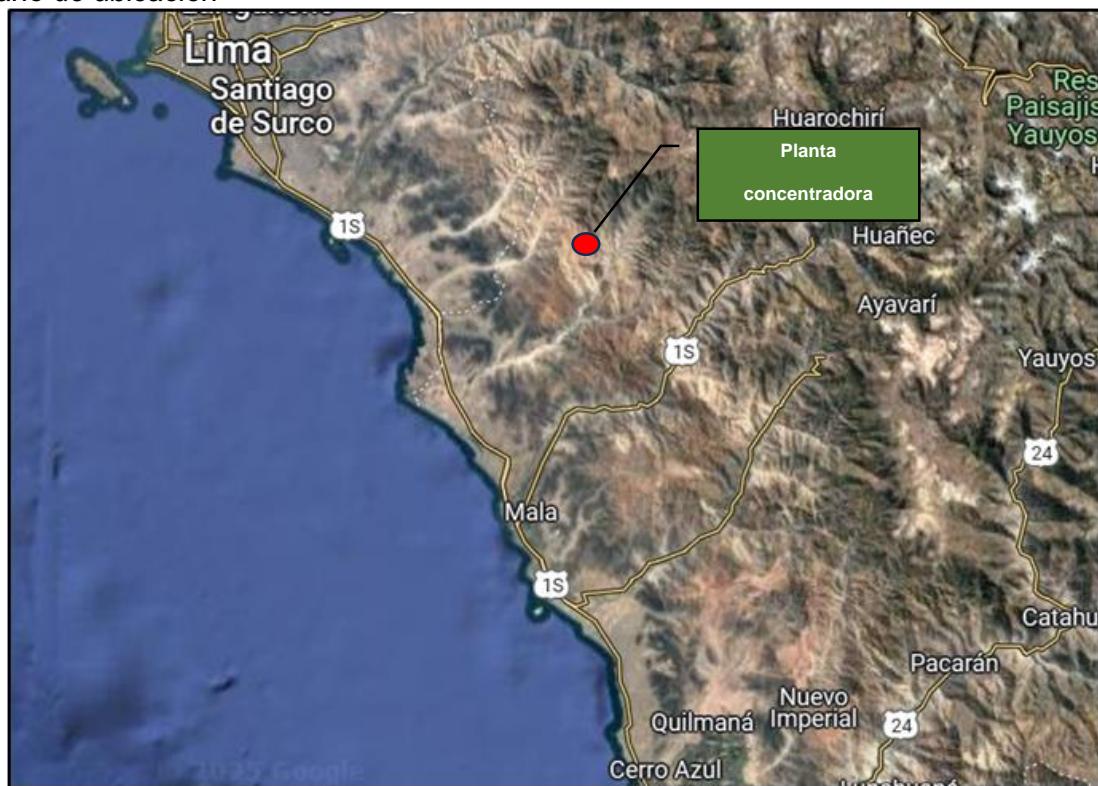
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La planta concentradora de mineral de cobre se encuentra ubicada en la costa a 200 km del Callao a una altura de 300 m. s. n. m. En la provincia de Cañete, región Lima.

Figura 1

Plano de ubicación



Fuente: Google Earth

1.1.1 Acceso

Por vía terrestre. el acceso por vía terrestre es de la siguiente manera:

Lima – U. Minera : 200 km : 3 horas

1.2 Descripción de la problemática

Durante los cinco últimos años Perú se ha convertido en el segundo productor más grande de cobre manteniendo aproximadamente un 12% de la producción mundial con más de 2.46 millones de TM (García & Pantigoso, 2020). Esta creciente demanda ha incentivado a investigar nuevas formas de optimizar la recuperación metalúrgica en los procesos de flotación de minerales sulfurados. La importancia de estudiar la recuperación

de cobre reside en la necesidad de aumentar la cantidad y calidad de sulfuros de cobre en los concentrados, ya que una cantidad considerable de metal se pierde en los relaves. Sin embargo, esta problemática no es exclusiva del territorio peruano, ya que a nivel internacional también se han presentado importantes pérdidas durante la flotación.

En el ámbito internacional, la mejora de recuperación metalúrgica es considerada un reto, ya que estudios demuestran que la eficacia de colisión de partículas y burbujas juega un papel importante para flotar más cobre. Por esta razón, investigadores plantean aumentar el tamaño de partícula o disminuir el tamaño de burbujas con la finalidad de incrementar la probabilidad de colisión entre partícula mineralizada – burbuja (Bilal, y otros, 2022).

Por otro lado, en Perú existen empresas que no generan las recuperaciones esperadas debido a la generación de muchos gruesos dirigidos a la etapa de flotación. En este caso, el exceso de gruesos viene dado por la variación del work index de los yacimientos de las empresas peruanas (Sivana Vivanco & Zapata Anco, 2022).

Finalmente, una baja o ineficiente recuperación de cobre sería originada por un tamaño de partícula inadecuado y, de no investigar y plantear soluciones, las consecuencias serían muy negativas a mediano y largo plazo, ya que se perdería cobre por los relaves y no se obtendría los resultados esperados en planta.

1.2.1 *Formulación del problema*

Problema general:

¿Cómo afecta el tamaño de partícula en la recuperación de minerales sulfurados de cobre por flotación?

Problemas específicos:

- ¿De qué manera las pruebas metalúrgicas de work index y flotación determinan el tamaño óptimo de partícula?
- ¿Cuál es el efecto de trabajar en el circuito de flotación con tres diferentes tamaños de partícula sobre la de recuperación de cobre?

1.3 Objetivo de estudio

1.3.1 Objetivo general

Evaluar el efecto del tamaño de partícula en la recuperación de minerales sulfurados de cobre por flotación.

1.3.2 Objetivos específicos

- Determinar el tamaño óptimo de partícula basado en pruebas metalúrgicas de work index y flotación.
- Analizar el incremento de recuperación de cobre trabajando con tres diferentes tamaños de partícula del mineral alimentado al circuito de flotación.

1.4 Antecedentes investigativos

1.4.1 Antecedentes referenciales internacionales

Bahrami, Norouzi, & Hosseini (2010) realizaron la investigación titulada “Copper Flotation: Effects of particle, grinding and agitation”. A través de este estudio, se evaluaron cinco tamaños de partícula: -38, +38 -63, +63 -90, +90 -125 y +125 μm , para determinar la fracción de tamaños que proporciona mejor recuperación de cobre a nivel laboratorio mediante flotación batch. El mineral de cobre analizado proviene de Sungun Copper Complex, en Irán, y contiene 0.66% de cobre con asociaciones de sílice, alúmina y hematita. La investigación realizada tuvo un enfoque cuantitativo con alcance correlacional – explicativo y el diseño planteado fue experimental. Los resultados muestran que si se trabaja a un tamaño de partícula de 63 μm la recuperación de cobre es óptima, sin embargo, la recuperación disminuye cuando el P80 se desplaza a tamaños gruesos, mientras que hay un ligero incremento al desplazar el P80 a un tamaño fino, esto se fundamentó mejor con el análisis químico realizado, ya que muestra gran probabilidad de presencia de amarres de calcopirita con ganga y óxidos. Estos componentes disminuyen la efectividad de los xantatos y la flotabilidad del mineral. Finalmente, se determinó que el tamaño óptimo de partícula que permite una mejor recuperación y ley de concentrado es la fracción de tamaño 63 μm – 125 μm porque existe una mejor liberación de partícula sin excesiva generación de ultrafinos.

Awatey, Skinner, & Zanin (2013) desarrollaron el artículo de investigación titulado "Effect of particle size distribution on recovery of coarse chalcopyrite and galena in Denver flotation cell". La finalidad de este estudio fue analizar el efecto del tamaño de partícula de la calcopirita gruesa en la recuperación para los siguientes rangos de tamaño: -45, +45 - 106, +106 -250, +250 -425, +425 -850, +850 -1180 y +1180 -1680 μm . Para este ensayo se empleó calcopirita gruesa con asociaciones de pirita (3.4%), esfalerita (1.3%) y otros minerales (1.2%). Debido a que contiene gran porcentaje de calcopirita sin amarres ni asociaciones abundantes, la flotación se pudo realizar a tamaños de partícula gruesos. El estudio tuvo un enfoque cuantitativo, diseño experimental y alcance correlacional. Por otro lado, los resultados muestran que el tamaño máximo para la flotación de calcopirita gruesa es de 850 μm . Sin embargo, tanto la flotación de gruesos y finos presentes está altamente influenciada por la cantidad de partículas -106 μm . Por ejemplo, la recuperación en el tamaño de 75 μm disminuye desde 82% hasta 64% cuando la fracción de mineral -106 μm decrece del 40% al 17%. En síntesis, el tamaño máximo flotable para este estudio es de 850 μm , la presencia de partículas más gruesas, a partir de este tamaño, puede causar desestabilidad en la cama de espuma generando pérdida del mineral flotado y baja eficiencia en el proceso.

Markovic, Jankovic, & Tomanec (2008) realizó el trabajo de investigación titulado "Effect of particle size and liberation on flotation of a low-grade porphyry copper ore". A través de este informe, se buscó analizar el efecto que tiene el tamaño de partícula y el grado de liberación de minerales sulfurados de cobre en la recuperación y ley del concentrado. El mineral sulfurado analizado contiene 0.36% de cobre con asociaciones de calcopirita – cuarzo y calcopirita – óxidos. Los resultados muestran que el grado de liberación de la calcopirita es de 100% a tamaños menores a 28 μm , sin embargo, su liberación disminuye cuando el P80 se encuentra entre -74 +53 μm y sigue reduciendo cuando se trabaja con partículas más gruesas. Tomando como referencia el rango de tamaño de partícula -74 + 53 μm , la recuperación de cobre es máxima en este intervalo, ya que a pesar de que a tamaños menores a 28 μm se libera totalmente la calcopirita, el

exceso de ultrafinos, sobre molienda de minerales menos densos y baja eficiencia de colisión entre partícula – burbuja afecta la recuperación. Por otro lado, cuando el P80 se inclina a rangos muy gruesos (superiores a 250 μm) la flotación tiene mayor turbulencia, algunos minerales no alcanzan el grado de liberación y las fuerzas de desprendimiento son mayores a las fuerzas de adherencia, generando disminución en la calidad del concentrado.

1.4.2 Antecedentes referenciales nacionales

Por otra parte, Cardenas Castro & Huaman Condori (2022) afirman que el P80 con mayores recuperaciones, para mineral sulfurado de cobre proveniente de Antapaccay, se encuentra en el rango de 240 – 255 μm (hasta 87% de recuperación en flotación batch a nivel laboratorio). Tomando como referencia esta granulometría, si se reduce el tamaño de partícula por debajo de 240 μm , la recuperación no supera el 83.61% debido a la baja probabilidad de colisión entre burbuja – mineral. Mientras que, si se trabaja a P80 mayor a 255 μm , la recuperación no será mayor a 84.40% debido al peso de la partícula gruesa que desestabiliza la burbuja. Para este estudio se utilizó mineral sulfurado de cobre tipo Skarn que contiene calcopirita, calcosina, pirita y óxidos de cobre y fierro proveniente de la mina Antapaccay.

La ley promedio de cobre es de 0.56% y presenta alta probabilidad de amarres con óxidos, esto podría dificultar la flotabilidad de los sulfuros de cobre. La metodología de investigación fue del tipo cuantitativa con nivel explicativo y diseño experimental.

En resumen, el tamaño de partícula óptimo para flotación de mineral sulfurado de Antapaccay con 0.56% de Ley es de 242.80 μm , ya que se obtiene recuperaciones de hasta 86.65%.

En el informe profesional presentado por Casilla Mendoza & Diaz Tito (2020) se desarrolló una evaluación metalúrgica de minerales pórfitos de cobre para analizar un posible aumento de la recuperación de minerales por flotación. Para esto se analizó mineral sulfurado de cobre (calcopirita, bornita, covelita, entre otros) con ley de cobre promedio de 0.7% y work index de 21 Kw-h/TC. El estudio tuvo enfoque cuantitativo,

alcance explicativo y diseño experimental. Los resultados muestran que el tamaño de partícula tiene impacto sobre el rendimiento en la etapa de flotación Rougher. La principal pérdida de cobre se tiene con finos menores a 12 μm y partículas gruesas superiores a 212 μm . Con lo anterior mencionado, la recuperación de cobre es óptima cuando existe un 22% - 25% de la fracción de tamaño próxima a +212 μm , ya que se puede aumentar la recuperación de cobre y la capacidad de tratamiento.

Como producto investigativo, Ramos Samanez & Orihuela Gutiérrez (2017) obtuvieron mejoras en la recuperación de cobre, mediante el análisis de la influencia de 5 rangos de tamaño de partículas desde 100 μm hasta 20 μm , en el proceso de flotación de mineral de sulfurado polimetálico. La investigación es de tipo experimental, ya que se realizaron pruebas metalúrgicas de flotación Rougher ciclo abierto y circuito cerrado a nivel laboratorio variando el P80. Para la muestra del mineral se recolectaron 5 muestras provenientes de los yacimientos mineros de Palca – Huancavelica y se homogenizaron para obtener un compósito general.

La ley de cabeza muestra de este compósito tiene 0.27% de cobre en forma de tenantita y tetraedrita, la mayor parte es cobre gris portador de plata, arsénico y antimonio. Los resultados revelan que la enargita y tenantita alcanzan el mayor grado de liberación en el rango de tamaño $\leq 53\mu\text{m}$ y $< 75\mu\text{m}$. Por otro lado, la tetraedrita alcanza el mayor grado de liberación entre $\leq 45\mu\text{m}$ y $< 53\mu\text{m}$. Además, se identificó cobre encapsulado y diseminado con esfalerita, lo cual estaría generando pérdida de sulfuros de cobre al deprimir la esfalerita. Finalmente, se recomienda trabajar a un P80 de 100 μm , ya que se alcanza una recuperación de cobre de 77% con menor desperdicio en el relave por depresión de cobre encapsulado en esfalerita.

1.5 Hipótesis.

1.5.1 Hipótesis general.

La determinación del tamaño óptimo de partícula aumentará la recuperación de cobre en el concentrado y disminuirá la perdida de metal en los relaves.

1.5.2 Hipótesis específicas.

- Un mayor contenido de partículas finas incrementa el grado de liberación del mineral sulfurado de cobre, pero disminuye su recuperación, debido a la poca probabilidad de flotación de dichas partículas.
- Si se trabaja a granulometrías mayores al tamaño óptimo de partícula, la recuperación disminuirá, debido a la poca liberación de las partículas de interés.
- El tamaño de partícula también tendría una relación proporcional directa con el tiempo de flotación.

1.6 Justificación de la investigación

1.6.1 Justificación teórica

La presente investigación tiene importancia teórica porque se podrá generar información específica acerca del tamaño de partícula ideal para mejorar la recuperación de cobre por flotación.

Asimismo, servirá como antecedentes para futuras investigaciones acerca de la influencia de la granulometría en la recuperación de cobre por flotación.

1.6.2 Justificación práctica

De acuerdo con Cardenas y Huaman (2022), una de las preocupaciones centrales en la flotación de minerales de cobre lo constituye la baja recuperación dejando escapar mineral valioso por el relave.

Existen muchas posibles causas como: deficiencia de proceso en molienda y clasificación, densidad de pulpa a flotación variable, propiedades mineralógicas variables del mineral alimentado, etc. Sin embargo, una de las más importantes es el P80 de alimentación.

La investigación planteada contribuirá a determinar el tamaño de partícula óptimo para obtener la mejor recuperación de cobre por flotación. Asimismo, los resultados de estudio tienen relevancia práctica, porque se analizará el impacto que tiene trabajar con 3 diferentes tamaños de partícula de este mineral en un circuito de flotación.

1.7 Variables e indicadores

1.7.1 *Variable independiente*

- P80
- Pruebas de work index
- Pruebas de flotación

1.7.2 *Variable dependiente*

- Recuperación

1.7.3 *Indicadores*

- Tamaño de partícula
- Dureza del mineral
- Ratio de concentración
- Contenido metálico

1.8 Alcance

La presente tesis tiene como alcance la evaluación metalúrgica desde el producto de la etapa de molienda hasta la flotación, tomando en cuenta su máxima capacidad en molienda y considerando los tamaños actuales de partícula, la potencia instalada de 8,771 HP, ley de 0.8% de Cu en la cabeza y las recuperaciones globales de Cu.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 *Minerales sulfurados de cobre*

Calcopirita, calcocita, covelita, bornita, tetraedrita y enargita son los principales minerales de sulfuro de cobre. El depósito de pórfido, en el que también existen uno o más de los minerales mencionados anteriormente, es la mayor fuente de cobre. Las formas típicas de sulfuro de hierro que se encuentran en el mineral de sulfuro de cobre incluyen pirita (FeS_2) y pirrotita ($Fe_{1-x}S$) en concentraciones variables (Danafloat, 2024).

Tabla 1

Minerales sulfurados de cobre

Mineral	Composición	% de Cu en mineral puro
Calcosita	Cu_2S	79.8
Covelita	CuS	66.5
Bornita	$FeCu_5S_4$	63.3
Enargita	Cu_3AsS_4	48.4
Calcopirita	$FeCuS_2$	34.5
Tetaedrita	$(Cu,Fe)_{12}Sb_4S_{13}$	32.6

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 1, se muestra los minerales sulfurados de cobre, así como, su composición y porcentaje de cobre en mineral puro.

2.1.2 *Concentración de minerales*

Entre la condición nativa del mineral y el producto comercial puro hay un producto intermedio llamado concentración de minerales.

Es necesario que las propiedades físicas que presentan las menas y la ganga sean diferentes para los distintos componentes del mineral a fin de establecer un "gradiente" lo suficientemente alto como para asegurar una separación cuantitativamente eficiente, cualitativamente selectiva y cinéticamente energética.

Esto se hace para separar físicamente la ganga estéril de los minerales útiles, así como varios minerales asociados entre sí. (KINTEK SOLUTION FOR RESEARCHING, 2025)

2.1.3 *Comminución*

Es la operación unitaria donde se busca la reducción de tamaño, con el propósito de generar una liberación de los materiales útiles (valioso) de sus matrices en el mineral. (Kanda, Y., & Kotake, N., 2007). En su etapa inicial se lleva a cabo con la voladura en el yacimiento in situ, facilitando el manipuleo del material. (Tiempo Minero , 2019)

Por otro lado, esta operación tiene por objetivo ajustar el tamaño de las partículas de los minerales de tal manera de encontrar un tamaño óptimo para la separación mediante métodos fisicoquímicos (Haldar, S. K., 2018).

Esta operación de reducción de tamaño consume una gran cantidad significativa de energía. Se ha estimado que un aproximado del 3.3 % de la energía eléctrica mundial se consumió en trituración y molienda (Fuerstenau, D. W., & Abouzeid, A.-Z. M., 2002)

2.1.3.1 Leyes de la Comminución. Según estudios realizados se podría considerar a la ley de la comminución de dos maneras; la primera en la que se centra en encontrar la energía necesaria para romper las partículas y la segunda se centra en como esta energía influye en la distribución de las partículas que se llegan a generar luego de un proceso de rotura del mineral. (kC Runge, 2013)

Ley de Rittinger (Primera Ley de la Comminución):

Según Rittinger, relaciona la energía consumida con la distribución de las partículas generadas después de una rotura. Observó que para que se suceda una fractura se debe crear una nueva superficie en el material, por lo cual postuló que la “energía consumida para producir una fractura de un material es proporcional a la superficie creada”

$$E_R = K_R (S_2 - S_1)$$

Donde:

E_R = Energía entrante por unidad de volumen

K_R = Contante de Rittinger

S_2 = Superficie especifica final

S_1 = Superficie especifica Inicial

Ley de Kick (Segunda Ley de la Comminución):

Según Kick, afirma que la energía necesaria para romper las partículas de un material determinado es proporcional a la relación que existe entre el tamaño inicial de la partícula antes de la rotura y al tamaño de partícula del producto. En otras palabras, la (energía por unidad de masa) necesaria para la rotura es constante.

$$E_K = K_K \log \frac{V_1}{V_2}$$

Donde:

E_K = Energía entregada en la comminución

K_K = Contante de Kick

V_2 = Volumen final de la partícula

V_1 = Volumen Inicial de la partícula

Ley de Bond (Tercera Ley de la Comminución):

En base a las leyes de Rittinger y Kick, nos brindaban una solución estándar para clasificar los materiales según sus teorías; Bond se vio en la necesidad de considerar una tercera ley de la comminución en el año 1952. Donde confirma que “La energía consumida para reducir el tamaño 80% de un material, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del tamaño 80%; siendo este último igual a la abertura del tamiz (en micrones) que deja pasar 80% en peso de las partículas”. (Dr. Jaime E. Sepulveda - Ing. Leonel Gutierrez R. , 1986)

$$E_B = K_B \left(\frac{1}{\sqrt{d_p}} - \frac{1}{\sqrt{d_F}} \right) \quad (1)$$

Donde:

E_B = Consumo de energía específica (kwh/tc), de acuerdo con la teoría de bond.

K_B = Parámetro de Bond

d_p = Tamaño 80% pasante del producto (μm)

d_F = Tamaño 80% pasante de la alimentación (μm)

F. Bond definió a su parámetro K_B en función del Work index, que corresponde al trabajo total (kwh/ton corta) necesario para poder reducir una tonelada corta de material, considerando un tamaño teóricamente infinito ($d_f \rightarrow \infty$) hasta partículas que tengan un tamaño inferior a 100 micrones ($d_p=100\text{um}$; o sea un 67%- 200 mallas) y que representen un 80%.

$$W_I = K_B \left(\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right) = \frac{K_B}{10} \quad (2)$$

Reemplazando en ambas ecuaciones (1) y (2), se obtiene lo siguiente:

$$W = W_I \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

Donde:

$W = E_B$ = Consumo de energía específica (kwh/ton.corta), para reducir el material desde un tamaño F_{80} a un tamaño P_{80}

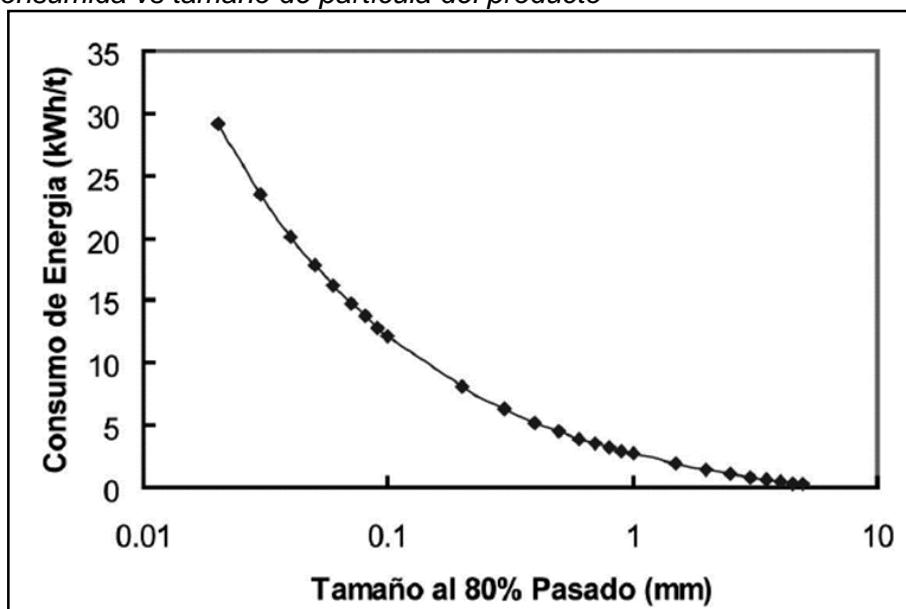
W_I = índice de trabajo del material (kwh/ton corta)

$F_{80} = d_p$ = Tamaño 80% pasante del producto (μm)

$P_{80} = d_f$ = Tamaño 80% pasante de la alimentación (μm)

Figura 2

Energía consumida vs tamaño de partícula del producto



Nota: Adaptado de Uso Eficiente de energía en el circuito de Molienda de Unidad Charcas por Simulación (p. 137), por De La Fuente Zamarrita, D. Castillo, J. Reyes, Universidad Autónoma de San Luis Potosí. XXVII INTERNATIONAL MINING CONGRESS AND EXHIBIT.

En la Figura 2, se muestra como varia la energía específica en relación con el tamaño del producto de molienda (P80).

2.1.3.2 Mecanismo de fractura. Las estructuras cristalinas y las energías de unión de los minerales se deben principalmente a los diferentes tipos de enlaces que existen en la configuración de sus átomos. Los enlaces entre átomos son efectivos a distancias cortas, pero pueden ser alteradas o rotas cuando se aplica una fuerza externa (esfuerzo de tensión o compresión).

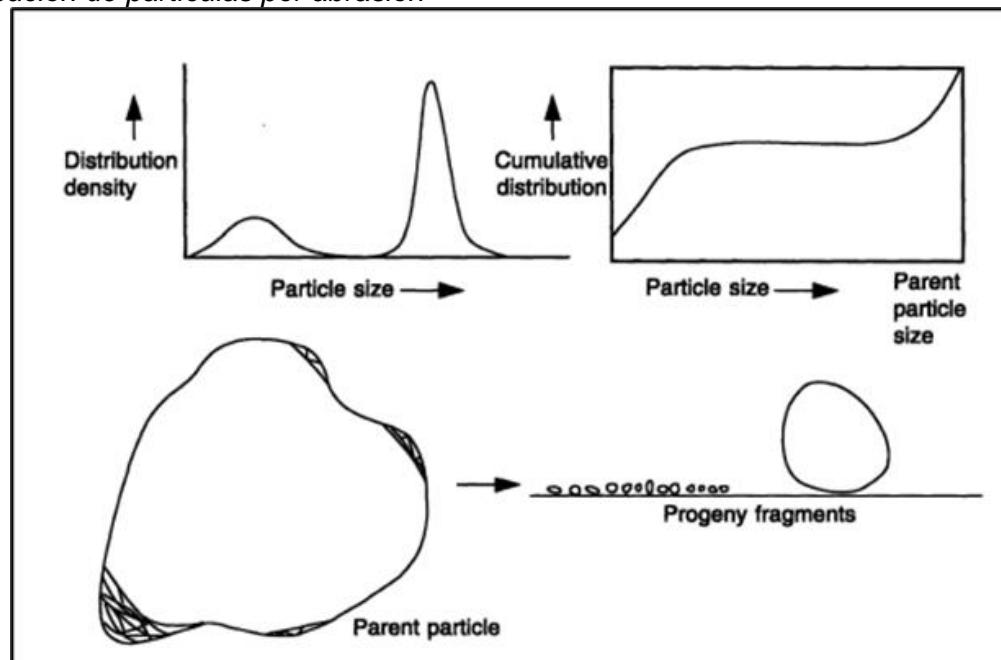
Los mecanismos de fractura se pueden clasificar en: Fractura por abrasión, Fractura por impacto y Fractura por compresión. (Procesa Minerales, 2012)

Fractura por Abrasión:

Según (Rodriguez,2015) indica que la fractura por abrasión para poder fracturar la partícula del mineral es focalizada en una zona, de tal manera de poder generar partículas finas y otras de tamaños similares al mineral de procedencia.

Figura 3

Distribución de partículas por abrasión



Nota. Adaptado de Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems (p. 132), por R. P. KING, 2001, ISBN 0 7506 4884 8, Butterworth-Heinemann.

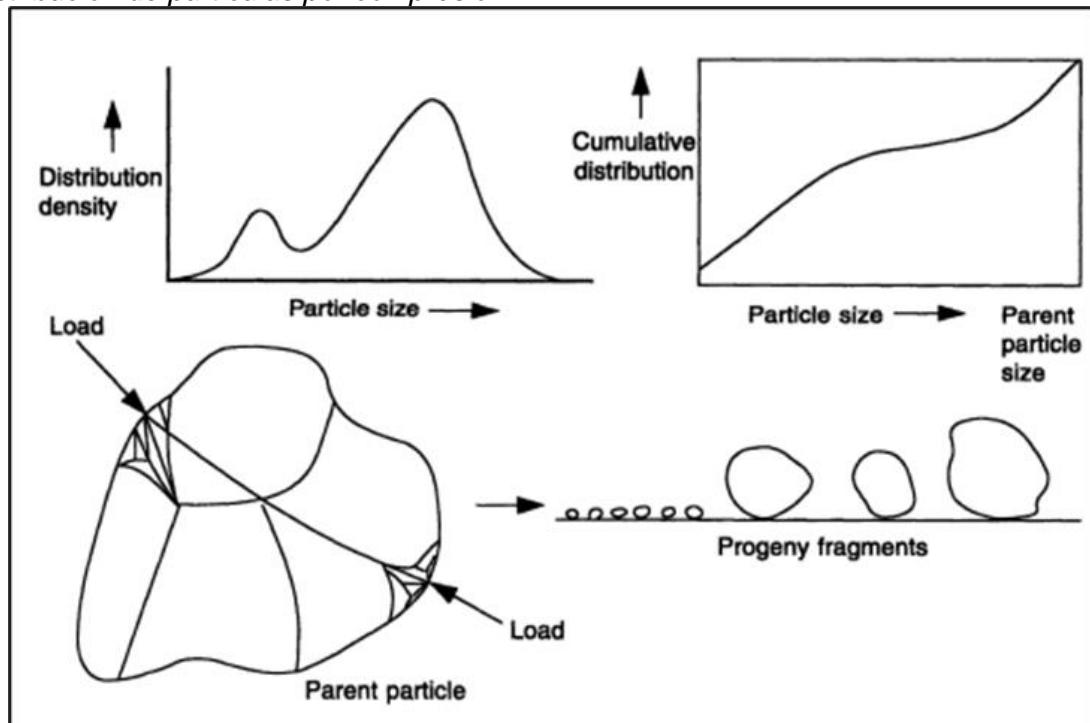
En la Figura 3, se muestra que para las partículas finas hay una menor distribución en comparación con las partículas gruesas.

Fractura por Compresión:

Según (Rodriguez,2015) indica que la fractura por compresión es generada al aplicar el esfuerzo sobre las partículas de mineral, en la cual la energía aplicada es suficiente para que se lleve a cabo la fractura. Los tamaños generados son similares al mineral de procedencia.

Figura 4

Distribución de partículas por compresión



Nota. Adaptado de Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems (p. 131), por R. P. KING, 2001, ISBN 0 7506 4884 8, Butterworth-Heinemann.

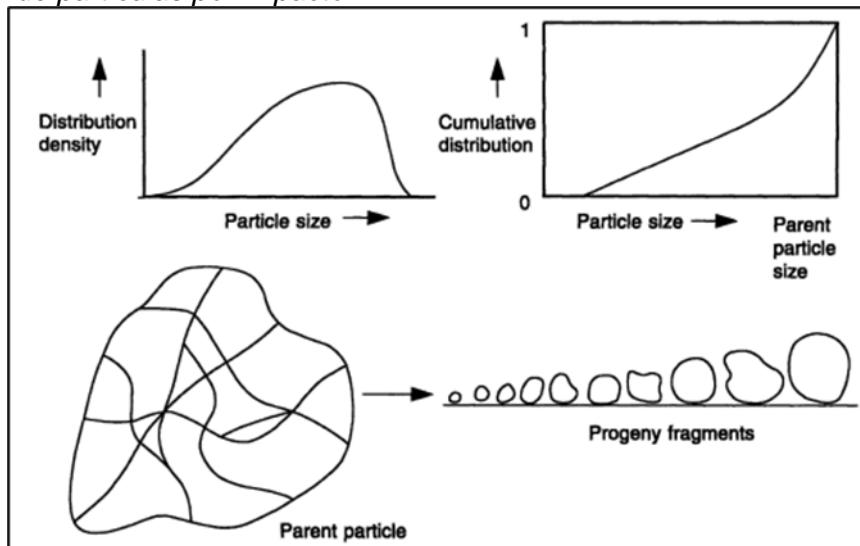
En la Figura 4, se muestran la distribución de las partículas producto de la compresión.

Fractura por Impacto:

Según (Rodriguez,2015) menciona que, si la energía consumida en el impacto es mayor a la energía requerida para producir la fractura en las partículas de mineral, esto generará un producto con partículas de diferente tamaño.

Figura 5

Distribución de partículas por impacto



Nota. Adaptado de Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems (p. 131), por R. P. KING, 2001, ISBN 0 7506 4884 8, Butterworth-Heinemann.

En la Figura 5, se muestran la distribución de las partículas producto del mecanismo de impacto.

2.1.4 Chancado

Es una operación unitaria en el procesamiento de minerales, cuya función es la reducción de tamaño, de rocas grandes a tamaños más pequeños aproximadamente en rango de $1/4"$ a $3/8"$, mediante fuerza de compresión en gran parte.

Las maquinas usadas en esta etapa de chancado trabajan a velocidades media o baja, generando un alto consumo de energía que es convertida en calor y sonido. (Ivan, Quiroz Nuñez, 1987)

Los materiales para procesar que suelen presentar un tamaño de alimentación alrededor de 5 pies y que se busca reducir su tamaño a malla 10, se requiere hacer uso de varias etapas de chancado para conseguirlo. (Quiroz Nuñez Ivan, 1987). Los cuales se clasifican en:

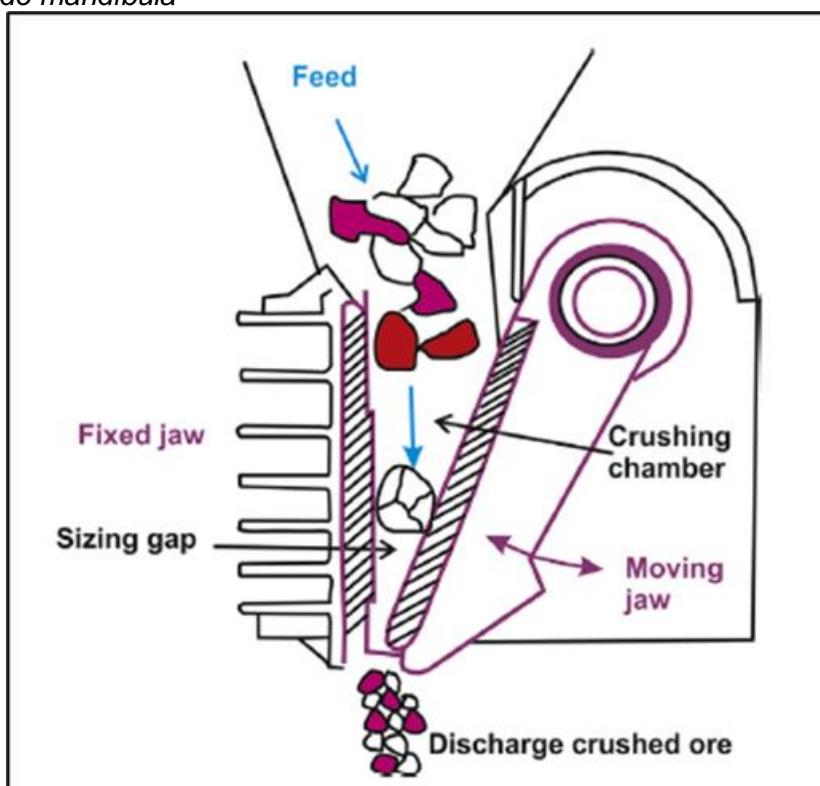
2.1.4.1 Chancado primario. En esta etapa se busca la reducción del mineral ROM (mineral de mina), que presenta un tamaño aproximado de 1.5 m a un tamaño entre 4" – 8". Los principales equipos que se usan en esta etapa son de tipo mandíbula y giratoria. (Haldar, S. K., 2018)

Chancadora de Mandíbula:

Recibe el nombre de chancado de mandíbula debido a que tiene una forma de "V" en la boca de alimentación, el cual está formado por una mandíbula rígida fija y una mandíbula oscilante pivotante formando un ángulo agudo entre sí. La compresión de las rocas es generada en la cámara de trituración, estas rocas permanecen entre las mandíbulas hasta obtener un tamaño en la cual se permita el paso a través de la abertura de descarga (Haldar, S. K., 2018).

Figura 6

Chancadora de mandíbula



Nota. Adaptado Mineral Processing. Mineral Exploration (p. 265), por Haldar, S, K, 2018, ISBN 0 7506 4884 8, Elsevier Inc.

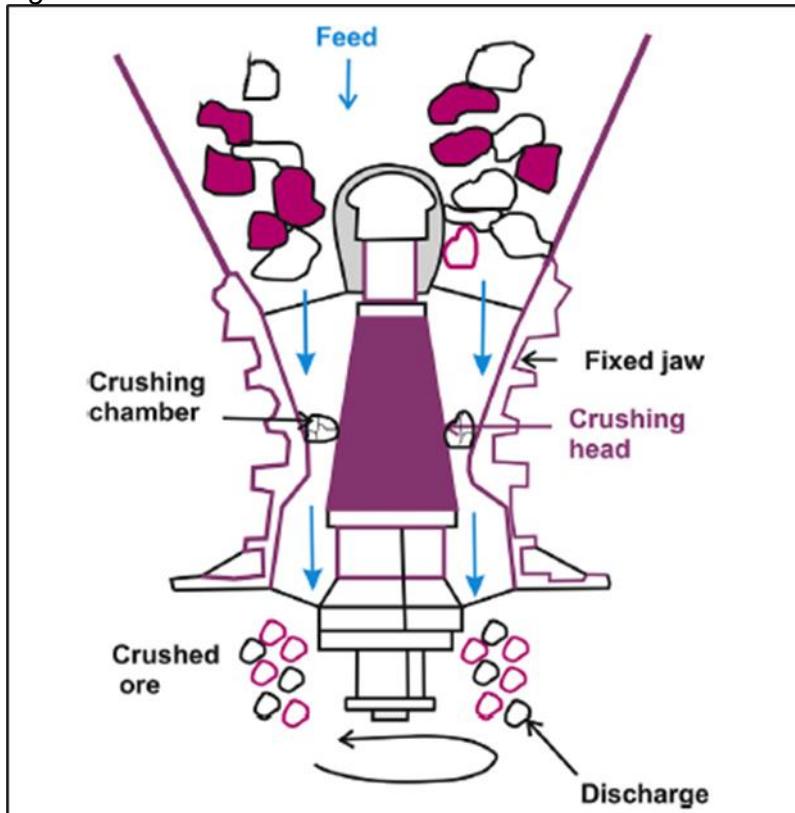
La Figura 6. Muestra el sistema de la chancadora de mandíbula, con el ingreso del mineral con un cierto tamaño y una salida (producto) requerido en la operación.

Chancadora Giratoria:

Son aquellas chancadoras que fueron diseñadas para tratar minerales de gran tamaño, como lo son el mineral ROM (run on mine), presentando una reducción de tamaño de estas chancadoras en relación de 1 a 10 aproximadamente (Haldar, S. K., 2018).

Figura 7

Chancadora de giratoria



Nota. Adaptado Mineral Processing. Mineral Exploration (p. 265), por Haldar, S, K, 2018, ISBN 0 7506 4884 8, Elsevier Inc.

En la Figura 7, se muestra el mecanismo para la reducción de tamaño de las chancadoras giratorias es debido a que la compresión del mineral se da entre las dos piezas de acero.

2.1.4.2 Chancado secundario. En esta etapa se busca reducir el material proveniente del chancado primario, desde un tamaño aproximado de 6" hasta un tamaño de 3/4" como producto final. Las chancadoras secundarias son más ligeras en comparación con las primarias, operando principalmente en seco. Los principales equipos que se usan en esta etapa son de tipo cónico, de rodillo y de impacto (Haldar, S. K., 2018).

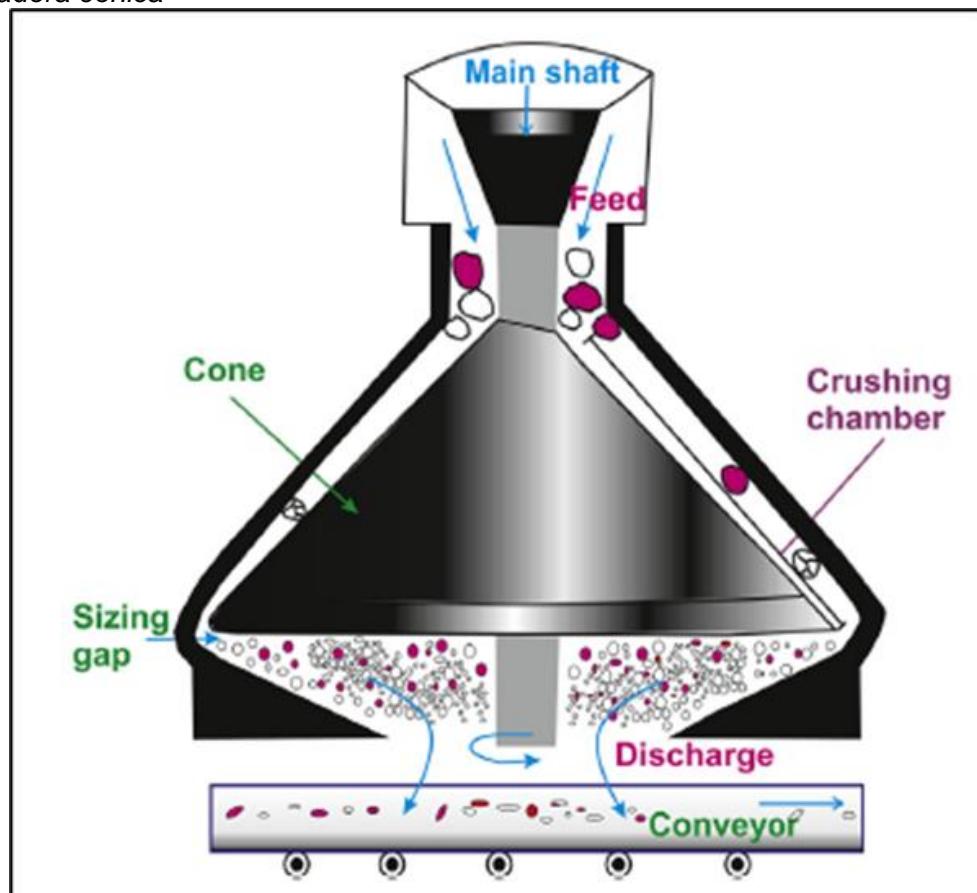
Chancadora de cónica:

Son aquellos chancadores de tipo compresión, reduciendo el mineral a medida que atraviesa por la cámara de trituración mediante la compresión del material entre una piza móvil de acero (manto) y una pieza fija (revestimiento), tal como se muestra en la Figura 8. Estas a su vez, son usadas principalmente en minerales que presentan una dureza

elevada y abrasividad, generando una reducción de mineral de 6:1 o de 8:1. (McLanahan. (n.d.), 2021)

Figura 8

Chancadora cónica



Nota. Adaptado Mineral Processing. Mineral Exploration (p. 266), por Haldar, S, K, 2018, ISBN 0 7506 4884 8, Elsevier Inc.

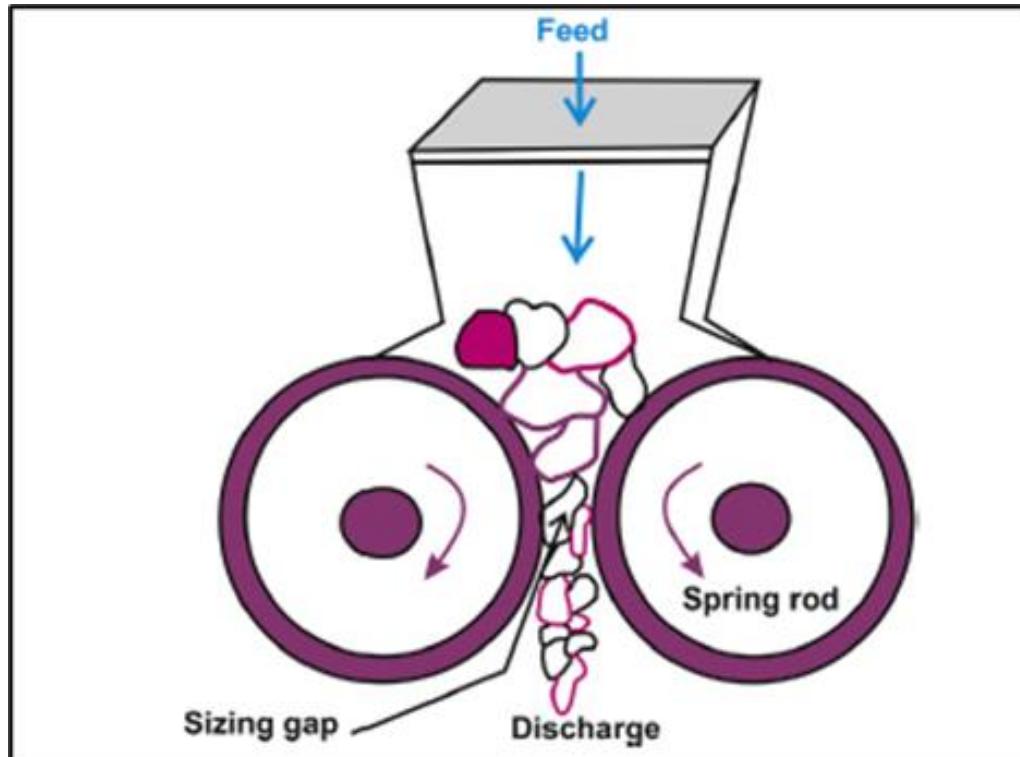
La Figura 8, muestra el funcionamiento de la chancadora, en la que en la sección cónica se da la trituración del mineral produciendo un tamaño de partícula adecuado para la operación.

Chancadora de rodillo:

Está conformado por un par de rodillos que giran en direcciones opuestas. El mineral que es alimentado se comprime y es triturado por los rodillos. Asimismo, mejora la reducción del mineral, principalmente en piedra caliza, carbón, fosfato, y minerales blandos. (Haldar, S. K., 2018). Por otro lado, las chancadoras de rodillos presentan un grado de reducción de 6:1, y produciendo una gran cantidad mínima de material fino en la descarga. (McLanahan. (n.d.). , 2024).

Figura 9

Chancadora de rodillos



Nota. Adaptado Mineral Processing. Mineral Exploration (p. 266), por Haldar, S, K, 2018, ISBN 0 7506 4884 8, Elsevier Inc.

En la Figura 9, se muestra el funcionamiento de la chancadora de rodillo, en el cual se tritura el mineral por medio de la compresión de los rodillos que giran a direcciones opuestas.

Chancadora de impacto:

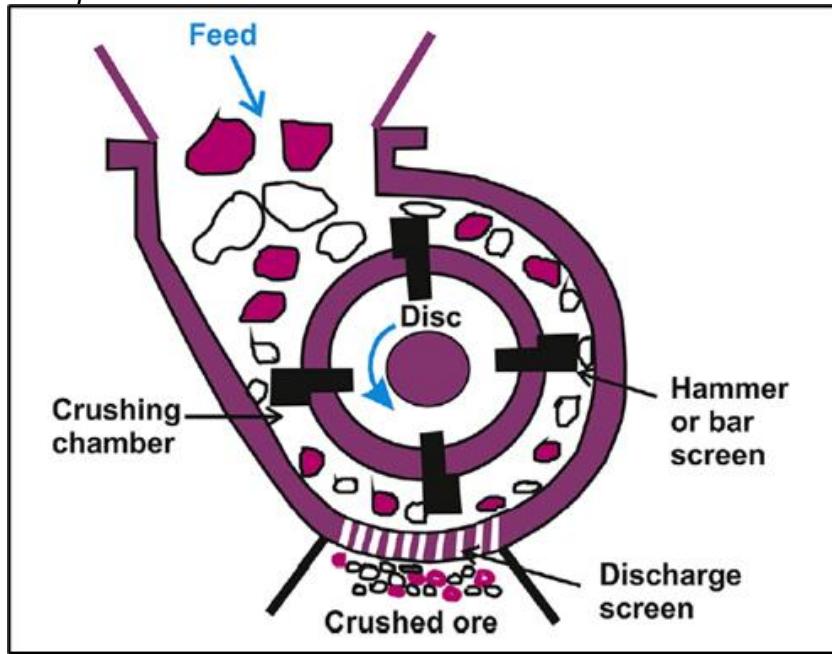
Es aquella que usa el impacto a altas velocidades al ingreso del mineral, triturándolo mediante los martillos de metal fijos o con bisagras o barras unidas principalmente a los bordes del disco giratorio.

El producto triturado pasa a través de las rejillas de descarga, mientras que las rocas de mineral que no son trituradas regresan nuevamente a otro ciclo de trituración.

Su uso se observa principalmente en la industria de canteras (Haldar, S. K., 2018).

Figura 10

Chancadora de impacto



Nota. Adaptado Mineral Processing. Mineral Exploration (p. 266), por Haldar, S, K, 2018, ISBN 0 7506 4884 8, Elsevier Inc.

En la Figura 10, se muestra el funcionamiento de la chancadora por impacto, en la que se tritura el mineral mediante el impacto producido por los martillos acoplados al disco giratorio.

2.1.4.3 Chancado terciario y cuaternario. En esta etapa se busca reducir aún más las partículas de mineral, según sea el requerimiento. Para el caso de que los minerales presenten una humedad lo suficiente baja de tal manera de no presentar obstrucciones a ser procesado. (Quiroz Nuñez Ivan, 1987)

Dentro de los equipos considerados en esta etapa; son los chancadores cónicos de cabeza corta y los impactadores de eje vertical. (McLanahan. (n.d.). , 2021)

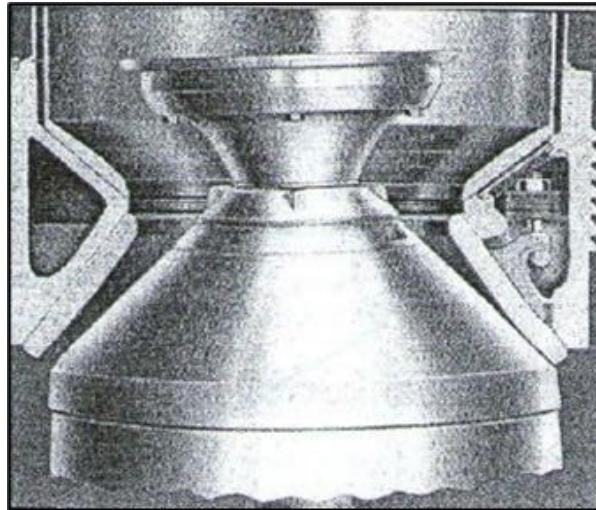
Chancadores cónicos de cabeza corta (short head):

El funcionamiento es similar a las chancadoras de cono estándar, con la diferencia que la cavidad es más reducida.

Lo cual es recomendable para el caso de obtener productos más finos presentando un grado de reducción de 4:1. (McLanahan. (n.d.). , 2021)

Figura 11

Chancadora cónica de cabeza corta

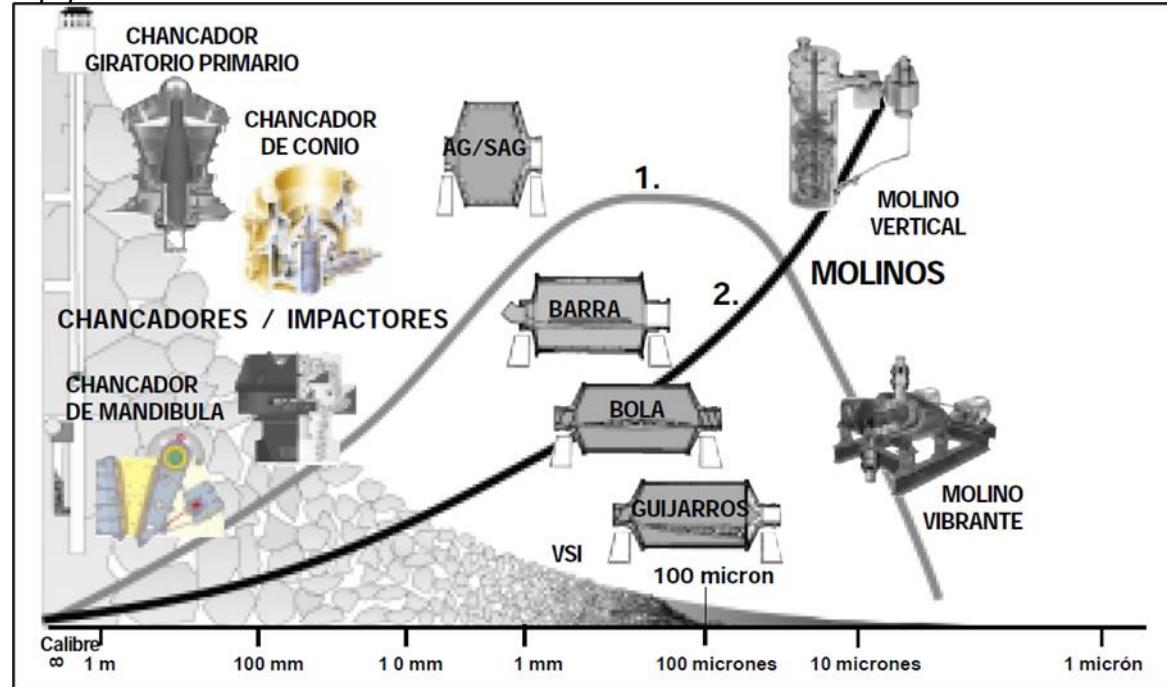


Nota: Adaptado de Procesamiento de minerales, por procesaminerales.blogspot.com, 2012, fuente (Procesamiento de Minerales., 2012).

En la Figura 11, se muestra la chancadora cónica de cabeza corta, el cual se observa una cavidad más estrecha que la chancadora cónica normal.

Figura 12

Equipos utilizados en la conminución de minerales



Nota: Adaptado de Conocimientos Básicos en el Procesamiento de Minerales, por Metso Minerals, 2004.

En la Figura 12, se muestran los principales equipos de conminución que son utilizados en el procesamiento de minerales, de acuerdo con los tamaños de partícula que son procesados.

2.1.5 *Molienda*

Se considera a la molienda como la última etapa en el proceso de trituración del mineral, el cual busca reducir aún más el mineral que proviene de la etapa de chancado, generando un mayor grado de liberación de las partículas de mineral. El equipo mecánico (molino) en el cual se lleva a cabo el proceso de molienda tiene forma cilíndrica, el cual está compuesto por acero de alta resistencia (Haldar, S. K., 2018).

El proceso de molienda en húmedo puede realizarse con pulpas que contengan un porcentaje de sólidos en el rango de 50-80% o en seco con un porcentaje de sólidos alrededor del 7 %. (Quiroz Nuñez Ivan , 1987)

El mineral que se procesa dentro del molino es reducido mediante los mecanismos de molienda (impacto o compresión) con ayuda de los medios moledores que pueden ser; bolas de acero, varillas de acero, guijarros de roca dura o el mismo mineral (Haldar, S. K., 2018).

Existen cinco tipos de molinos; molinos de bolas, molinos de barras, molino de quijarros, molino autógeno y molino semi autógeno. Estos molinos difieren en los medios de molienda utilizados para su operación, y así como, la relación que existe entre el diámetro y longitud del cilindro. El proceso de molienda puede generar partículas con tamaños entre 40 y 300 μm , a partir de una alimentación con tamaños de 5 a 20 mm (Haldar, S. K., 2018).

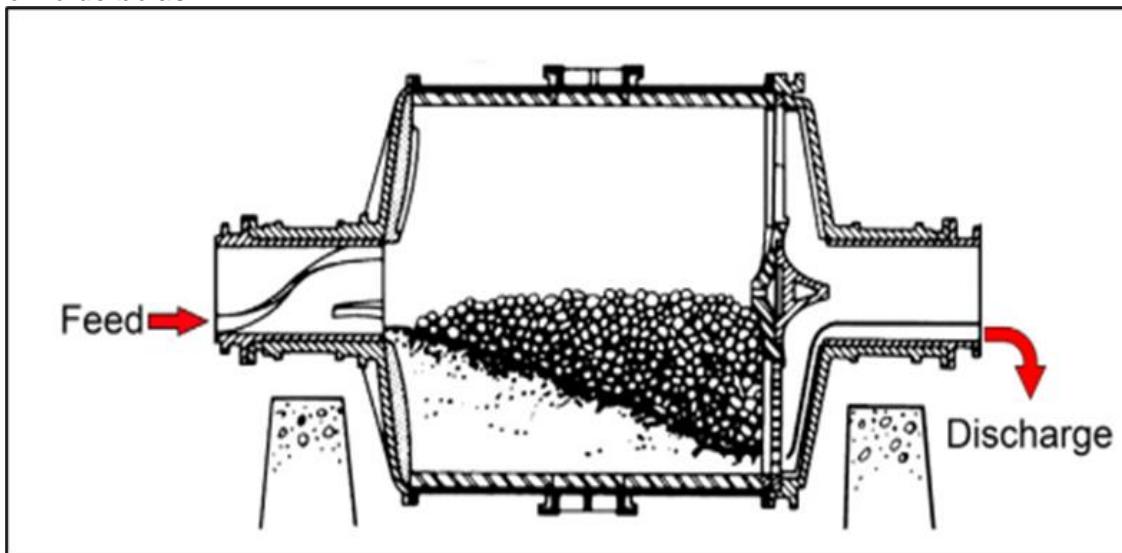
2.1.5.1 Molinos de Bolas: Son aquellos molinos que procesan el mineral mediante la acción de golpe y frotamiento entre el mineral y las bolas de acero.

Estos molinos suelen procesar minerales con una granulometría variable y depende de la dureza del mineral, los cuales pueden presentar tamaños gruesos alrededor de malla 35 o un tamaño fino de alrededor – 100% malla 325. (Ivan, Quiroz Nuñez, 1987)

La relación entre su longitud y diámetros de estos molinos no es definida y depende del requerimiento de molienda en específico. (Ivan, Quiroz Nuñez, 1987)

Figura 13

Molino de bolas



Nota. Adaptado de Mineral Processing Technology (p. 155), por Barry A. Wills, James A. Finch, 2016, ISBN978008097530, Butterworth - Heinemann.

En la Figura 13, se muestra el molino de bolas, donde se observa el ingreso y descarga del mineral, así como, los medios de molienda (bolas de acero) de manera esquemática.

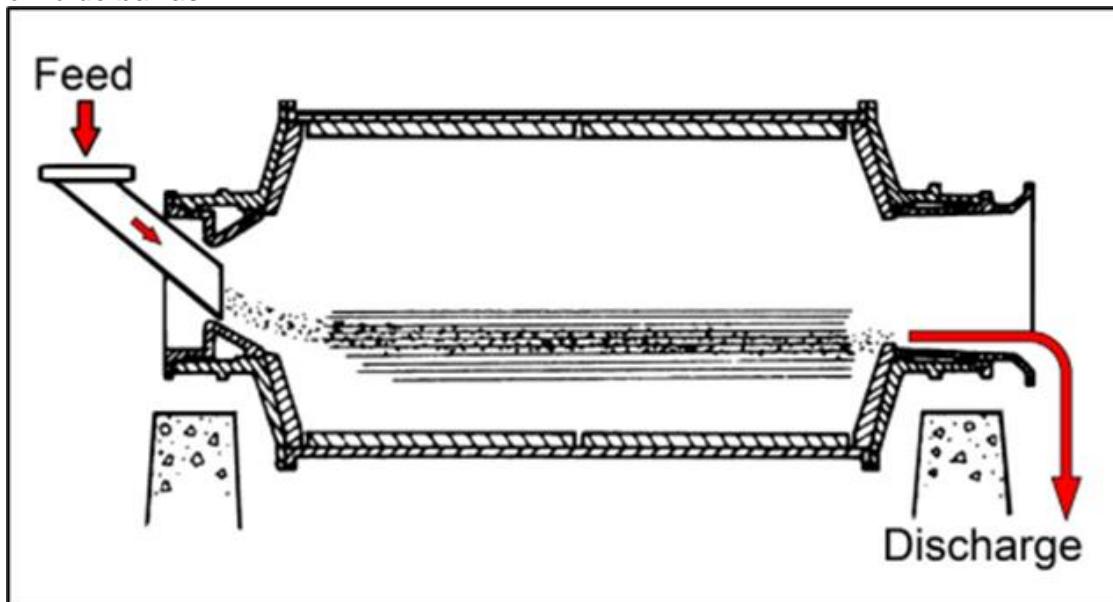
2.1.5.2 Molinos de Barras. Son aquellos molinos que utilizan como medios de molienda a las barras de acero, los cuales provocan la fractura del mineral al caer en cascada a medida que el molino rota constantemente evitando una molienda excesiva. El producto generado es descargado a través de tipos periféricos o desbordamiento central o final (Haldar, S. K., 2018).

Las partículas de alimentación tienen un tamaño aproximado de 50 mm y generar un producto de hasta 300 μm (Haldar, S. K., 2018).

La relación entre longitud y diámetro oscila entre 1 a 2 y 2 a 3 (Ashok Gupta & Denis Yan , 2016).

Figura 14

Molino de barras



Nota. Adaptado de Mineral Processing Desing and Operations (p. 242), por Ashok Gupta and Denis Yan, 2016, ISBN 978 0 444 63589 1, Elsevier.

En la Figura 14, se muestra el molino de barras, donde se observa el ingreso y descarga del mineral, así como, los medios de molienda (barras de acero) de manera esquemática.

2.1.5.3 Molinos de Quijarros. Son similares a los molinos de bolas, pero en este caso usan como medios de molienda a las rocas o guijarros de tamaños similares, el cual pueden ser de cuarzo o cuarcita (Haldar, S. K., 2018).

Suelen utilizarse en la industria de los no metálicos y/o cuando se requiere que los materiales a procesos no se contaminen (Quiroz Nuñez Ivan, 1987)

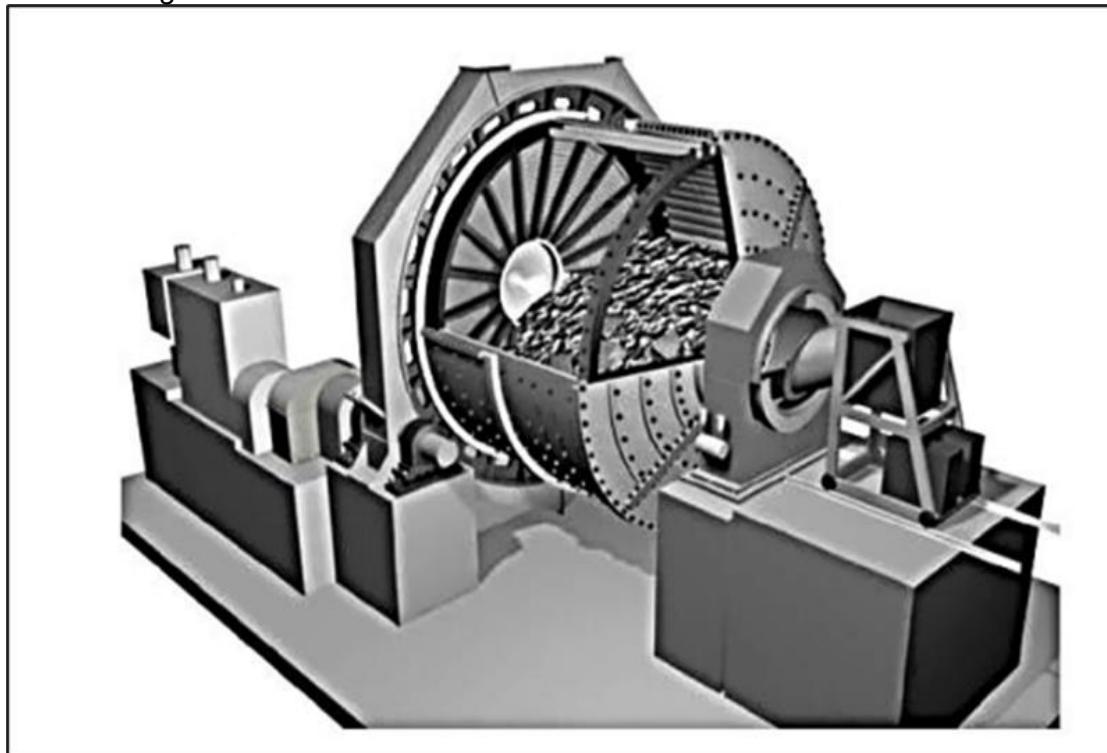
2.1.5.4 Molinos autógenos. Son molinos que trituran el mineral debido a su auto molienda, sin necesidad de medios de molienda. La rotación del molino con movimiento tipo cascada, genera rotura en el mineral de mayor tamaño mediante el impacto y una compresión en las partículas de mineral de tamaños más finos. Son utilizados para procesar grandes capacidades de tratamiento de mineral (Haldar, S. K., 2018).

Son un poco ineficientes cuando las características de mineral (dureza, agresividad, etc.) varían mucho (Haldar, S. K., 2018).

La relación entre longitud y diámetro oscila entre 2 o 2.5 a 1 (Haldar, S. K., 2018).

Figura 15

Molienda autógena



Nota. Adaptado de Incidencia de la velocidad de rotación en la eficiencia de molienda SAG (p. 7), por Alvarez Aguirre and Sanchez Dután, 2021, Universidad del Azuay.

En la Figura 15, se muestra el molino autógeno, donde se observa la geometría del molino que presenta, así como, el proceso de molienda que se genera solo con el mineral tratante sin medios de molienda.

2.1.5.5 Molinos Semi autógenos. Son aquellos molinos que usan como medio de molienda, grandes trozos del mismo mineral, con una cantidad de bolas de acero.

Se usa especialmente en molienda de minerales de oro y cobre con alta dureza debido a la presencia de cuarzo, presentando un índice de trabajo de bond en el rango de 12 -14 kWh/t.

Este tipo de molino presenta una relación de D/L: 1.5 – 3, con la finalidad de incrementar el mecanismo de “cascada” en el interior del mismo (Ashok Gupta & Denis Yan , 2016).

Figura 16

Molienda Semi Autógena



Nota: Adaptado de Metso Perú instala en estos momentos un molino SAG de 11 m de diámetro en Toromocho, por Revista Energiminas, 2019. Fuente (<https://energiminas.com/metso-peru-instala-en-estos-momentos-un-molino-sag-de-11-m-de-diametro-en-toromocho/>).

En la Figura 16, se muestra el molino Semi autógeno, donde se observa la geometría del molino que presenta con un diámetro superior en comparación a su largo.

Tipos de molienda: Molienda.

El tipo de molienda a elegir depende del uso que se le dará al producto final a ser utilizado. Generalmente se usa la molienda en húmedo para la mayoría de las operaciones mineras. (911Metallurgist. (s.f.), s.f.)

- Molienda en seco
 - No requieren agua para su operación.
 - Genera un mayor porcentaje de finos como producto final.
 - Presenta un menor desgaste de las chaquetas y menor consumo de acero en los medios de molienda.
- Molienda húmeda
 - Presenta un menor consumo de energía en su operación.
 - Ayuda a una mejor clasificación del producto final de molienda y tener un mejor control.
 - Facilita un mejor transporte del producto de molienda por medio de bombas, tuberías y canaletas.

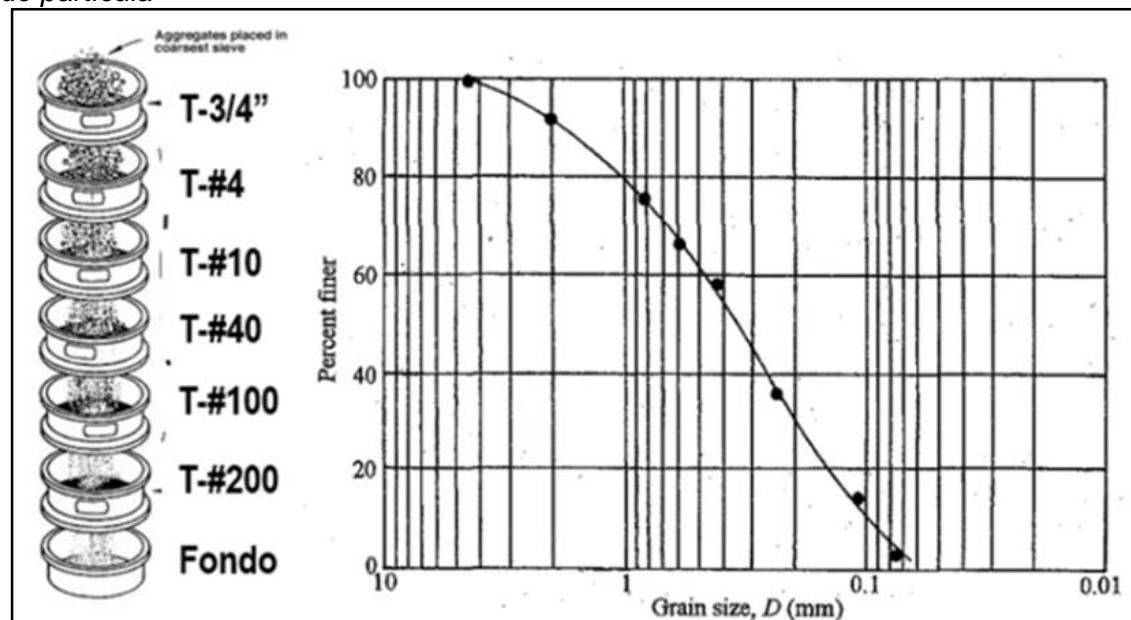
2.1.6 Análisis granulométrico

Es un método en la cual se busca caracterizar la muestra de mineral según su tamaño, obteniéndose datos cuantitativos sobre el tamaño individual y la distribución de las partículas de mineral. El cual es de gran importancia evaluar el tamaño óptimo de alimentación a un proceso, con la finalidad de lograr una mayor eficiencia (Ashok Gupta & Denis Yan , 2016).

El procedimiento realizado para determinar el análisis granulométrico consiste en hacer pasar las muestras de mineral a través de una serie de tamices, con aberturas conocidas y determinar el tamaño del tamiz en la cual se queda retenido parte de la muestra. Mientras más cercano sea el tamaño de los sucesivos tamices, más será la aproximación al tamaño real, por tanto, el análisis del tamaño de tamiz de una muestra de mineral que da la fracción en peso de mineral retenido entre los tamaños de los tamices (Ashok Gupta & Denis Yan , 2016).

Figura 17

Distribución granulométrica de los pesos retenidos en cada malla respecto a los tamaños de partícula



Nota: Adaptado de El ensayo granulométrico por tamizado, geo - web online., 2024, Fuente (<https://geowebonline.com/el-ensayo-granulometrico-por-tamizado/>).

En la Figura 17, se muestra la gráfica de distribución granulométrica de que se queda retenido en cada tamiz, a medida que la malla aumenta, el material que pasa a través de ella es más fino.

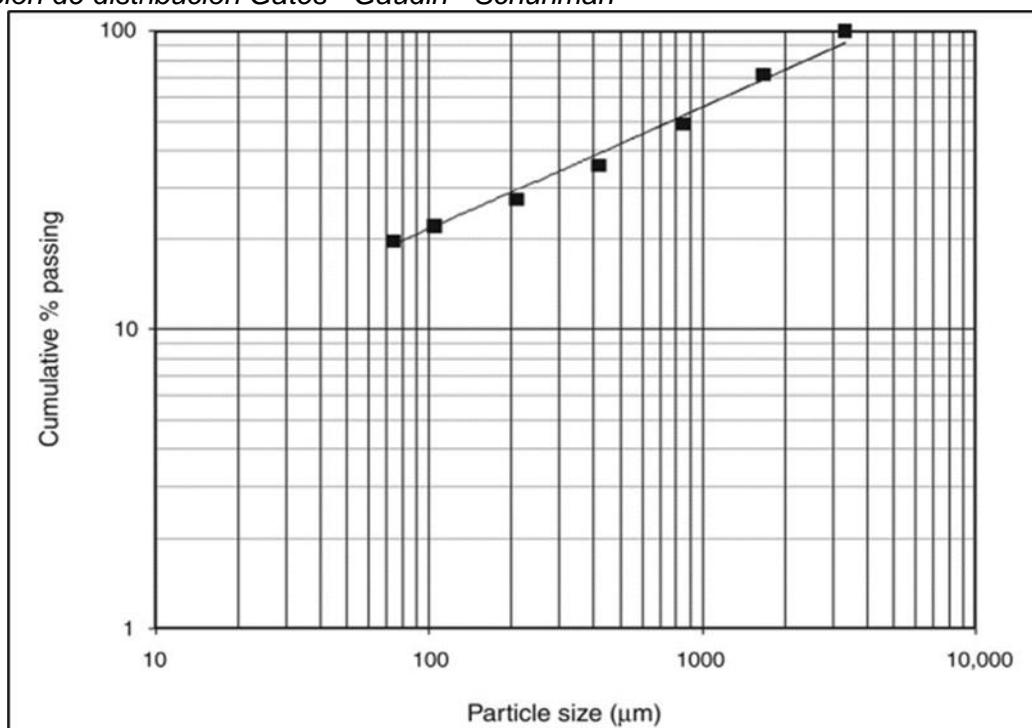
2.1.7 Función de distribución de tamaños

Los métodos comúnmente usados en los estudios de conminución son los de Gates – Gaudin-Schuhmann (G-G-S) en 1940 y Rosin – Rammler (R-R) en 1933-34. Ambos métodos buscan representar a las curvas de distribución por medio de ecuaciones lineales. (Napier-Munn, 2006).

2.1.7.1 Gates-Gaudin-Schuhman. Indica que la distribución de las partículas se puede reflejar en un gráfico lineal en una escala logarítmica (log – log), relacionando el tamaño de partículas que se encuentran entre dos tamaños de tamiz respecto al porcentaje del material acumulado pasante en cada tamiz.

Figura 18

Función de distribución Gates - Gaudin - Schuhman



Nota: Adaptado de Mineral Processing Desing and Operations (p.55) por Ashok Gupta and Denis Yan, 2016, ISBN 978 0 444 63589. Elsevier.

En la Figura 18, se muestra la gráfica de distribución de Gaudin – Schuhmann, relacionando el porcentaje pasante respecto al tamaño de partícula.

La distribución de Gaudin – Schuhmann viene dada de la siguiente manera:

$$y = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^a \quad (3)$$

Donde:

y = Porcentaje de masa acumulada que pasa el tamaño "x"

x = Tamaño de abertura de la malla

k = Parámetro de tamaño

a = Parámetro de distribución

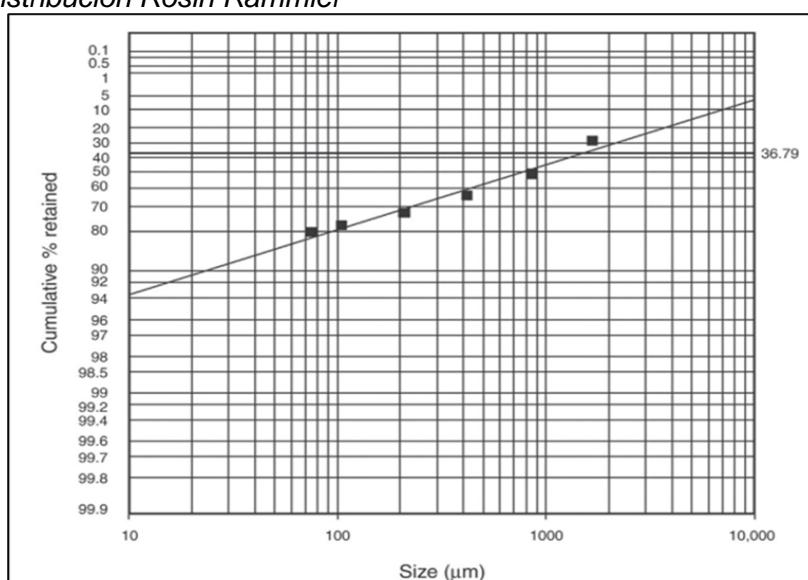
De la ecuación (3), tomamos logaritmo a ambas partes y obtenemos lo siguiente:

$$\log y = a \log x + \log \left(\frac{1}{k^a} \right)$$

2.1.7.2 Rosin Rammler. Indica que la distribución de las partículas se puede reflejar en un gráfico lineal, relacionando $\log[100/(100-y)]$, o $\log[\log 100/R]$ frente al log del tamaño del tamiz, donde el valor de "y" representa el % acumulado de aprobación, mientras que "R" representa el % acumulado retenido, según se muestra en la Figura 18. Por otro lado, la escala logarítmica muestra el rango de finos y gruesos (<25% y >75%) y los rangos medios (30-60%).

Figura 19

Función de distribución Rosin Rammler



Nota: Adaptado de Mineral Processing Desing and Operations (p.57) por Ashok Gupta and Denis Yan, 2016, ISBN 978 0 444 63589. Elsevier.

En la Figura 19, se muestra la gráfica de distribución de Rosin – Rammler, relacionando el porcentaje retenido respecto al tamaño de partícula.

La distribución de Rosin – Rammler viene dada de la siguiente manera:

$$R = 100 \exp\left[-\left(\frac{x}{x^1}\right)^b\right] \quad (4)$$

Donde:

R = Porcentaje de masa acumulada retenida que pasa el tamaño “ x ”

x = Tamaño de abertura de la malla

x^1 = Parámetro de tamaño

b = Parámetro de distribución

De la ecuación (4), tomamos logaritmo a ambas partes y obtenemos lo siguiente:

$$\log\log\left(\frac{100}{R}\right) = b \log x + \text{Constante}$$

2.1.8 Determinación del work index

La energía total, medida en Kw-hora por tonelada, necesaria para reducir una alimentación muy gruesa hasta el punto en que el 80 % del producto terminado pueda pasar a través de un tamiz de 80 a 100 micras se conoce como índice de trabajo.

El índice de trabajo, comúnmente abreviado como Wi , mide el trabajo o la energía necesarios para moler un mineral hasta un punto específico considerando gramos netos de fino polvo a una malla en especial por revolución de molino. Dicho de otro modo, el índice de Trabajo mide la cinética de trituración o fragmentación de los minerales hasta una malla en específico. A continuación, se indica los procedimientos para determinar el work index.

Equipo:

La prueba para determinar el work index es realizada en un molino especial de bolas, con características específicas, las dimensiones internas del molino son de 12" X 12". La velocidad de trabajo es de 70 RPM y está equipado con un contador de revoluciones. La carga de bolas es de 285 unidades (bolas de acero), con dimensiones y pesos estándar de Bond.

Muestra:

- La granulometría estándar de alimentación para la prueba de work index de Bond es 100% menos malla 6 Tyler.
- Para cerrar el ciclo de molienda se requiere una malla de corte, para este caso, se consideró la malla 100 Tyler.
- Las muestras con alta proporción de finos presentan dificultad para ser tamizadas en seco, motivo por el cual se recomienda un especial cuidado en la preparación mecánica de las muestras.

Procedimiento:

La muestra es homogenizada y cuarteada usando un Jonnes Spliter hasta obtener sub-muestras de 500 a 600 gramos. Obtenidas las sub-muestras se inicia con:

- Determinar el F80 de la muestra.
- Llenar una probeta de 1000 cm^3 , hasta alcanzar un volumen de 700 cm^3 El peso de este volumen de muestra, es la carga inicial para el molino y se mantiene durante el desarrollo de la prueba.
- El primer ciclo de molienda es corrido a 100 revoluciones para producir fino pasante a la malla de corte seleccionada.
- La fracción de sobre tamaño, es retornada al molino para un segundo ciclo, en el cual se restablece el peso original de los 700 cm^3 ; siendo la carga fina reemplazada por un peso igual de muestra fresca.
- La unidad de peso del producto fino producido en términos de g/revolución, se le denomina moliendabilidad del ciclo, y es usado para estimar el número de revoluciones requerido para el próximo ciclo de molienda.
- Los ciclos cerrados se continúan hasta encontrar un estado de equilibrio, esta condición es indicada por la estabilidad de la moliendabilidad de un ciclo a otro. En este punto, el peso del producto fino deberá alcanzar el 250% de la carga requerida.

- Una alimentación apropiada, permite llegar al equilibrio realizando 6 a 8 ciclos de molienda; pero la presencia de excesivas partículas finas en el alimento fresco podría prolongar el tiempo para llegar al estado de equilibrio.
- Después de haber logrado el equilibrio, las moliendabilidades (g/revolución) de los tres últimos ciclos son promediadas. Este valor promedio es tomado como una moliendabilidad estándar de Bond para calcular el work index, como se muestra en la ecuación empírica de Bond (1).
- El producto fino producido en los tres últimos ciclos es mezclado, homogenizado y cuarteadado para el análisis granulométrico. Cálculo del P80.

Finalizada la Prueba de moliendabilidad, el work index es calculado usando la ecuación empírica determinada por Bond en 1960. (5)

$$Wi_{Bond} = \frac{44.5}{P_1^{0.23} \times Gpb^{0.82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \quad (5)$$

Dónde:

Wi_{Bond} = Work Index de Bond (Kwh/Tc)

P_1 = Malla de Corte (μm)

Gpb = Moliendabilidad (g/rev.)

F_{80} = Tamaño al 80% pasante de la alimentación (μm)

P_{80} = Tamaño al 80% pasante del producto (μm)

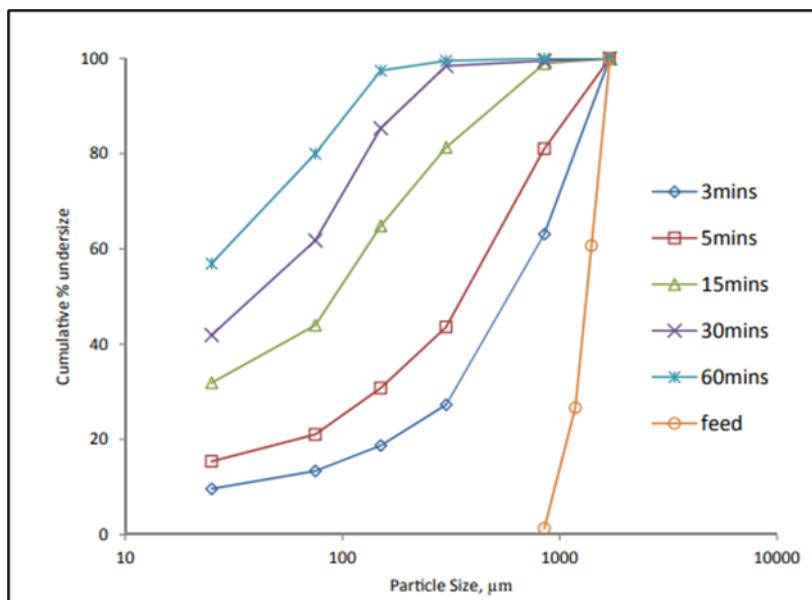
2.1.9 *Tiempo de molienda*

Una técnica importante para determinar el grado de liberación y la granulometría que se debe lograr en la planta de procesamiento; es la definición del tiempo ideal de molienda a nivel de laboratorio.

El molino de laboratorio pasará por varios ciclos de molienda durante la prueba para ver cómo la duración de la molienda afecta la granulometría y la distribución del valor de los productos finales. (911 Metallurgist, 2016).

Figura 20

Tamaño de partícula P80 vs % Acumulado pasante, medido a diferentes tiempos de molienda



Nota. Adaptado de Effect of ball and feed particle size distribution on the milling efficiency of a ball mill, por N. Hlabangana, G. Danha, E. Muzenda, 2018, ISSN 1026-9185, South African Journal of Chemical Engineering.

En la Figura 20, se muestra los tiempos de molienda respecto al porcentaje acumulado pasante, para una misma muestra.

2.1.10 Flotación de minerales

Es un proceso de separación de una especie mineral de otra, basándose en las propiedades fisicoquímicas de su superficie; ya sea hidrofóbica, cuando las partículas de mineral tienen la capacidad de poder adherirse a las burbujas de aire y flotar (mineral valioso), e hidrofílicas cuando las partículas de mineral tienen una afinidad por el agua y tienden a hundirse (mineral de ganga) (Barry A. Wills, James A. Finch, 2016).

El proceso de flotación se lleva a cabo en un equipo mecánico, llamado celda de flotación, el cual está compuesto principalmente por un motor, eje, rotor, punto de inyección de aire, etc.

El proceso de recuperación del material por flotación comprende principalmente por tres mecanismos:

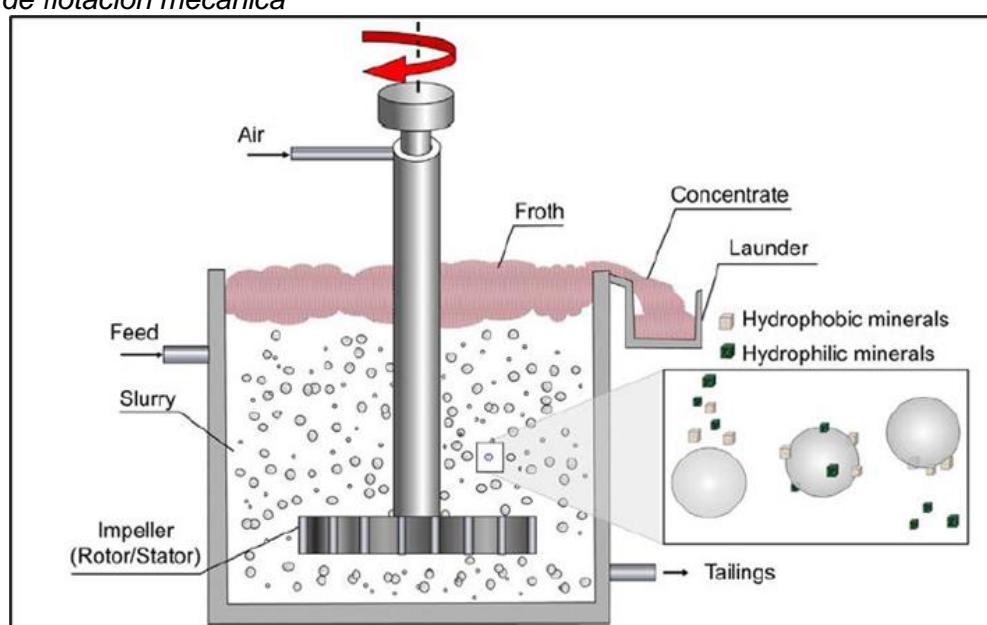
- Adhesión selectiva a las burbujas de aire (o “verdadera flotación”)
- Arrastre en el agua que pasa a través de la espuma

- Atrapamiento físico entre partículas de la espuma adheridas a burbujas de aire (a menudo denominado “segregación”)

Es considerada verdadera flotación al mecanismo en el cual se busca la selectividad en las propiedades de la superficie del mineral, tanto como para el mineral valioso como para la ganga pueden recuperarse mediante arrastre y atrapamiento físico. Cabe recalcar que cuando se realiza un proceso de flotación, se suele hacer uso de reactivos, el cual estos agentes químicos pueden alterar a las propiedades superficiales de las partículas de mineral (colectores) dentro de la pulpa de flotación, generando así, partículas que puedan volverse hidrofóbicas y llegar a flotar. Lo que se busca en la concentración por flotación, es hacer flotar el mineral valioso el cual esto se observe en las espumas generadas en la superficie de la celda de flotación y dejando la ganga en la pulpa, considerándose así, una flotación directa y caso contrario una flotación inversa. Asimismo, para una adecuada flotación se requiere que las partículas de mineral que lleguen a flotar formen una espuma estable, haciendo uso de espumantes adecuados, de tal manera que puedan captar por más tiempo el material valioso y no estallar. (Barry A. Wills, James A. Finch, 2016).

Figura 21

Celda de flotación mecánica



Nota. Adaptado de Wills's Mineral Processing Technology (p. 265), por Barry A. Wills and James A. Finch, 2015, ISBN 978 0 08 097053 0, Butterworth-Heinemann.

En la Figura 21. Se muestra una celda de flotación mecánica, en el cual se observa la colisión de partículas y burbujas (unión hidrofóbica).

Tipos de flotación: Según (Lenntech, 2022) existen los siguientes tipos de flotación:

- Flotación natural: Ocurre cuando la diferencia de densidad natural es lo suficientemente grande como para separar.
- Flotación ayudada: Sigue cuando se alienta a las partículas flotantes que ocurren naturalmente a separarse usando un medio externo
- Flotación inducida: Se da cuando la densidad de una sustancia se reduce intencionalmente para hacer que las partículas floten, por lo tanto, se basa en el hecho de que algunas partículas líquidas y sólidas pueden combinarse con burbujas de aire para crear las denominadas partículas de gas, que tienen una densidad más baja que el líquido.

Fases e interfases en el proceso de flotación: Según fuerzas residuales en la superficie de las partículas resultantes. (Alexander Sutulov, 1963), indica que en un proceso de flotación está compuesto por la interacción entre las fases sólida (mineral), líquida (agua) y gaseosa (aire). Este proceso está relacionado con las propiedades superficiales del mineral e interfases de contacto, principalmente en las interacciones entre sólido – líquido, líquido – gas y sólido – gas.

Es de suma importancia analizar en primer lugar la tensión superficial que es la que mide la propiedad existente entre dos fluidos, y en segundo lugar las propiedades superficiales de los minerales, después de ser sumergidos en agua, en la que se hidrata la superficie y se genera una nueva carga superficial (Venancio Astucuri T, 1994).

- **Fase sólida:** La fase sólida está compuesta por el mineral, el cual presenta una estructura cristalina, debido a la composición química definida de las moléculas, iones y átomos. Las partículas sólidas que se tratan en un proceso de flotación se reducen de tamaño el cual va acompañado con el rompimiento de los enlaces

químicos, creando fuerzas residuales en la superficie de las partículas resultantes (Alexander Sutulov, 1963).

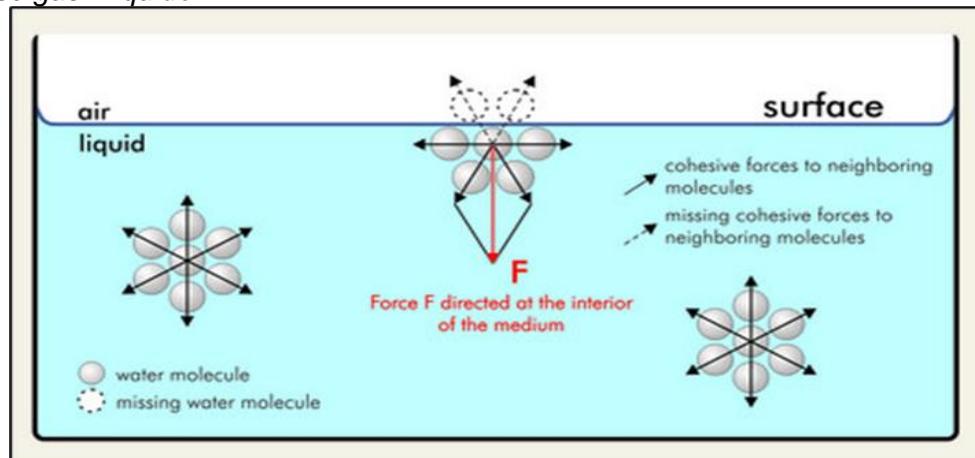
- **Fase líquida:** La fase líquida está compuesta por agua, el cual es un compuesto molecular polar, el cual permite que las partículas sólidas puedan hidratarse (propiedades hidrofílicas). El agua usada en el proceso de flotación generalmente presenta impurezas y contaminantes, debido al contenido de sales de calcio, magnesio y sodio. Estas sales y otros contaminantes presentes pueden alterar la flotabilidad de los minerales, generándose así una flotación deficiente y también un consumo inadecuado de los reactivos utilizados (Alexander Sutulov, 1963).
- **Fase gaseosa:** La fase gaseosa está compuesta por aire. El aire juega un papel importante en el proceso de flotación, ya que la inyección de aire en la pulpa por medio de las celdas de flotación permite la generación de burbujas el cual sirve de medio de transporte de las partículas de mineral adheridas a esta y así puedan ascender a la superficie de la pulpa. Cabe mencionar que las partículas de mineral puedan tener una fijación a las burbujas de aire, tienen que absorber una cierta cantidad de gas, principalmente el oxígeno, generándose así partículas aerofílicas (hidrofóbicas) (Alexander Sutulov, 1963).

Interfase gas-liquido: Se produce en la interacción entre el aire y agua. Generalmente todo líquido o sólido que se encuentra en equilibrio con su vapor, presenta en su superficie una cantidad de energía libre, el cual es definida por la tensión superficial. En lo que consiste que dentro de un líquido todas las moléculas presentes ejercen entre si una serie de influencias en la que se pueden atraer o repeler, dando como resultado una compensación de fuerzas igual a cero.

Mientras que las moléculas que se encuentran sobre la superficie no son compensadas, pues una parte de su volumen se encuentra libre y en contacto con el aire. Por lo que da lugar a una cantidad de energía libre. Asimismo, el tipo de enlace que mide la interacción de las moléculas es Van der Waals, por lo que se considera una interacción débil (Alexander Sutulov, 1963).

Figura 22

Interfase gas - líquido



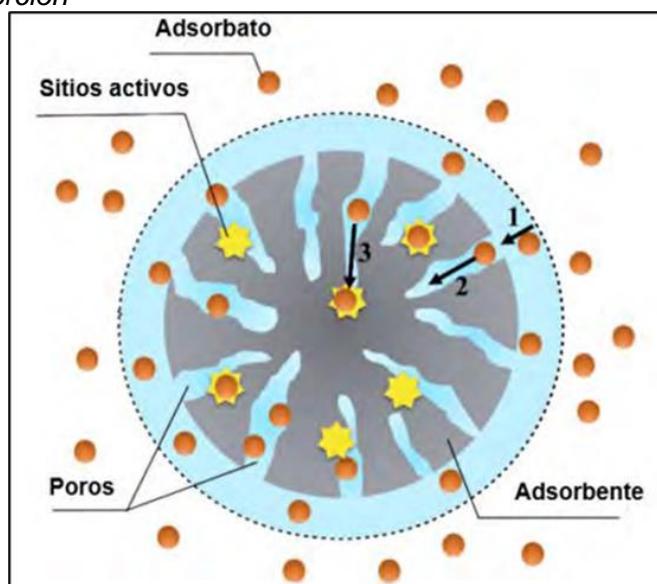
Nota: Adaptado de SITA Process Solutions, por SITA., 2019, fuente (<https://www.sita-process.com/information-service/process-parameter-surface-tension/overview/>).

En la Figura 22, se muestra la interfase gas – líquido y las fuerzas intermoleculares en el líquido.

Fenómeno de adsorción: Es aquel fenómeno superficial que se da en la interfase, entre un sólido (absorbente), y las moléculas de gas o líquido las cuales serán adheridas a su superficie del sólido, los cuales se denominan adsorbatos, y a las sustancias que se encuentran en la fase fluida que tienen la capacidad para ser adsorbidas son los adsorbatos (blogceta, s.f.).

Figura 23

Fenómeno de adsorción



Nota: Adaptado de Adsorción de cadmio y cromo en solución acuosa mediante nanopartículas de hidroxiapatita, por Ayala, 2023, Pontificia Universidad Católica del Perú.

En la Figura 23, se muestra el fenómeno de adsorción de los adsorbatos, sobre un adsorbente.

- **Interfase Sólido-líquido:** Se produce en la interacción entre el mineral y el agua.

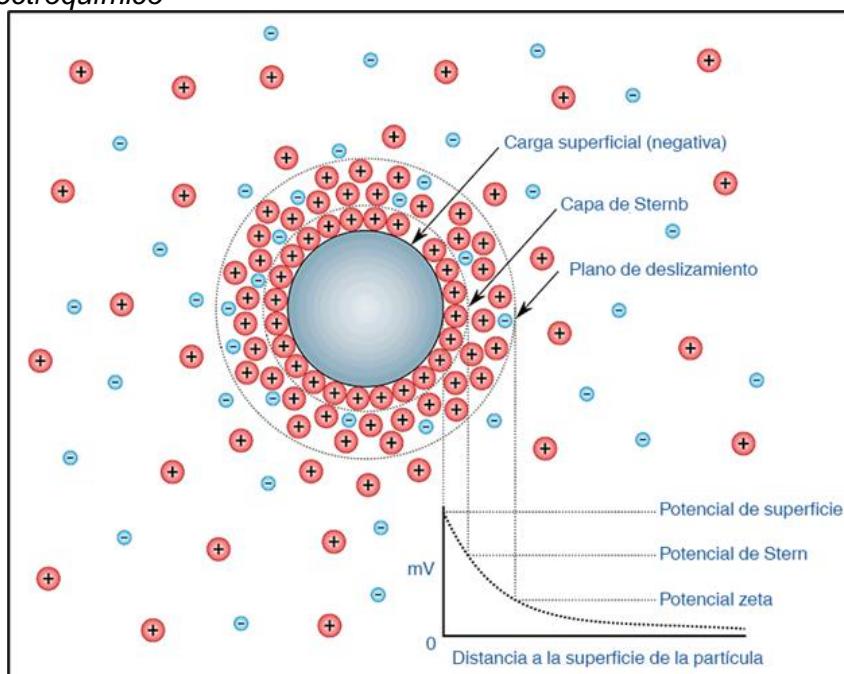
En la que el sólido es relevante ya que depende mucho las características superficiales principalmente eléctricas. La hidratación de las partículas de mineral suele ser de más fuerte cuando las estas han presentado ruptura en los enlaces químicos (iónicos o covalentes) (Alexander Sutulov, 1963).

- **Potencial electroquímico:** Cuando la red cristalina se disuelve en la solución, los cationes presentes suelen disolverse con mayor facilidad que los aniones, generándose un desequilibrio eléctrico y haciendo que la superficie de los sólidos se cargue negativamente (Alexander Sutulov, 1963).

Las superficies de los sólidos cargadas negativamente buscarán equilibrar el sistema por lo que atraerán los cationes de la solución, formando un potencial eléctrico entre la superficie y el líquido, cuyo origen se da en la doble capa de cargas eléctricas (Alexander Sutulov, 1963).

Figura 24

Potencial electroquímico



Nota: Adaptado de El potencial zeta cosas importantes para las microburbujas, por acniti, 2017, fuente (<https://www.acniti.com/es/tecnolog%C3%ADa/potencial-zeta-burbujas-ultrafinas/>).

En la Figura 24, se muestra la doble capa eléctrica, en función al potencial en la superficie del mineral y aun cierta distancia (potencial zeta).

- **Potencial electrocinético o potencial Zeta:** Es aquel parámetro que se encarga de medir el equilibrio electroquímico en el interfaz sólido líquido, en la que mide la repulsión/ atracción electrostática entre partículas. (Andrew, s.f.).

Pruebas de flotación: Son ensayos experimentales que se realizan en laboratorio para evaluar la viabilidad y eficiencia del proceso de flotación en la separación de minerales valiosos de la ganga (material no valioso).

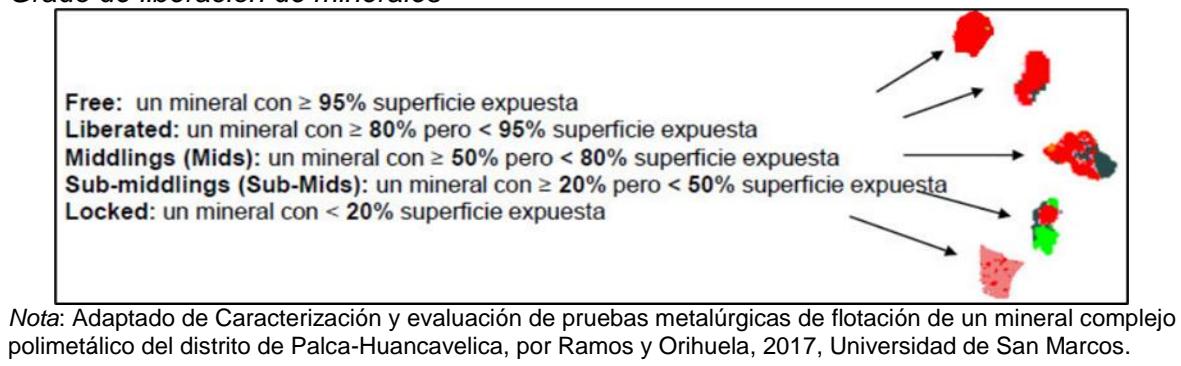
Estas pruebas son cruciales en la industria minera para diseñar y optimizar el proceso de flotación antes de implementarlo a gran escala en una planta de procesamiento de minerales; cuyo objetivo son los siguientes:

- Recuperación de minerales: Se establece que porcentaje de material valioso es lo que se logra recuperar, utilizando el proceso de flotación.
- Evaluación de la calidad de concentrado: Consiste en evaluar la calidad de concentrado final, respecto a su concentración inicial en el mineral.
- Dosificación óptima de reactivos: Los ensayos nos permiten identificar los reactivos a utilizarse y determinar la dosificación óptima, de tal manera de maximizar la eficiencia de flotación.
- Determinación de parámetros operativos: Los ensayos nos permiten establecer las condiciones operativas, como es el pH, tiempo de flotación, tamaño de burbujas, velocidad de agitación, etc.

Ánálisis del proceso de flotación en planta: El grado de asociación de los minerales sulfurados de cobre tiene un impacto directo sobre el diseño de los circuitos de flotación. Por este motivo, el tamaño de partícula permitirá tener mejores recuperaciones si se conoce el P80 óptimo para liberar la superficie del mineral de cobre.

Figura 25

Grado de liberación de minerales



Nota: Adaptado de Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas de flotación de un mineral complejo polimetálico del distrito de Palca-Huancavelica, por Ramos y Orihuela, 2017, Universidad de San Marcos.

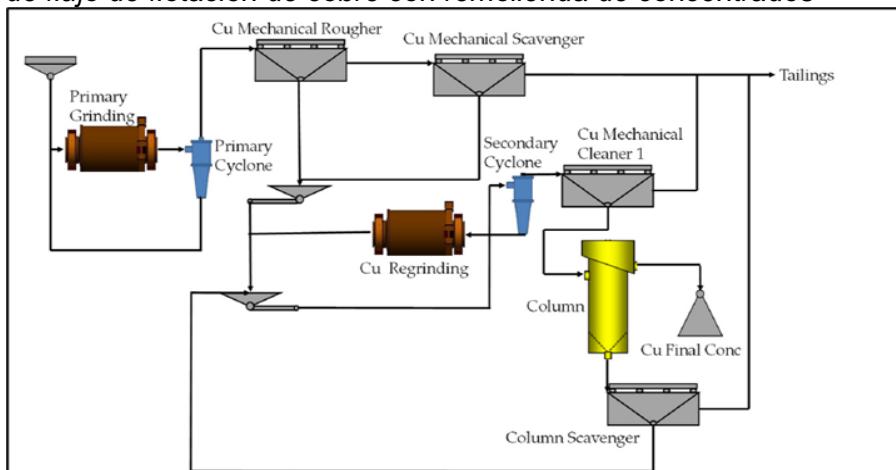
En la Figura 25, se muestra las asociaciones mineralógicas son determinadas por el porcentaje de área expuesta del mineral. Entonces, si el mineral tiene buena cantidad de área expuesta, no se requerirá de etapas de remolienda. Por otro lado, aquellos minerales que se encuentran encapsulados o poco expuestos se necesitará más etapas de remolienda. (Ramos Samanez & Orihuela Gutierrez, 2017).

2.1.11 Remolienda en flotación

El proceso de remolienda de concentrados es debidamente a que al tratarse minerales de baja calidad o complejos que presentan fuertes asociaciones y encapsulamiento, estos necesitan una mayor liberación, produciendo una molienda más fina (15 - 40 μm), de tal manera de buscar un aumento en la recuperación. Por ejemplo, esfalerita, pirita, pirrotita, etc. (Xumeng Chen, 2014).

Figura 26

Diagrama de flujo de flotación de cobre con remolienda de concentrados

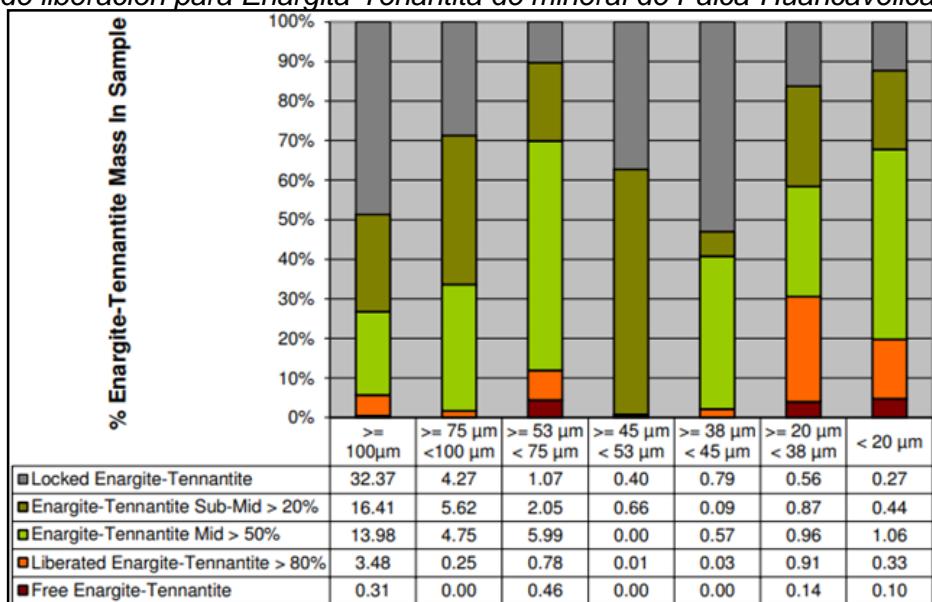


Nota. Adaptado de Minerals, 2022, The Challenges and Prospects of Recovering Fine Copper Sulfides from Tailings Using Different Flotation Techniques (p. 7), por Bilal, M.; Hassan, F.U.; Jeon, S.; Hiroyoshi, N. MDPI

En la Figura 26, se muestra el proceso de mineral de cobre con remolienda de concentrados, con la inclusión de celda columna para aumentar la recuperación.

Figura 27

Tamaño de liberación para Enargita-Tenantita de mineral de Palca-Huancavelica



Nota: Adaptado de Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas de flotación de un mineral complejo polimetálico del distrito de Palca-Huancavelica, por Ramos y Orihuela, 2017, Universidad de San Marcos.

En la Figura 27, se puede observar que el mineral de cobre requiere de etapas de remolienda para alcanzar el máximo grado de liberación. (Ramos Samanez & Orihuela Gutierrez, 2017).

En tamaño de las partículas es un factor importante en la flotabilidad de los minerales, y que principalmente repercute en la recuperación. Según (Trahair 1981), indica que la recuperación máxima se obtiene en el rango de 20 y 150 micras. (Xumeng Chen , 2014).

En el rango de las partículas finas $< 20\text{micras}$, presentan una baja flotabilidad debido a la colisión entre partículas y burbujas. Asimismo, al generarse gran área superficial, se requiere mayor consumo de reactivos y por ende estas partículas se suelen ir al relave (Xumeng Chen , 2014).

Por otro lado, en el rango de las partículas gruesas > 105 micras, se produce de manera similar, generándose una adhesión inestable ante las burbujas, por ende, una baja flotabilidad (Xumeng Chen , 2014).

2.1.12 Clasificación de celdas de flotación

Es un mecanismo de aireación de lechada sin movimiento, la celda está conformada por dos componentes; el contactor, que funciona como una cámara donde la suspensión de alimentación y el aire de flotación se unen a través de la presión; una restricción en el extremo de salida del contactor mantiene la presión, y la descarga del contactor fluye hacia el piso de la celda de separación donde la burbuja de partículas se acumula en espuma para eliminarla como desbordamiento (SGS, 2022).

Celdas neumáticas:

El uso de las celdas neumáticas se diferencia de las celdas de flotación típicas en que la pulpa se aísla fuera del recipiente utilizado para la separación. La recuperación de concentrados producidos con una celda de flotación neumática puede aumentar del 1% al 4% en comparación con los obtenidos con una máquina de flotación mecánica, según los resultados de las evaluaciones, ensayos y pruebas piloto (Empírica, 2020).

Celdas mecánicas:

Las celdas de flotación convencionales se utilizan como equipo para una variedad de etapas de flotación en las operaciones de desbaste, depuración y limpieza. Se puede utilizar para tratar minerales, tanto metálicos como no metálicos (Servingsa, 2022).

2.1.13 Variables de operación en la flotación

Según (K. L. Sutherland & I. W. Wark, 1955), clasificaron a las variables de flotación según las etapas, que corresponden a la naturaleza de la mena. Su forma mineralógica del mineral, los minerales asociados, las impurezas presentes, el grado de diseminación y su pH natural. Asimismo, los procesos de oxidación y otros factores el cual determinan el comportamiento del mineral en el proceso de flotación, el cual nos ayuda optar el método más apropiado de flotación.

Por otro lado, en las operaciones de comminución de mineral, principalmente en la molienda, el mineral está propenso a oxidarse, y a la disolución de compuestos presentes en la mena. Asimismo, el agua utilizada en el proceso juega un rol importante, ya que

generalmente se utiliza agua de proceso, el cual presenta contaminantes, el cual puede resultar efectos positivos o negativos en el circuito.

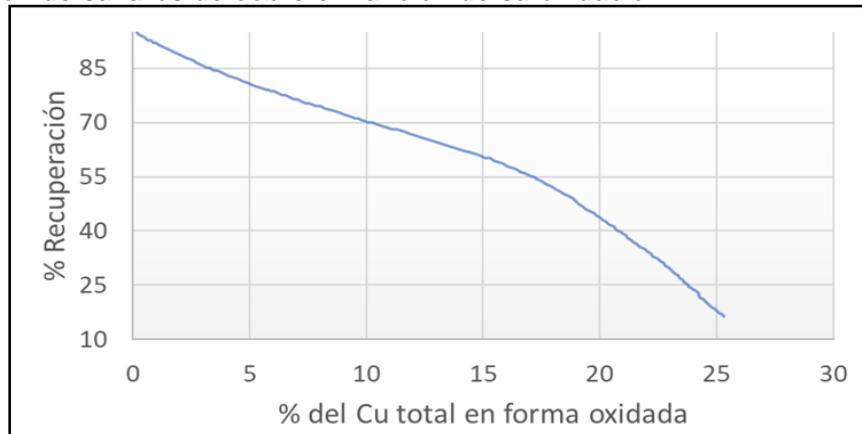
Dentro del proceso de flotación, encontramos una serie de factores que lo influye: tamaño de partícula del mineral, la densidad de la pulpa, acondicionamiento de los reactivos, el pH de la pulpa, el método de aireación de la pulpa, el tiempo de flotación, etc. (Alexander Sutulov, 1963).

De acuerdo con las etapas indicadas inicialmente para las variables de operación son los siguientes:

Factor mineral: Es de gran importancia la naturaleza del mineral y de sus acompañantes presentes en la mena; dentro de ello se tiene una composición química, de los minerales útiles y de la ganga. La composición química de los minerales útiles será de vital importancia para determinar el tipo de tratamiento y de reactivos que serán requeridos. Los sulfuros no presentan mucha dificultad en la flotación a comparación de los óxidos, ya que estos generalmente están asociados a carbonatos, silicatos, sulfatos y fosfatos, el cual se hace compleja su flotación. Es por ello por lo que el uso de reactivos selectivos en la flotación de óxidos no es recomendable ya que las recuperaciones metalúrgicas pueden ser mínimas. En estos casos es recomendable el uso de reactivos que contengan ácidos grasos, principalmente las aminas o los procesos hidrometalúrgicos, de tal manera de separar la especie valiosa en el mineral (Alexander Sutulov, 1963).

Figura 28

Recuperación de sulfuros de cobre en función de su oxidación



Nota. Adaptado de Flotación de Minerales (p. 115), por Sutulov, 1963, Universidad de concepción.

En la Figura 28, se muestra la influencia de la recuperación respecto a la cantidad de Cu en su forma oxidada.

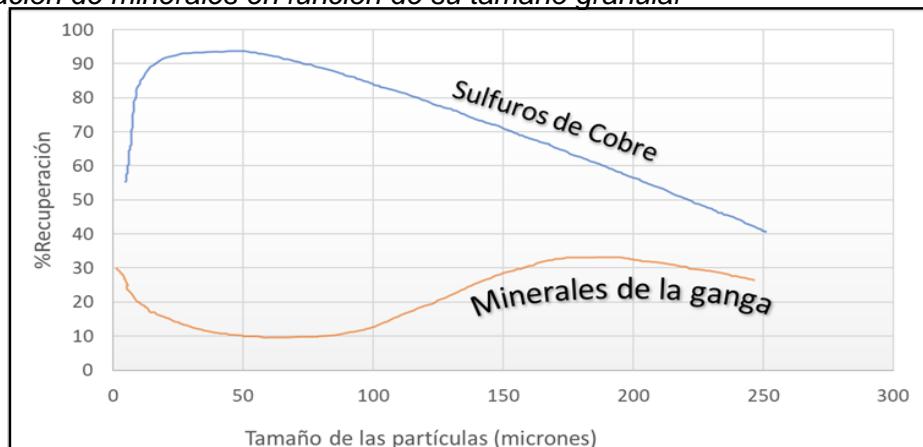
Factor Granulométrico: Para un proceso de flotación, es recomendables que las partículas de mineral se encuentren bien liberadas, de la misma manera deben presentar un tamaño adecuado, con el fin de garantizar una buena adherencia a las burbujas de aire presentes en las celdas de flotación. Existe un tamaño máximo de partícula que depende principalmente de la naturaleza del mineral, para el caso de la partícula de carbón o molibdenita, estas flotan fácilmente en comparación con los sulfuros (calcopirita, galena o blenda) debido a que las partículas de los sulfuros son más pequeñas que la de los minerales no metálicos (Alexander Sutulov, 1963).

Se considera un tamaño adecuado alrededor de 0.3 mm, para que las partículas de mineral no presentan gran dificultad para flotar (Alexander Sutulov, 1963).

En el proceso de flotación, cuando las partículas de mineral no se encuentran bien liberas (presencia de inclusiones de ganga); la flotación se torna difícil. Lo cual será necesario una sobre molienda a posterior, de tal manera de obtener una mejor liberación de las partículas de mineral. Para el caso de los sulfuros, que estén acompañados de silicatos secundarios y la sericitita, al momento de su liberación se generan lamas, las cuales son perjudiciales en la flotación, ya que pueden arrastrar material valioso e irse al relave, disminuyendo la recuperación (Alexander Sutulov, 1963).

Figura 29

Recuperación de minerales en función de su tamaño granular



Nota. Adaptado de Flotación de Minerales (p. 118), por Sutulov, 1963, Universidad de concepción.

En la Figura 29, se muestra la influencia de la recuperación de sulfuros de cobre respecto a su tamaño de partículas, así como la asociación con minerales de la ganga.

Factor densidad de pulpa: Para un proceso de flotación se requiere que la pulpa de alimentación al circuito debe tener una dilución adecuada para obtener una granulometría deseada después de ser flotada, normalmente se considera una pulpa con un porcentaje de sólidos entre 25% y 35%, el cual trabajará de manera eficiente en el proceso de flotación (Alexander Sutulov, 1963).

La granulometría de descarga de la etapa de molienda juega un papel importante, ya que es un factor que hace variar la densidad de la pulpa en un proceso de flotación. Generalmente, cuando aumenta el porcentaje de sólidos de la descarga de molienda el producto tiende a presentar una granulometría más gruesa, mientras si se disminuye el porcentaje de sólidos, el producto tiende a ser más fino. Si se tiene una pulpa con 35 % de sólidos la granulometría del producto es aproximadamente 63% - 200 mallas, mientras que con un 25 % de sólidos tenemos una granulometría de 70% - 200 mallas (Alexander Sutulov, 1963).

Factor Agua: Se considera que en un proceso de flotación se suele consumir un promedio entre 2.5 a 3 toneladas de agua por cada tonelada de mineral procesado, debido a ello es considerado un factor importante en la flotación (Alexander Sutulov, 1963).

La calidad del agua a ser utilizado en el proceso de flotación es un factor que puede ser perjudicial en la flotabilidad de los minerales o principalmente en los reactivos de flotación (Alexander Sutulov, 1963).

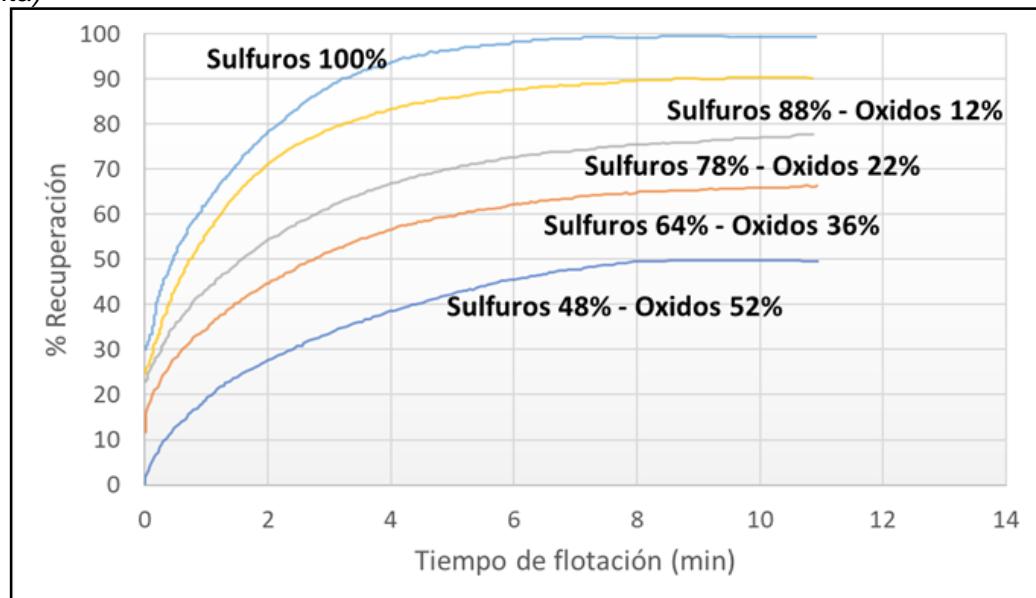
Factor Tiempo: Dentro de un proceso de flotación, existen ciertas etapas las cuales cada una de ellas toman un cierto tiempo para que se lleve a cabo, las cuales constan de las siguientes (Alexander Sutulov, 1963):

- Absorción de reactivos sobre las superficies de los minerales
- Adhesión de las partículas de mineral con las burbujas de aire
- Transporte de las partículas de mineral hacia la superficie de las celdas de flotación.

Por otro lado, el tiempo de flotación varía normalmente en 5 y 30 minutos. El tiempo de flotación también depende mucho de la naturaleza del mineral, para el caso de los minerales oxidados el tiempo de flotación es mucho mayor en comparación de los minerales sulfurados y los metales nativos (Alexander Sutulov, 1963).

Figura 30

Influencia de la oxidación sobre la flotabilidad de sulfuros de cobre (calcosina, calcopirita y bornita)



Nota. Adaptado de Flotación de Minerales (p. 129), por Sutulov, 1963, Universidad de concepción.

En la Figura 30, se muestra la influencia de la recuperación respecto al tiempo de flotación, en función de la cantidad de mineral en forma de óxidos o sulfuros.

Otros factores: Pueden ser considerados a la dosificación de reactivos de flotación, la temperatura de la pulpa, el pH, la cantidad de aire requerido, nivel del colchón de espuma, etc. (Alexander Sutulov, 1963).

Variables de control en la flotación:

Según (911 Metallurgist, 2022) las variables de control son:

- Cálculo del período de molienda ideal considerando el tamaño de partícula
- Medición óptima del pH
- Determinación del porcentaje ideal de sólidos, es decir, la densidad de la pulpa
- Calcular la cantidad de reactivo utilizado
- Periodos de flotación considerando la cinética asociada a la mineralogía

2.1.14 Cinética de flotación

La velocidad y la selectividad del proceso de flotación, es decir, la recuperación de especies minerales en la espuma en proporción al tiempo, dependen de la eficiencia del proceso de flotación. En un solo experimento, se producen rutinariamente cientos de millones de burbujas durante el proceso de flotación. Uno de los procedimientos más efectivos es la recolección en el mismo tiempo de las espumas creadas mientras se determina la velocidad de flotación de los resultados de flotación parcial (Procesa minerales, 2010).

2.1.15 Reactivos de flotación

Los reactivos de flotación son usados principalmente para llevar a cabo una flotación adecuada, ya que en la actualidad existen pocas partículas de mineral que presentan una flotabilidad natural (grafito, talco, azufre, etc.), mientras que otras necesitan ayuda de los reactivos; en el caso que las partícula de mineral presenten propiedades hidrofílicas, estas con ayuda de los colectores se busca la hidrofobicidad en su superficie, de tal manera que estas puedas ser adheridas a las burbujas, de igual manera se requiere del uso de los espumantes para dar estabilidad a las espumas o reactivos modificadores del medio donde se lleva a cabo la flotación (Sutulov, 1963).

2.1.15.1 Clasificación de reactivos de flotación. Se clasifican en tres grupos principales, el cual son los siguientes:

Colectores:

Son compuestos orgánicos heteropolares que tienen por finalidad proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales. La principal característica de la hetero polaridad que presenta es que la parte polar se une a la superficie del mineral debido a los mecanismos de adsorción, que puede ser física o química (Ejem. Z3, Z6, Z11, MT-123, etc.). (Sutulov, 1963)

Modificadores:

Su función es de crear las condiciones propicias de la pulpa, así como, de las superficies de los minerales de tal manera de que los colectores puedan aumentar su

selectividad. Generalmente los modificadores son ácidos, bases y sales inorgánicos y pequeña cantidad de origen orgánico (tanino, almidón, etc.). Dentro de los modificadores, tenemos a los reguladores de pH, en el cual mediante un mecanismo iónico influyen el potencial electrocinético y la película hidratada de los minerales. También están los activadores, el cual facilitan la formación de superficies hidrofóbicas y los depresores que buscan la hidratación de las superficies en los minerales. (Ejem. cal, carbonato, ácido sulfúrico, NaSH etc.) (Alexander Sutulov, 1963).

Espumantes:

Son compuestos orgánicos, con una gran afinidad por el agua, y tienen la finalidad de formar una espuma estable, de tamaño de burbujas adecuadas para llevar las partículas de mineral hacia el concentrado. (Ejem. metil isobutil carbinol (MIBC), Hexanol, H-301, etc.) (Sutulov, 1963).

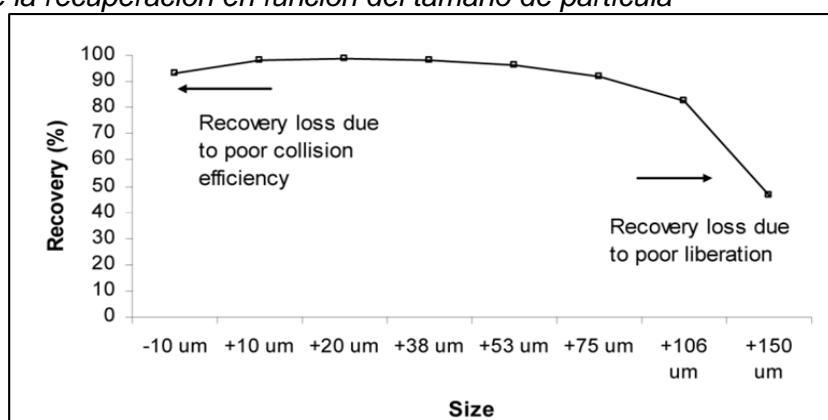
2.2 Marco conceptual

2.2.1 Relación de la recuperación (%) vs el tamaño de partícula (P80)

Las partículas con distintos tamaños y grados de liberación flotan a velocidades diferentes. La recuperación óptima suele lograrse con partículas de tamaño intermedio, ya que las partículas gruesas presentan cinéticas de flotación lentas por su mayor tamaño y baja liberación, mientras que las partículas finas también flotan lentamente debido a su baja eficiencia de colisión durante el proceso de flotación. (kC Runge, 2013)

Figura 31

Influencia de la recuperación en función del tamaño de partícula

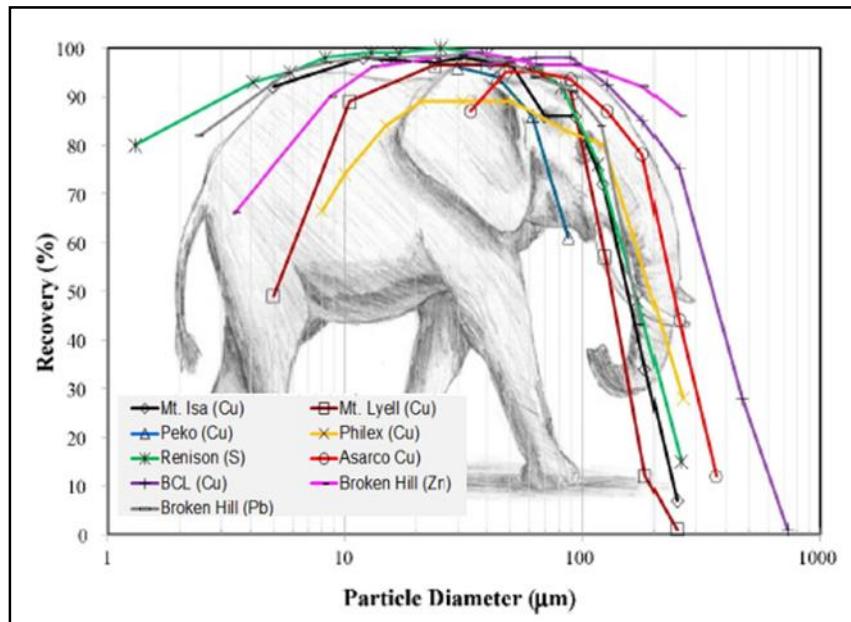


Nota. Adaptado de Particle Size Distribution Effects that Should be Considered when Performing Flotation Geometallurgical Testing, The Second Ausimm International Geometallurgy Conference (2013)..

En la Figura 31, se muestra la influencia de la recuperación en relación con el tamaño de partícula. En el extremo izquierdo se observa una perdida en la recuperación debido a una baja eficiencia de colisión, mientras que en el extremo derecho se observa una perdida en la recuperación debido a una mala liberación de las partículas.

Figura 32

Influencia de la recuperación en función del tamaño de partícula en diversas operaciones mineras



Nota. Adaptado de Minerals, 2022, The Challenges and Prospects of Recovering Fine Copper Sulfides from Tailings Using Different Flotation Techniques (p. 5), por Bilal, M.; Hassan, F.U.; Jeon, S.; Hiroyoshi, N. MDPI.

En la Figura 32, se muestra la influencia de la recuperación de cobre en relación con el tamaño de partícula para diferentes operaciones mineras que procesan mineral de cobre, en el cual se observa que en un rango de 50 μm a 150 μm se obtiene altas recuperaciones, y fuera del rango son partículas que suelen perderse en el relave y no son recuperables.

2.2.2 Molinos de laboratorio

Son aquellos molinos cuya función principal es la reducción de las partículas de la muestra de interés, generando una muestra homogénea y representativa que garantice un análisis preciso y fiable, se pueden trabajar muestras desde 1kg a 50kg. Estos molinos operan con una carga moledora que pueden ser barras o bolas. (Kintek Solution For Researching, 2025)

Figura 33

Molino de bolas de laboratorio



Nota: Adaptado de atlascopper, Fuente (<https://www.atlascopper.com/laboratorio.php>)

En la Figura 33, se muestra molino de bolas usado en laboratorio.

2.2.3 Pruebas de Flotación Batch

Son pruebas que se llevan a cabo de manera discontinua en laboratorio, en celdas mecánicas que pueden tratar muestras de 500 gr, 1 kg o 2kg. Estas celdas trabajan con impulsores, los cuales permiten el corte de flujo de aire permitiendo la formación de finas burbujas y estas ascendiendo hacia la superficie, permitiendo la adhesión de partículas y formando una espuma. Los productos generados después de la flotación en las etapas rougher, scavenger o cleaner, serán secadas y pesadas para su posterior análisis químico.

Figura 34

Celda de flotación denver de laboratorio



Nota. Adaptado de Wills's Mineral Processing Technology (p. 320)), por Barry A. Wills and James A. Finch, 2016, ISBN978008097530, Butterworth - Heinemann

En la Figura 34, se muestra una celda de flotación Denver en plena recolección de espuma de mineral de calcopirita.

2.2.4 *Estadístico t de studen*

Es un método estadístico utilizado para comparar las medias de dos grupos y determinar si la diferencia entre ellas es significativa. Por tal motivo se realiza la siguiente prueba de hipótesis.

2.2.4.1 Pruebas de hipótesis. Proceso estadístico para determinar si en una muestra de datos se puede aceptar o rechazar una afirmación. En este proceso principalmente se comparan dos hipótesis:

2.2.4.1.1 Hipótesis Nula (H₀). La hipótesis nula indica si existe relación entre dos o más variables. Es la hipótesis que se pone a prueba en un análisis estadístico y suele ser una afirmación de "no diferencia" o "no efecto".

2.2.4.1.2 Hipótesis Alterna (H₁). Es lo contrario a la hipótesis nula. Es la afirmación de que sí hay un efecto o una diferencia significativa. Esta hipótesis se acepta si los datos proporcionan suficiente evidencia para rechazar la hipótesis nula.

Procedimiento de una Prueba de Hipótesis.

- Formulación de las Hipótesis:

Establecer la hipótesis nula (H₀) y la hipótesis alternativa (H₁)

- Elección del Nivel de Significancia (α):

El nivel de significancia (α) es la probabilidad de cometer un error, es decir, rechazar la hipótesis nula cuando en realidad es cierta. Un valor comúnmente utilizado es $\alpha=0.05$, lo que implica un 5% de probabilidad de cometer un error.

- Selección de la Prueba Estadística:

Dependiendo del tipo de datos y el objetivo del análisis, se selecciona una prueba estadística adecuada, como la prueba t de Student, ANOVA, prueba de chi-cuadrado, etc.

- Cálculo del Valor P:

El valor p es la probabilidad de observar los resultados obtenidos o algo más extremo bajo la suposición de que la hipótesis nula es cierta.

- Toma de Decisión:

Si el valor p es menor que el nivel de significancia α , se rechaza la hipótesis nula (H_0)

Si el valor p es mayor que α , no se puede rechazar la hipótesis nula. Para el presente estudio hemos tomado el análisis de ANOVA,.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Tipo de la Investigación

La metodología de trabajo que se ha diseñado para el presente estudio corresponde a una investigación del tipo experimental a nivel de laboratorio.

El método general de la investigación científica es el método experimental cuantitativo, ya que se realizó en el laboratorio una serie de pruebas experimentales del tipo estímulo – respuesta bajo control del investigador.

3.2 Diseño de investigación

Se aplicará el diseño experimental, ya que puede manipularse la variable independiente de tal manera de observar cómo influye sobre la variable dependiente, tomando en cuenta la Hipótesis propuesta inicialmente.

3.3 Unidad de análisis

La unidad de análisis procede de un yacimiento tipo Iron Oxide Copper Gold (IOCG), ubicado en la costa central peruana, de donde se recabó la información de estudio para el desarrollo de la tesis.

3.4 Población de estudio

La población de estudio a la cual aplicaremos la investigación es aún mineral de cabeza que presenta leyes importantes de cobre, 0.92% Cu, altos contenidos de plata, 14.2 g/t Ag y contenido de oro relativamente bajo, 0.163 g/t Au.

Las pruebas experimentales se realizaron en un laboratorio metalúrgico ubicado en Lima.

3.5 Tamaño de la muestra

Se obtuvo una muestra de 165Kg de mineral de cabeza a partir del muestreo, el cual se tomó la muestra y se colocó en 7 costales, obteniéndose así, un compósito de 7 muestras representativas.

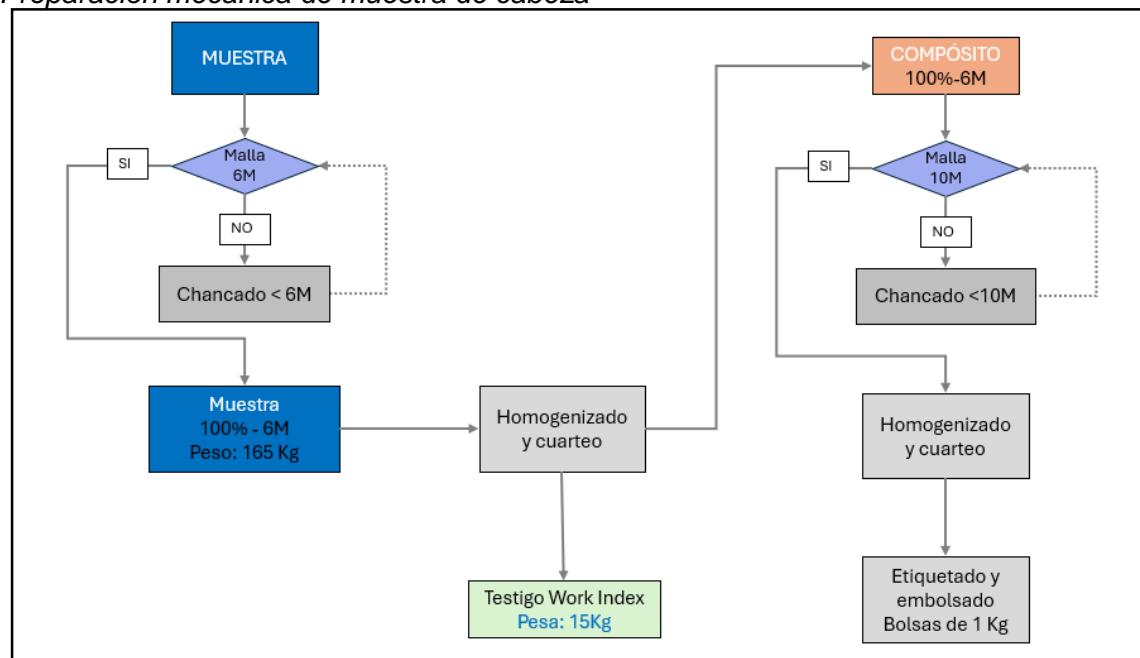
3.6 Técnicas recolección de la información

Las muestras corresponden al mineral fresco de alimentación a los molinos, los cuales presentan una granulometría de 100% - 3". La cantidad de muestra tomada en el muestreo fue de 166 Kg. Se procedió a realizar el cuarteo de la muestra mediante el método manual llamado división por cono; obteniéndose muestras representativas.

La preparación mecánica del mineral de cabeza se realizó siguiendo el procedimiento estándar del laboratorio. Se reservó una muestra testigo de 15 Kg de granulometría 100%-6m para la prueba de Work index y el resto de muestra fue chancado al tamaño de 100% -10m y cuarteada en submuestras representativas de 1 Kg, tal como se indica en la Figura 35.

Figura 35

Preparación mecánica de muestra de cabeza



Fuente: Elaboración propia.

3.7 Análisis e interpretación de información

3.7.1 Caracterización física – química de la muestra

3.7.1.1 Mineralogía de la muestra. La mineralogía de interés al estudio está constituida por Calcopirita, Pirlita aurífera, Pirlita, Esfalerita con inclusiones de plata, Pirrotita, Arsenopirita y Silicatos. La Pirrotita es el sulfuro de mayor abundancia respecto a

la PIRITA y CALCOPIRITA, condición que requiere evaluar su depresión con el propósito de mejorar la calidad del concentrado de cobre.

En la Tabla 2, se muestra el análisis químico de la muestra de mineral de cabeza y su gravedad específica.

Tabla 2

Caracterización física - química de mineral de cabeza

Muestra	Ge	Leyes de Cabeza: %, g/t			
		Cu%	Ag *	*Au	Fe
Mineral Cabeza	2.87	0.92	14.2	0.163	6.51

Fuente: Elaboración propia.

3.7.1.2 Determinación del Work Index (Wi). Se determinó mediante el Método de Bond. Los resultados se muestran en la Tabla 3.

Tabla 3

Determinación de Work Index - Mineral de cabeza

Muestra	F80 (μm)	P80 (μm)	Moliendabilidad (g/rev.)	Wi (kW-h/t)
Mineral Cabeza	2305	102	0.75	22.88

Fuente: Elaboración propia.

3.7.1.3 Análisis químico por ICP del mineral de cabeza. También se realizó la caracterización semi cuantitativa ICP a la muestra de cabeza. Los resultados que se muestran en la Tabla 4, indican que los elementos contaminantes no afectarán significativamente la calidad del concentrado de cobre.

Estos elementos reportan para el Arsénico (As): 74.5 ppm, Antimonio (Sb) < 5 ppm, Bismuto (Bi): 33.5 ppm, Mercurio (Hg): 9 ppm. Ver la tabla 4.

Tabla 4*Caracterización química del mineral de cabeza por ICP*

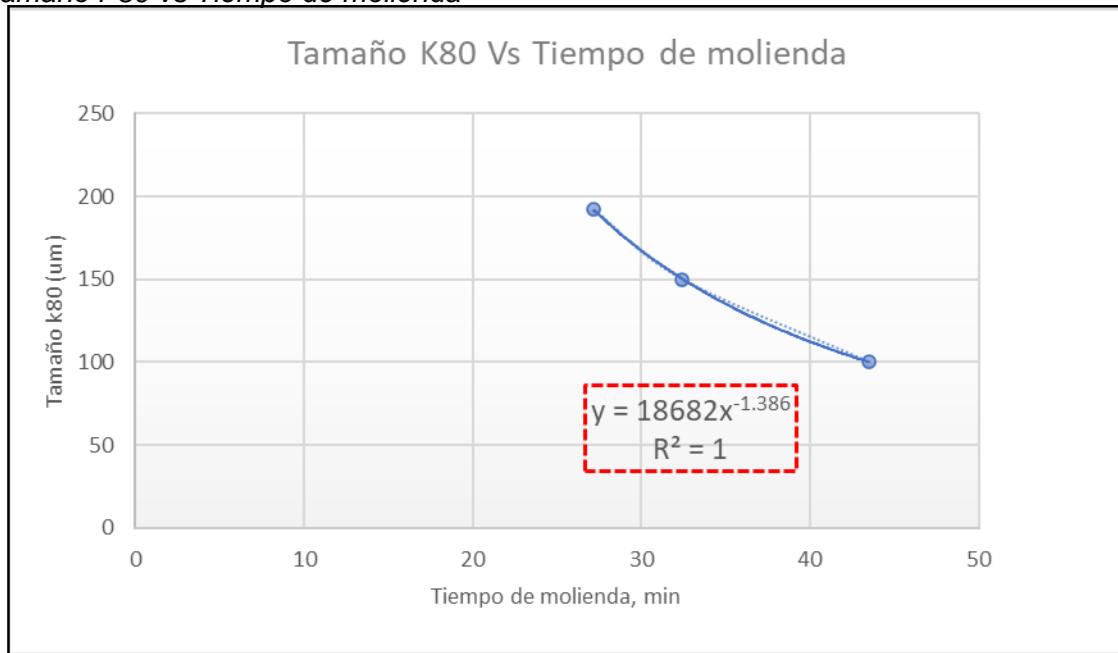
ELEMENTO	UNIDAD	RESULTADO
Ag	ppm	13.10
Al	%	3.04
As	ppm	74.50
Ba	ppm	32.50
Be	ppm	<0.5
Bi	ppm	33.50
Ca	%	2.69
Cd	ppm	9.00
Co	ppm	52.00
Cr	ppm	27.00
Cu	ppm	9077.70
Fe	%	6.84
Ga	ppm	<10
Hg	ppm	9.00
K	%	0.11
La	ppm	6.20
Mg	%	1.38
Mn	ppm	1562.00
Mo	ppm	10.50
Na	%	0.20
Nb	ppm	2.00
Ni	ppm	41.50
P	%	0.09
Pb	ppm	64.50
S	%	2.32
Sb	ppm	<5
Sc	ppm	7.50
Se	ppm	<10
Sn	ppm	29.00
Sr	ppm	33.55
Te	ppm	<10
Ti	%	0.16
Tl	ppm	<2
V	ppm	135
W	ppm	18.5
Y	ppm	5.95
Zn	ppm	2039.5

Fuente: Elaboración propia.

3.7.1.4 Moliendabilidad del mineral de cabeza. Para determinar la moliendabilidad del mineral de cabeza, se realizaron cuatro moliendas a diferentes tiempos en un molino de bolas estándar 8" x 8", con una carga moledora de 7.3 Kg y 66.70% sólidos. Para cada tiempo de molienda se determinó el tamaño P80 y luego se graficó el tamaño P80 (micras) vs tiempo (minutos), según se muestra en la Figura 36.

Figura 36

Tamaño P80 vs Tiempo de molienda



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 5

Moliendabilidad del mineral de cabeza

Tamaño K80 (μm)	Tiempo (min)
192	27.2
150	32.43
100	43.53

Fuente: Elaboración propia.

De la curva respectiva, se determinó los tiempos de molienda para los tamaños P80: 192, 150 y 100 micras, tal como se muestra en la Figura 33 y la Tabla 5.

3.7.1.5 Caracterización granulométrica del mineral de cabeza. Para cada prueba de molienda, correspondiente a los tamaños P80: 192, 150 y 100 micras, se realizaron análisis de mallas valoradas para los elementos Cu, Ag, Au y Fe. Este análisis valorado permite evaluar la distribución metálica en función del grado de molienda y, en este caso, poder determinar los contenidos metálicos en las mallas gruesas y finas para la flotación. Se aprecia que al tamaño P80: 100 micras, como mínimo el 95% de los elementos metálicos de interés se encuentran por debajo del tamaño 150 micras, bastante favorable para la flotación respectiva. En las tablas 6, 7 y 8 y las Figuras 33, 34, 35 y 36 se muestran los resultados.

Tabla 6*Análisis granulométrico valorado, tamaño P80: 192 micras*

Malla	Apertura (μm)	Peso			Ensayos: %, g/t*					Distribución Parcial, %			
		Peso (gr)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado	*Ag	*Au	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe
65	212	151.54	15.31	15.31	84.69	4.93	0.06	0.28	4.33	6.42	6.30	4.95	10.19
100	150	176.14	17.79	33.10	66.90	6.71	0.09	0.45	4.97	10.16	10.98	9.25	13.60
140	105	108.51	10.96	44.06	55.94	8.32	0.09	0.64	5.63	7.76	6.76	8.10	9.49
200	74	92.11	9.30	53.36	46.64	10.54	0.16	0.81	6.12	8.35	10.21	8.71	8.76
400	37	140.39	14.18	67.54	32.46	14.82	0.31	1.19	6.90	17.89	30.14	19.49	15.05
-400		321.35	32.46	100.00	0.00	17.88	0.16	1.32	8.60	49.41	35.61	49.50	42.92
Cabeza calculada		990.04	100.00			11.75	0.15	0.87	6.50	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza ensayada						14.82	0.16	0.91	6.50				

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7*Análisis granulométrico valorado, tamaño P80: 150 micras*

Malla	Apertura (μm)	Peso			Ensayos: %, g/t*					Distribución Parcial, %			
		Peso (gr)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado	*Ag	*Au	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe
65	212	49.83	5.00	5.00	95.00	5.66	0.05	0.27	4.27	2.55	1.58	1.44	3.19
100	150	150.01	15.04	20.04	79.96	5.16	0.11	0.38	4.60	7.01	10.49	6.11	10.35
140	105	135.87	13.62	33.66	66.34	6.87	0.13	0.54	5.10	8.45	11.22	7.87	10.39
200	74	113.71	11.40	45.06	54.94	9.36	0.16	0.74	5.85	9.63	11.56	9.03	9.98
400	37	161.65	16.21	61.26	38.74	11.58	0.18	1.13	6.72	16.94	18.49	19.59	16.30
-400		386.37	38.74	100.00	0.00	15.85	0.19	1.35	8.59	55.42	46.65	55.95	49.79
Cabeza calculada		990.04	997.44	100.00			11.08	0.16	0.93	6.68	100.00	100.00	100.00
Cabeza ensayada							14.82	0.16	0.91	6.50			

Fuente: Elaboración propia.

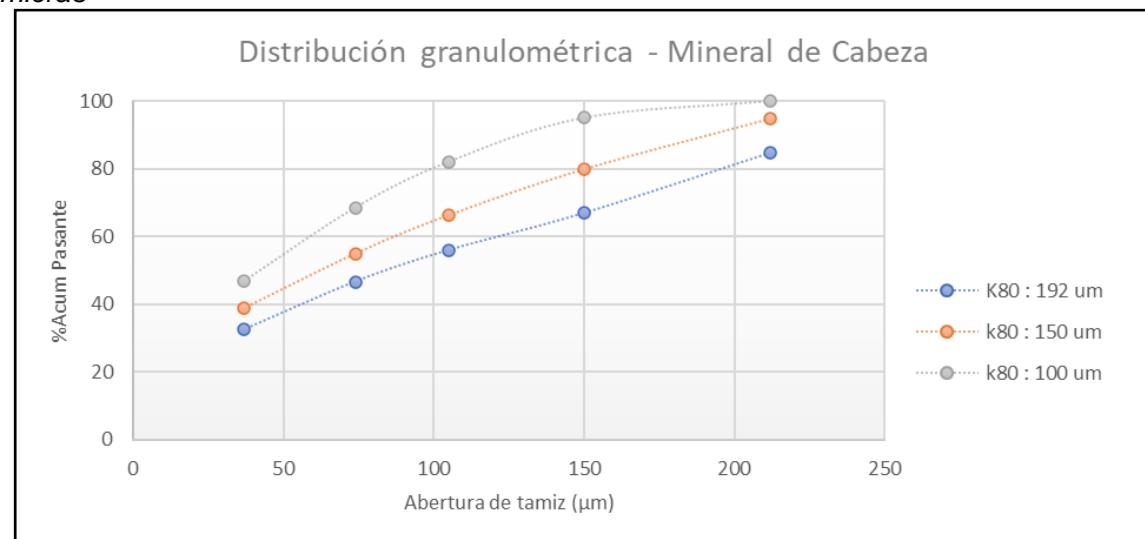
Tabla 8*Análisis granulométrico valorado, tamaño P80: 100 micras*

Malla	Apertura (μm)	Peso			Ensayos: %, g/t*					Distribución Parcial, %			
		Peso (gr)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado	*Ag	*Au	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe
65	212	0.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
100	150	49.05	4.93	4.93	95.07	5.10	0.05	0.25	4.35	1.88	1.73	1.36	3.31
140	105	130.07	13.07	18.00	82.00	6.69	0.08	0.37	4.64	6.53	7.33	5.34	9.36
200	74	134.80	13.55	31.55	68.45	8.47	0.12	0.54	5.26	8.57	11.39	8.07	11.00
400	37	216.57	21.77	53.32	46.68	12.24	0.20	0.89	5.98	19.89	30.50	21.38	20.09
-400		464.35	46.68	100.00	0.00	18.12	0.15	1.24	7.81	63.14	49.05	63.85	56.25
Cabeza calculada		994.84	100.00			13.40	0.14	0.91	6.48	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza ensayada						14.82	0.16	0.91	6.50				

Fuente: Elaboración propia.

Figura 37

Distribución granulométrica valorada del mineral de cabeza, tamaños P80: 192, 150 y 100 micras

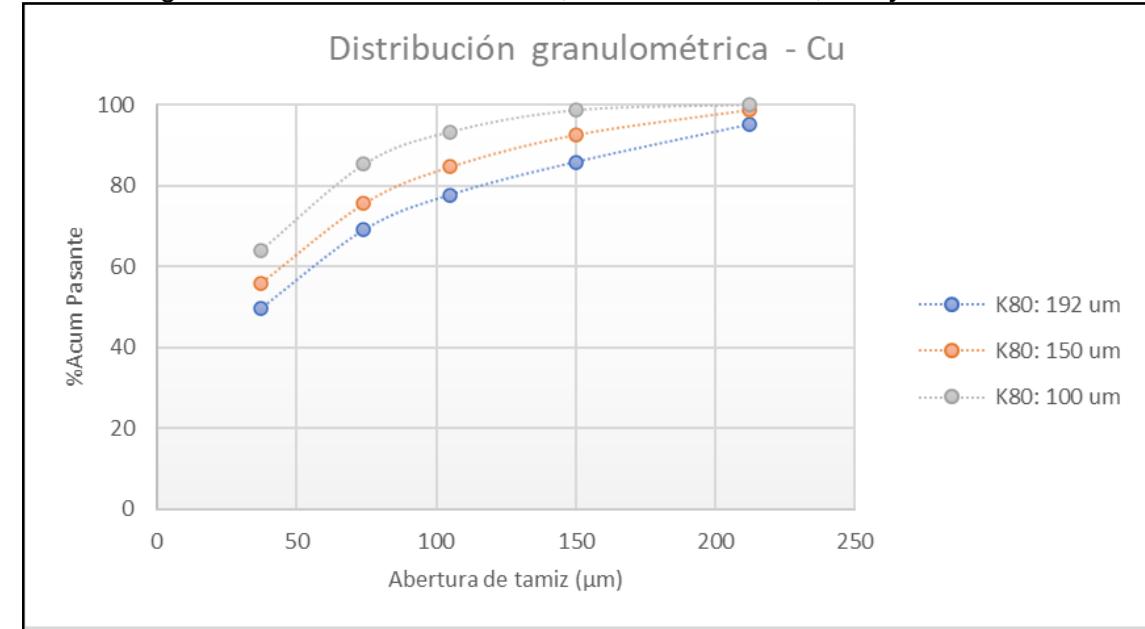


Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 37, se muestra la distribución valorada del mineral de cabeza a diferentes tamaños de partícula respecto al porcentaje pasante de acuerdo con la abertura del tamiz.

Figura 38

Distribución granulométrica valorada de Cu, tamaños P80: 192, 150 y 100 micras

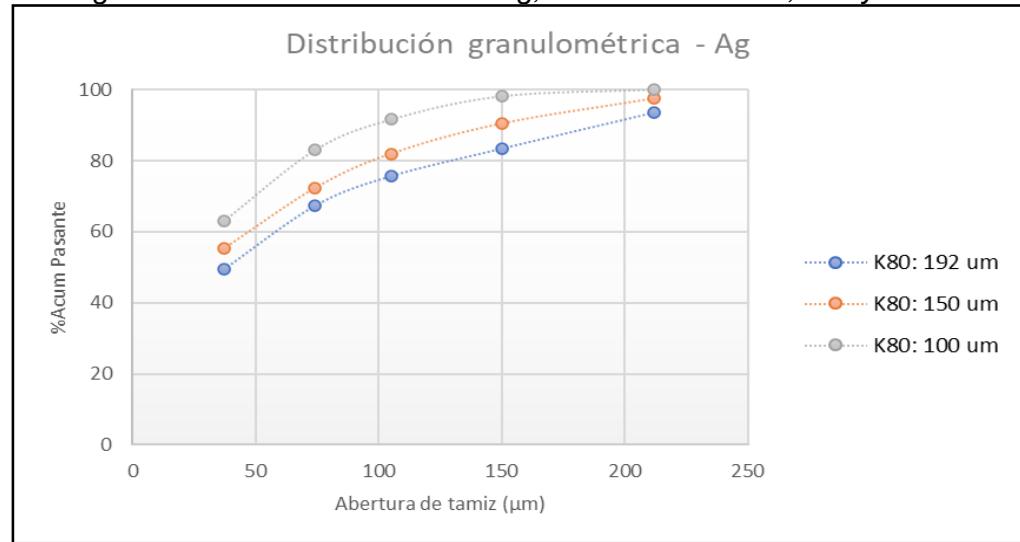


Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 38, se muestra la distribución valorada del mineral de Cu a diferentes tamaños de partícula respecto al porcentaje pasante de acuerdo con la abertura del tamiz.

Figura 39

Distribución granulométrica de valorada de Ag, tamaños P80: 192, 150 y 100 micras

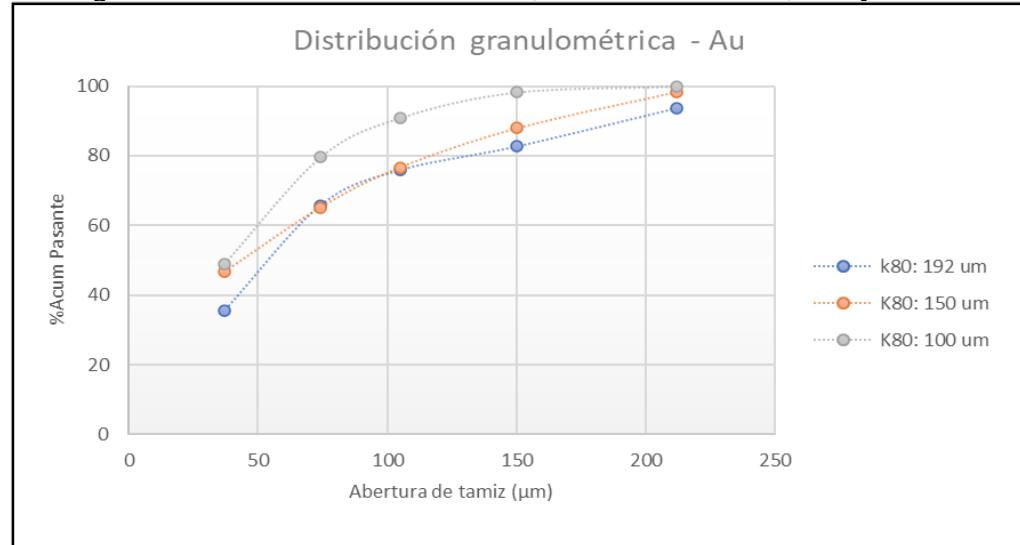


Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 39, se muestra la distribución valorada del mineral de Ag a diferentes tamaños de partícula respecto al porcentaje pasante de acuerdo con la abertura del tamiz.

Figura 40

Distribución granulométrica de valorada de Au, tamaños P80: 192, 150 y 100 micras



Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 40, se muestra la distribución valorada del mineral de Au a diferentes tamaños de partícula respecto al porcentaje pasante de acuerdo con la abertura del tamiz.

3.7.1.6 Pruebas de flotación.

3.7.1.6.1 Pruebas de flotación batch a condiciones estándar. El objetivo de las pruebas de flotación a nivel de laboratorio fue evaluar el efecto del tamaño de las partículas

P80: 192, 150 y 100 micras sobre la recuperación del cobre, oro y plata. Las primeras pruebas de flotación con estos tamaños se realizaron con agua de procesos a las condiciones estándar, que se indican a continuación en la Tabla 9.

Tabla 9

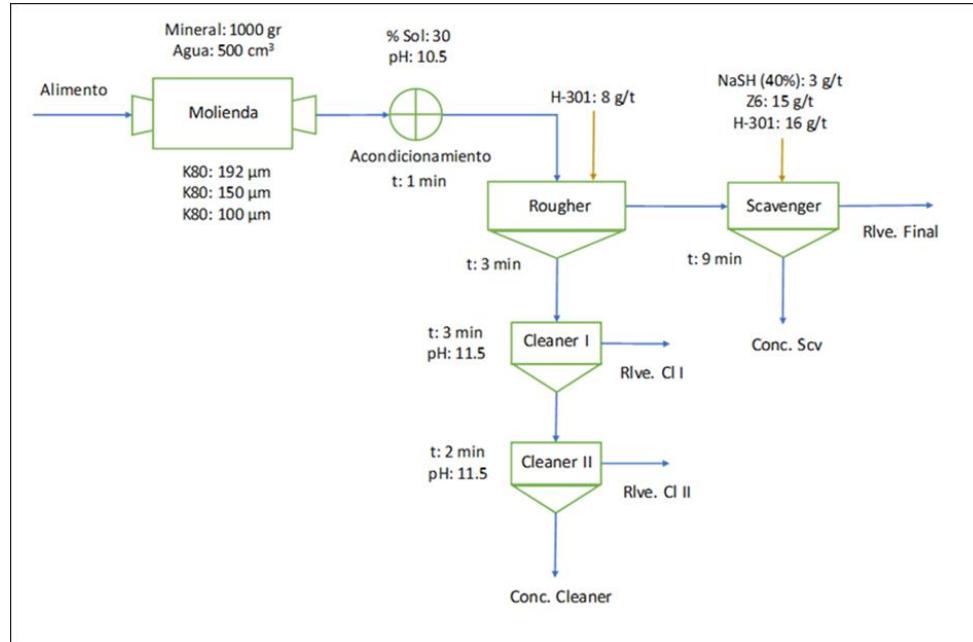
Condiciones y dosificación de reactivos

Etapas	Reactivos, g/t				%Solidos	Tiempo min	pH
	Cal viva (87% CaO)	MT-123	Z6	H-301	NaSH (40%)		
Molienda	700				66.67	*	10.5
Acond		8			30	1	10.5
Rougher			8			3	
Scavenger		15	16	3		9	
Cleaner I						3	11.5
Cleaner II						2	11.5

Fuente: Elaboración propia.

Figura 41

Estándar de flotación



Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 41, se muestra el estándar de flotación tomado para el desarrollo de las pruebas de flotación a diferentes tamaños de partículas; P80: 192, 150 y 100 micras.

3.7.1.6.2 Resultados de las pruebas de flotación estándar. En las tablas 10, 11 y 12, se resumen los resultados de las pruebas de flotación con los tamaños P80: 192, 150 y 100 micras.

Tabla 10

Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 192 micras (Prueba 1)

PRODUCTOS	Peso		Ensajes: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	26.48	2.65	22.38	21.94	229.49	4.40	70.52	8.76	51.33	71.67
2) Relave cleaner 2 de Cu	8.49	0.85	9.61	17.28	110.43		9.71	2.21	7.92	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	24.07	2.41	1.07	11.57	17.80	0.22	3.06	4.20	3.62	3.26
4) Concentrado Scavenger de Cu	76.16	7.64	1.13	16.55	21.83		10.24	19.01	14.04	0.00
5) Relave Final de Cu	862.21	86.44	0.06	5.06	3.17	0.01	6.46	65.81	23.09	5.30
Cabeza Calculada	997.41	100.00	0.84	6.65	11.87	0.13	100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	34.97	3.51	19.28	20.81	200.58		80.23	10.98	59.25	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	59.04	5.92	11.86	17.04	126.07		83.29	15.18	62.87	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	135.20	13.56	5.81	16.76	67.35		93.54	34.19	76.91	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 11*Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 192 micras (Prueba 2)*

PRODUCTOS	Peso		Ensajes: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	26.12	2.62	22.42	22.30	232.45	4.19	70.00	8.78	51.97	67.24
2) Relave cleaner 2 de Cu	8.02	0.80	9.54	18.40	112.05		9.15	2.22	7.69	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	23.56	2.36	1.10	10.40	16.26	0.25	3.10	3.69	3.28	3.62
4) Concentrado Scavenger de Cu	77.10	7.72	1.21	15.80	20.85		11.15	18.36	13.76	0.00
5) Relave Final de Cu	863.80	86.50	0.06	5.14	3.15	0.02	6.61	66.94	23.29	7.96
Cabeza Calculada	998.60	100.00	0.84	6.64	11.70	0.13	100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	34.14	3.42	19.39	21.38	204.17		79.14	11.01	59.67	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	57.70	5.78	11.92	16.90	127.44		82.24	14.70	62.95	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	134.80	13.50	5.80	16.27	66.48		93.39	33.06	76.71	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 12

Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 192 micras (Prueba 3)

PRODUCTOS	Peso		Ensajes: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	27.10	2.71	23.20	22.60	234.50	4.09	71.79	9.21	53.02	68.06
2) Relave cleaner 2 de Cu	7.85	0.79	9.40	18.20	113.40		8.43	2.15	7.43	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	23.90	2.39	1.07	10.20	15.48	0.30	2.92	3.67	3.09	4.40
4) Concentrado Scavenger de Cu	75.83	7.59	1.15	14.90	21.40		9.96	16.99	13.54	0.00
5) Relave Final de Cu	864.50	86.52	0.07	5.23	3.18	0.01	6.91	67.99	22.93	7.43
Cabeza Calculada	999.18	100.00	0.88	6.66	12.00	0.13	100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	34.95	3.50	20.10	21.60	207.30		80.21	11.35	60.44	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	58.85	5.89	12.37	16.98	129.40		83.13	15.02	63.53	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	134.68	13.49	6.05	15.80	68.59		93.09	31.99	77.07	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 13*Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 192 micras (Prueba 4)*

PRODUCTOS	Peso		Ensayos: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	25.90	2.59	23.45	22.40	232.38	4.13	70.91	8.59	50.58	65.69
2) Relave cleaner 2 de Cu	7.40	0.74	9.18	18.15	115.20		7.93	1.99	7.16	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	25.40	2.54	1.23	10.31	14.35	0.36	3.65	3.88	3.06	5.62
4) Concentrado Scavenger de Cu	77.20	7.73	1.16	14.20	19.95		10.46	16.24	12.94	0.00
5) Relave Final de Cu	863.10	86.40	0.07	5.42	3.62	0.01	7.05	69.30	26.26	7.42
Cabeza Calculada	999.00	100.00	0.86	6.76	11.91	0.13	100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	33.30	3.33	20.28	21.45	206.34		78.84	10.58	57.32	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	58.70	5.88	12.04	16.63	123.26		82.49	14.46	60.80	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	135.90	13.61	5.86	15.24	64.58		92.95	30.69	73.74	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 14

Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 150 micras (Prueba 1)

PRODUCTOS	Peso		Ensayos: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	30.09	3.02	21.56	21.75	228.93	4.03	75.59	9.60	59.35	74.52
2) Relave cleaner 2 de Cu	8.50	0.85	6.98	16.16	88.89		6.91	2.02	6.51	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	33.96	3.40	1.04	11.64	20.70	0.21	4.12	5.80	6.06	4.38
4) Concentrado Scavenger de Cu	78.45	7.87	0.87	16.99	13.78		7.95	19.56	9.31	0.00
5) Relave Final de Cu	847.30	84.95	0.06	5.07	2.57	0.02	5.43	63.03	18.76	8.33
Cabeza Calculada	998.30	100.09	0.86	6.83	11.63		100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	38.59	3.87	18.35	20.52	198.08		82.50	11.62	65.87	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	72.55	7.27	10.25	16.36	115.05		86.62	17.42	71.92	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	151.00	15.14	5.38	16.69	62.44		94.57	36.97	81.24	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 15

Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 150 micras (Prueba 2)

PRODUCTOS	Peso		Ensayos: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	31.10	3.12	21.20	22.42	226.84	4.03	75.90	10.39	58.20	77.12
2) Relave cleaner 2 de Cu	7.94	0.80	6.56	17.15	89.60		6.00	2.03	5.87	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	34.40	3.45	1.12	12.14	21.45	0.21	4.44	6.23	6.09	4.44
4) Concentrado Scavenger de Cu	76.86	7.71	0.95	17.45	14.56		8.41	20.00	9.23	0.00
5) Relave Final de Cu	846.80	84.93	0.05	4.86	2.95	0.02	5.26	61.35	20.61	8.34
Cabeza Calculada	997.10	100.00	0.87	6.73	12.16		100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	39.04	3.92	18.22	21.35	198.93		81.90	12.43	64.07	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	73.44	7.37	10.21	17.03	115.80		86.33	18.65	70.16	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	150.30	15.07	5.48	17.25	64.03		94.74	38.65	79.39	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 16

Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 150 micras (Prueba 3)

PRODUCTOS	Peso		Ensajes: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	29.30	2.94	20.23	21.86	229.53	4.05	73.24	10.45	56.64	72.89
2) Relave cleaner 2 de Cu	8.64	0.87	6.63	16.83	91.42		7.08	2.37	6.65	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	33.80	3.39	1.09	12.10	22.30	0.24	4.55	6.67	6.35	4.99
4) Concentrado Scavenger de Cu	78.86	7.90	0.94	17.10	14.87		9.16	22.01	9.88	0.00
5) Relave Final de Cu	847.20	84.91	0.06	4.23	2.87	0.02	5.97	58.49	20.48	9.38
Cabeza Calculada	997.80	100.00	0.81	6.14	11.90		100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	37.94	3.80	17.13	20.71	198.08		80.32	12.83	63.30	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	71.74	7.19	9.57	16.66	115.26		84.87	19.50	69.64	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	150.60	15.09	5.05	16.89	62.69		94.03	41.51	79.52	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 17

Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 150 micras (Prueba 4)

PRODUCTOS	Peso		Ensayos: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	29.86	2.99	20.95	22.02	228.45	4.30	75.85	9.92	54.46	78.82
2) Relave cleaner 2 de Cu	8.83	0.88	6.04	16.10	92.40		6.47	2.15	6.51	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	32.95	3.30	1.23	11.87	22.10	0.29	4.91	5.90	5.81	5.87
4) Concentrado Scavenger de Cu	79.43	7.95	0.76	17.60	15.43		7.32	21.10	9.78	0.00
5) Relave Final de Cu	848.30	84.88	0.05	4.76	3.46	0.02	5.45	60.93	23.43	8.85
Cabeza Calculada	999.37	100.00	0.83	6.63	12.53		100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	38.69	3.87	17.55	20.67	197.40		82.32	12.07	60.97	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	71.64	7.17	10.04	16.62	116.77		87.23	17.97	66.78	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	151.07	15.12	5.16	17.14	63.49		94.55	39.07	76.57	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 18

Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 100 micras (Prueba 1)

PRODUCTOS	Peso		Ensajes: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	30.64	3.07	22.20	21.88	228.44	4.22	79.67	10.51	59.12	78.95
2) Relave cleaner 2 de Cu	7.47	0.75	7.86	17.05	82.44		6.88	2.00	5.20	
3) Relave cleaner 1 de Cu	27.17	2.72	1.24	11.24	18.29	0.19	3.95	4.79	4.20	3.15
4) Concentrado Scavenger de Cu	70.48	7.07	0.56	16.53	18.85		4.62	18.26	11.22	
5) Relave Final de Cu	868.99	87.12	0.05	4.73	2.76	0.01	4.89	64.44	20.26	5.31
Cabeza Calculada	1004.75	100.74	0.85	6.35	11.78		100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	38.11	3.82	19.39	20.93	199.82		86.55	12.51	64.32	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	65.28	6.54	11.84	16.90	124.27		90.49	17.29	68.52	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	135.76	13.61	5.98	16.71	69.54		95.11	35.56	79.74	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 19

Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 100 micras (Prueba 2)

PRODUCTOS	Peso		Ensajes: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	31.30	3.11	22.24	22.12	229.46	4.13	79.47	10.98	59.05	78.90
2) Relave cleaner 2 de Cu	7.80	0.78	8.30	17.36	83.21		7.39	2.15	5.34	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	26.95	2.68	1.32	12.20	17.86	0.26	4.06	5.22	3.96	4.28
4) Concentrado Scavenger de Cu	71.30	7.09	0.58	15.96	19.56		4.72	18.05	11.47	0.00
5) Relave Final de Cu	867.86	86.34	0.04	4.62	2.83	0.01	4.36	63.60	20.19	6.36
Cabeza Calculada	1005.21	100.00	0.87	6.27	12.10		100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	39.10	3.89	19.46	21.17	200.28		86.86	13.13	64.38	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	66.05	6.57	12.06	17.51	125.85		90.92	18.35	68.34	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	137.35	13.66	6.10	16.71	70.67		95.64	36.40	79.81	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 20

Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 100 micras (Prueba 3)

PRODUCTOS	Peso		Ensajes: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	29.87	2.98	22.13	22.46	228.46	4.23	80.85	10.48	57.01	77.23
2) Relave cleaner 2 de Cu	7.20	0.72	7.68	17.53	83.12		6.76	1.97	5.00	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	28.20	2.81	1.56	12.42	18.16	0.28	5.38	5.47	4.28	4.83
4) Concentrado Scavenger de Cu	69.85	6.96	0.36	16.53	17.98		3.08	18.04	10.49	0.00
5) Relave Final de Cu	868.52	86.54	0.04	4.72	3.20	0.01	3.93	64.04	23.22	6.37
Cabeza Calculada	1003.64	100.00	0.81	6.38	11.93		100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	37.07	3.69	19.32	21.50	200.23		87.61	12.45	62.01	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	65.27	6.50	11.65	17.58	121.57		92.99	17.92	66.29	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	135.12	13.46	5.81	17.04	68.02		96.07	35.96	76.78	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 21*Resultados de las pruebas de flotación batch estándar a P80: 100 micras (Prueba 4)*

PRODUCTOS	Peso		Ensajes: %, *g/t				Recuperación, %			
	gr	%	Cu	Fe	Ag	Au	Cu	Fe	Ag	Au
1) Concentrado cleaner 2 de Cu	28.96	2.88	22.56	23.10	228.16	4.35	77.40	10.24	53.46	76.90
2) Relave cleaner 2 de Cu	8.75	0.87	7.46	17.26	83.45		7.73	2.31	5.91	0.00
3) Relave cleaner 1 de Cu	29.56	2.94	1.89	12.58	18.54	0.25	6.62	5.69	4.43	4.51
4) Concentrado Scavenger de Cu	70.24	6.99	0.46	16.49	18.26		3.83	17.73	10.38	0.00
5) Relave Final de Cu	867.49	86.32	0.04	4.82	3.68	0.01	4.42	64.02	25.83	7.52
Cabeza Calculada	1005.00	100.00	0.84	6.50	12.30		100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			0.91	6.50	14.82	0.16				
1+2) Concentrado cleaner 1 de Cu	37.71	3.76	19.06	21.74	194.58		85.13	12.55	59.36	
1+2+3) Concentrado rougher de Cu	67.27	6.70	11.51	17.72	117.23		91.75	18.25	63.80	
1+2+3+4) Concentrado Ro + Scv de Cu	137.51	13.70	5.87	17.07	66.67		95.58	35.93	74.17	

Fuente: Elaboración propia.

Con la información obtenida desde la Tabla 10 a la Tabla 21, se realizó una regresión lineal para las recuperaciones rougher y total de Cu respecto a los P80: 192, 150 y 100 micras, obteniéndose las siguientes ecuaciones:

$$(\text{Rec Rougher de Cu} = -0.0954 * \text{Tamaño P80} + 100.92, R^2=0.9953)$$

y

$$(\text{Rec Total de Cu} = -0.0256 * \text{Tamaño P80} + 98.204, R^2= 0.9944)$$

Tabla 22

Recuperación rougher y total de cobre para diferentes tamaños de P80

Tamaño P80 (μm)	% Rec Rougher Cu	% Rec Total Cu
75	93.77	96.28
100	91.38	95.64
125	89.00	95.00
150	86.61	94.36
170	84.70	93.85
185	83.27	93.47
192	82.60	93.29
200	81.84	93.08

Fuente: Elaboración propia.

Se puede observar en la Tabla 22 que las recuperaciones tienden a incrementarse desde tamaños gruesos a tamaños finos de partícula, con valores de recuperación que van desde 81.84% (rougher) y 93.08% (total) para el tamaño P80: 200 micras, incrementándose hasta 93.77% (rougher) y 96.28% (total) para el tamaño P80: 75 micras.

En la Tabla 23, se muestra la capacidad de tratamiento de molienda, variando el (F80: 4,000 μm , 4,300 μm y 4,400 μm) y (P80: 100 μm , 125 μm , 150 μm , 170 μm , 185 μm y 192 μm) observándose que la producción de finos de cobre se da en el rango de los gruesos, entre 185 μm -192 μm . Asimismo, se observa que, a mayor recuperación, menor es la producción de finos y mayor es el consumo de energía específica.

Tabla 23*Capacidad de tratamiento Vs P80, y producción de finos de Cu*

Wi (Bond):		23	kW-h/t	Disponibilidad planta (%):		96.71	Indicadores			
Eff-eje molino (%):		90		Eff. eje Motor (%):		96.22				
Alimento	Producto	Cap. Promedio	E(corrg) eje	Potencia total planta		Recup primaria	Producción Proyectada			
F80, micras	P80, micras	t/d	molino, kW-h/t	kW-eje motor	HP-eje motor	HP instalado	%	Ley Cu, %	Recup Global, %	Finos Cu
4,400	192	9,890	13.303	6,298	8,439.64	8,771	93.29	0.8	88.63	70.12
4,400	185	9,661	13.618	6,299	8,440.08	8,771	93.47	0.8	88.80	68.63
4,400	170	9,165	14.358	6,299	8,440.93	8,771	93.85	0.8	89.16	65.37
4,400	150	8,482	15.512	6,299	8,440.08	8,771	94.36	0.8	89.64	60.83
4,400	125	7,594	17.328	6,299	8,441.02	8,771	95.00	0.8	90.25	54.83
4,400	100	6,650	19.788	6,299	8,441.08	8,771	95.64	0.8	90.86	48.34
4,300	192	9,920	13.262	6,298	8,439.40	8,771	93.29	0.8	88.63	70.33
4,300	185	9,690	13.578	6,298	8,439.64	8,771	93.47	0.8	88.80	68.84
4,300	170	9,190	14.317	6,299	8,440.28	8,771	93.85	0.8	89.16	65.55
4,300	150	8,504	15.471	6,298	8,439.83	8,771	94.36	0.8	89.64	60.99
4,300	125	7,610	17.287	6,298	8,438.99	8,771	95.00	0.8	90.25	54.94
4,300	100	6,663	19.747	6,299	8,440.22	8,771	95.64	0.8	90.86	48.43
4,000	192	10,020	13.132	6,299	8,440.38	8,771	93.29	0.8	88.63	71.04
4,000	185	9,785	13.447	6,299	8,440.26	8,771	93.47	0.8	88.80	69.51
4,000	170	9,275	14.186	6,299	8,440.50	8,771	93.85	0.8	89.16	66.15
4,000	150	8,577	15.341	6,299	8,440.28	8,771	94.36	0.8	89.64	61.51
4,000	125	7,669	17.156	6,299	8,440.04	8,771	95.00	0.8	90.25	55.37
4,000	100	6,707	19.616	6,298	8,439.66	8,771	95.64	0.8	90.86	48.75

Fuente: Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

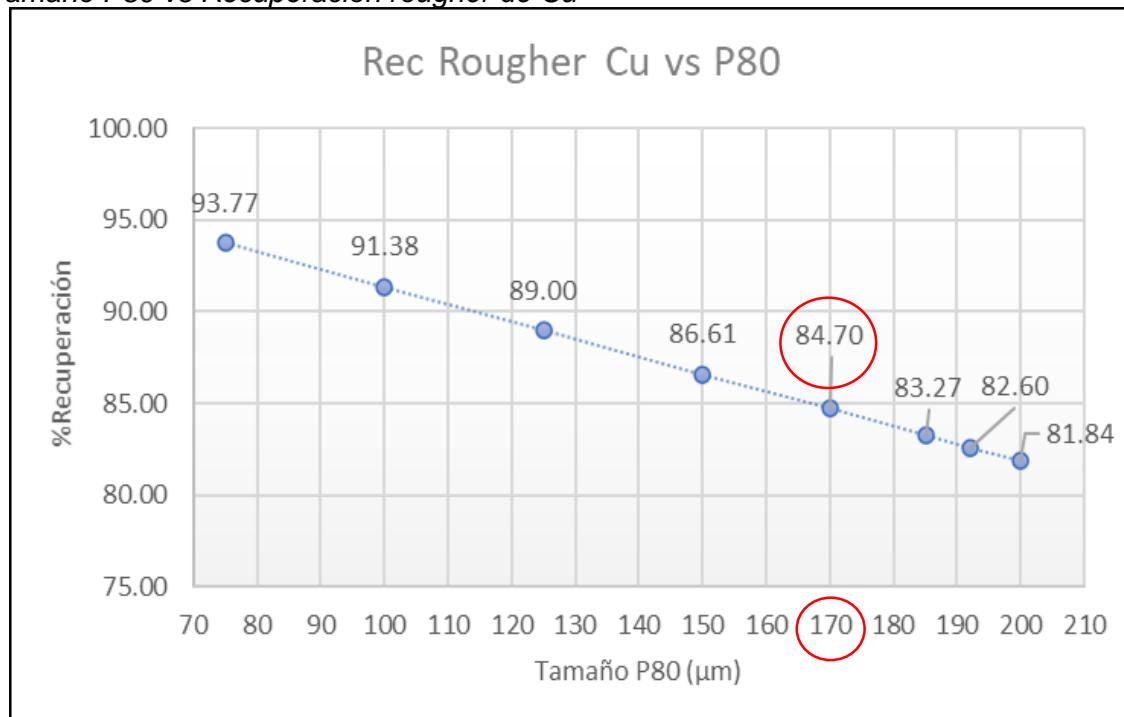
Analizaremos cada cuadro estadístico que nos proporciona el programa Minitab e interpretaremos los resultados.

4.1 Análisis de los resultados de la investigación

Los resultados de las pruebas de flotación Batch con los tamaños P80 nos indican que las recuperaciones tienden a incrementarse a medida que el mineral va desde tamaños gruesos a tamaños finos de partícula.

Figura 42

Tamaño P80 vs Recuperación rougher de Cu

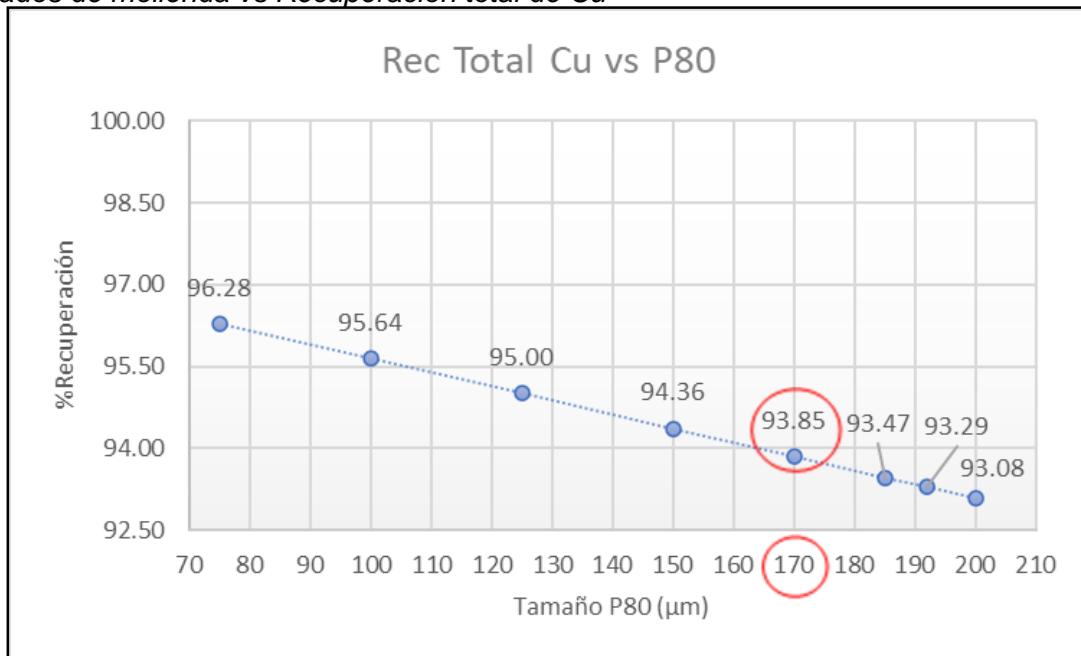


Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 42, se muestra el incremento de la recuperación en la etapa rougher desde 81.84% para un P80 200 micras hasta 93.77% para el tamaño P80 75 micras.

Figura 43

Grados de molienda vs Recuperación total de Cu



Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 43, se muestra el incremento de la recuperación total desde 93.08% para un P80 200 micras hasta 96.28% para el tamaño P80 75 micras.

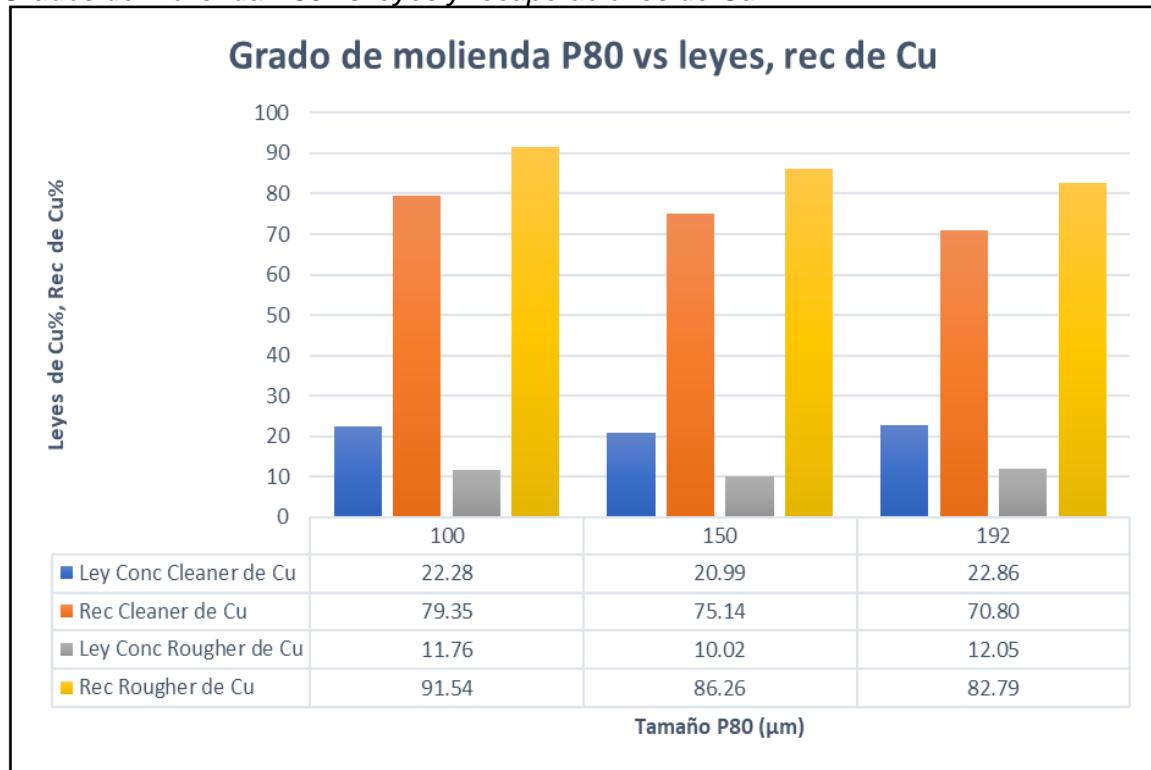
Asimismo, observando las mismas Figuras 42 y 43, tomando como referencia la recuperación de cobre del tamaño P80: 170 micras (valor que se viene manejando en la operación actual para la cual se busca optimizar) la recuperación de cobre disminuye cuando el tamaño P80 se desplaza hacia el rango de partículas gruesas y aumenta cuando el P80 se desplaza hacia las fracciones finas. Cuando el tamaño P80 se encuentra en rango de 185 – 192 micras, a pesar de que la recuperación de cobre es menor, debido al mayor tonelaje de tratamiento, se producirá mayor contenido de finos de cobre con respecto al tamaño P80: 170 micras, que reporta mayor recuperación de cobre, pero menor tonelaje de tratamiento, según la Tabla 23.

Partiendo de esta observación, se deduce que el P80 recomendable para operación estará en el rango de las fracciones gruesas.

Dentro de los parámetros aceptables de recuperación de cobre y ley de cobre en el concentrado de cobre, se debería optar por el tamaño P80 que permita mayor tonelaje de tratamiento y mayor contenido de finos de cobre.

Figura 44

Grados de molienda P80 vs leyes y recuperaciones de Cu



Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 44, Se muestran las leyes de cobre en el concentrado (2^a Limpieza) permanece constante con la tendencia a 22% Cu para los tres tamaños analizados.

Minemetallurgy SAC (agosto 2021), en su informe “Análisis mineralógico de grado de liberación y estudio de microscopía correspondiente a tres muestras” reporta que según la microscopía electrónica aplicada a la muestra -200 mallas de un concentrado, el oro no está libre y que se observa dos tipos de pirita, un grupo que contiene oro como solución sólida y otro grupo que no contiene oro, y que la plata también está como stutzita (Ag, Te) en solución sólida en la pirita y en la marmatita. Ver la tabla 24.

Tabla 24*Especies portadoras de oro y plata*

Minerales	Composición Química (%)																	Total	
	S	Fe	Cu	Ag	Ag	O	Te	Na	P	Si	Ca	K	Cl	Al	Mg	Mn	Zn	Ti	Pb
Plagioclasas (andesina)						42.59		4.83		32.38	5.36			14.85					100
Pirrotita	41.72	58.28																	100
Pirita	55.16	44.84																	100
Calcocipirita	38.21	29.32	32.46																100
Esfena						41.19				17.79	20.66						20.36		100
Augita		5.7				39.07				28.31	17.54			2.34	6.91		0.13		100
Apatita						39.67				19.87	39.72			0.74					100
Galena en Pirita	30.26	20.82															48.92		100
Esfalerita (Marmatita)	35.74	10.65	0.27													53.34			100
Pirita + Au	54.34	44.66		1															100
Pirita + Au	54.06	44.15		1.79															100
Pirita + Au	54.11	45.27		0.62															100
Galena	17.12																82.88		100
Esfalerita (Marmatita)	37.73	9.89	0.36													52.02			100
Galena	15.79																84.21		100
Stutzita en Pirita			54.53			45.47													100
Galena en Esfalerita (marmatita)	19.73	5.32														9.98	64.97		100
Galena en Pirita	31.25	22.56															46.19		100
Galena en Calcocipirita	16.71	7.09	6.11														70.09		100
Pirita	53.72	46.28																	100
Muestra total	3.42	7.36	0.52		40.74	1.25		24.46	9.17	0.95	0.16	7.89	3.61	0.46					100

Nota: Adaptado de análisis mineralógico de grado de liberación y estudio de microscopía electrónica correspondiente a tres muestras, por MINEMETALLURGY S.A.C., 2021.

En este informe también se observa que, según la Tabla 25, en las fracciones +100 y +200 mallas, la calcopirita (cp), pirita (py) y la pirrotita (po) no alcanzan el grado de liberación (75%) para obtener un concentrado con calidad comercial, lo que indica que estas fracciones requieren una etapa de remolienda.

Por otro lado, según la Tabla 26 en estas fracciones la pirrotita es el sulfuro más abundante, seguido de la pirita y en menor abundancia la calcopirita.

Tabla 25

Grado de liberación mineralógica

MALLA	GRADO DE LIBERACIÓN		
	Cp	Py	Po
100	49.9	68.7	49.6
200	63.6	67.1	58.5
-200	92.5	93	95.8

Nota: Adaptado de análisis mineralógico de grado de liberación y estudio de microscopia electrónica correspondiente a tres muestras, por MINEMETALLURGY S.A.C., 2021.

Tabla 26

Abundancia mineralógica

MALLA	ABUNDANCIA % PESO		
	Cp	Py	Po
100	1.9	1.9	4.7
200	2.1	5.5	4.9
-200	4.8	3.6	8.9

Nota: Adaptado de análisis mineralógico de grado de liberación y estudio de microscopia electrónica correspondiente a tres muestras, por MINEMETALLURGY S.A.C., 2021.

4.2 Pruebas de hipótesis

Se ha tomado la relación de la recuperación (%), la energía específica (kW-h/t) respecto al tamaño de partícula a flotación (P80).

En el primer caso es relacionar % Recuperación de Cu total vs el tamaño de partícula, por lo que se tiene lo siguiente para la prueba de hipótesis:

H0: Si se trabaja a granulometrías mayores al tamaño óptimo de partícula, la recuperación aumenta,

H1: Si se trabaja a granulometrías mayores al tamaño óptimo de partícula, la recuperación disminuye.

Tabla 27*Tamaños de partícula P80 Vs Recuperaciones totales de Cu (%)*

P80(um)			
	100	150	192
%Rec	95.11	94.57	93.54
	95.64	94.74	93.39
	96.07	94.03	93.09
	95.58	94.55	92.95

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 27, se muestran los valores promedio de las recuperaciones totales de cobre, para los 3 tamaños de partículas.

Tabla 28*Relación para P80:100 μm y P80:192 μm sobre la Recuperación (%)*

P80	100	192
	95.60141	93.24112
Variance	0.15271	0.07319
Observations	4	4
Pooled Variance	0.11295	
Hypothesized Mean Difference	0.00000	
df	6	
t Stat	9.93198	
P(T \leq t) one-tail	0.00003	
t Critical one-tail	1.94318	
P(T \leq t) two-tail	0.00006	
t Critical two-tail	2.44691	
Mean difference	2.36029	

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 28, se puede observar que el valor de $p = 3.01089\text{E-}05$, el cual nos indica que existe una relación entre ambas variables, y sobre todo $p < 0.05$, por lo que se rechaza la hipótesis y se acepta la hipótesis alterna.

Tabla 29*Relación para P80:150 μm y P80:192 μm sobre la Recuperación (%)*

	P80	150	192
Mean	94.47194	93.24112	
Variance	0.09266	0.07319	
Observations	4	4	
Pooled Variance	0.08293		
Hypothesized Mean Difference	0		
df	6		
t Stat	6.04452		
P(T \leq t) one-tail	0.00046		
t Critical one-tail	1.94318		
P(T \leq t) two-tail	0.00093		
t Critical two-tail	2.44691		
Mean difference	1.23082		

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 29, se puede observar que el valor de $p = 0.00046$, el cual nos indica que existe una relación entre ambas variables, y sobre todo $p < 0.05$, por lo que se rechaza la hipótesis y se acepta la hipótesis alterna.

Tabla 30*Relación para P80:100 μm y P80:150 μm sobre la Recuperación (%)*

	P80	100	150
Mean	95.60141	94.47194	
Variance	0.15271	0.09266	
Observations	4	4	
Pooled Variance	0.12268		
Hypothesized Mean Difference	0		
df	6		
t Stat	4.56030		
P(T \leq t) one-tail	0.00192		
t Critical one-tail	1.94318		
P(T \leq t) two-tail	0.00385		
t Critical two-tail	2.44691		
Mean difference	0.06005		

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 30, se puede observar que el valor de $p = 0.00192$, el cual nos indica que existe una relación entre ambas variables, y sobre todo $p < 0.05$, por lo que se rechaza la hipótesis y se acepta la hipótesis alterna.

En segundo caso es relacionar la energía específica (Kw-h/t) vs el tamaño de partícula (P80), por lo que se tiene lo siguiente para la prueba de hipótesis:

H0: Si se trabaja a granulometrías mayores al tamaño óptimo de partícula, el consumo de energía específica aumenta,

H1: Si se trabaja a granulometrías mayores al tamaño óptimo de partícula, el consumo de energía específica disminuye.

Tabla 31

Energía específica (kW-h/t) vs Tamaños de partícula P80

P80(um)		
	100	150
E(Kw-h/t)	19.79	15.51
	19.75	15.47
	19.62	13.30
	19.62	13.26
	19.62	13.13

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 31, se muestran los valores promedio de las energías específicas del mineral de cobre, para los 3 tamaños de partículas.

Tabla 32

Relación para P80:100 µm y P80:192 µm sobre la Energía específica (kw-h/t)

P80	100	192
Mean	19.71700	13.23233
Variance	0.00807	0.00797
Observations	3	3
Pooled Variance	0.00802	
Hypothesized Mean Difference	0	
df	4	
t Stat	88.68048	
P(T<=t) one-tail	0.000000048	
t Critical one-tail	2.13185	
P(T<=t) two-tail	0.000000097	
t Critical two-tail	2.77645	
Mean difference	0.06005	

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 32, se puede observar que el valor de $p = 4.84664E-08$, el cual nos indica que existe una relación entre ambas variables, y sobre todo $p < 0.05$, por lo que se rechaza la hipótesis y se acepta la hipótesis alterna.

Tabla 33*Relación para P80:150 μm y P80:192 μm sobre la Energía específica (kw-h/t)*

P80	150	192
Mean	15.44133333	13.23233333
Variance	0.007970333	0.007970333
Observations	3	3
Pooled Variance	0.007970333	
Hypothesized Mean Difference	0	
df	4	
t Stat	30.3042195	
P(T<=t) one-tail	3.53153E-06	
t Critical one-tail	2.131846786	
P(T<=t) two-tail	7.06306E-06	
t Critical two-tail	2.776445105	
Mean difference	2.209	

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 33, se puede observar que el valor de $p = 3.53153\text{E-06}$, el cual nos indica que existe una relación entre ambas variables, y sobre todo $p<0.05$, por lo que se rechaza la hipótesis y se acepta la hipótesis alterna.

Tabla 34*Relación para P80:100 μm y P80:150 μm sobre la Energía específica (kw-h/t)*

P80	100	150
Mean	19.717	15.44133333
Variance	0.008071	0.007970333
Observations	3	3
Pooled Variance	0.008020667	
Hypothesized Mean Difference	0	
df	4	
t Stat	58.47150007	
P(T<=t) one-tail	2.56152E-07	
t Critical one-tail	2.131846786	
P(T<=t) two-tail	5.12304E-07	
t Critical two-tail	2.776445105	
Mean difference	4.27567	

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 34, se puede observar que el valor de $p = 2.56152\text{E-07}$, el cual nos indica que existe una relación entre ambas variables, y sobre todo $p<0.05$, por lo que se rechaza la hipótesis y se acepta la hipótesis alterna.

Conclusiones

Las recuperaciones totales de Cu disminuyen a medida que aumenta el tamaño de partícula en el rango de partículas gruesas. Se registran recuperaciones de 95.64% para un tamaño de 100 μm , 94.36% para 150 μm y 93.29% para 192 μm . Según la Figura 40, se toma como referencia un tamaño de 170 μm , que corresponde al valor utilizado en la operación actual.

Con base en las pruebas de flotación batch estándar y las pruebas de work index, enfocadas principalmente en el consumo específico de energía para tamaños de mineral P80 de 192, 150 y 100 μm , se recomienda operar en el rango de partículas gruesas de 185 a 192 μm (rango de tamaño óptimo). En este intervalo, la recuperación y la ley de cobre en el concentrado son más favorables, ya que permiten generar un mayor contenido de finos de cobre. Esto se debe a que el tonelaje de tratamiento, considerado como factor principal, está inversamente relacionado con el work index, según se muestra en la Tabla 23.

De acuerdo con las pruebas de hipótesis realizadas, tomando como referencia los tamaños P80 de 192, 150 y 100 μm , así como el porcentaje de recuperación total de Cu y el consumo específico de energía, se rechaza la hipótesis nula, ya que los valores de p obtenidos son menores a 0.05. Esto indica que existe una relación significativa entre los parámetros analizados. Se concluye, por tanto, que al aumentar el tamaño de partícula del producto P80, el porcentaje de recuperación de cobre disminuye, mientras que el consumo específico de energía también es menor, lo que genera una mayor cantidad de finos de cobre.

El Grado de Liberación de la calcopirita y pirita al grado de molienda de 192 μm de molienda, en la fracción Malla +200 está por debajo del 75%, límite para una flotación eficiente.

Recomendaciones

Realizar pruebas de flotación de ciclo cerrado para fortalecer el tamaño P80 más conveniente en concordancia con la recuperación de cobre y el tonelaje de tratamiento en la operación.

Realizar pruebas de flotación fraccionada para determinar el tiempo óptimo de flotación en la etapa rougher. Se debe evaluar si un tiempo de flotación superior al estándar mejora la extracción en esta etapa, y si la remolienda de los mixtos contribuye a incrementar la recuperación total de cobre.

Dado que en las pruebas de flotación se observó presencia de pirrotita en el concentrado rougher, sería conveniente realizar pruebas de flotación con el propósito de deprimir en forma selectiva la pirrotita.

Se recomienda moler el concentrado, de tal manera de generar un mayor grado de liberación inferiores a 10 micras y así garantizar una liberación suficiente de los minerales valiosos.

Referencias bibliográficas

(s.f.). Obtenido de:

[https://espanol.libretexts.org/Quimica/Qu%C3%ADmica_Anal%C3%ADtica/M%C3%A9todos_F%C3%ADsicos_en_Qu%C3%ADmica_y_Nano_Ciencia_\(Barron\)/02_3A_An%C3%A1lisis_f%C3%ADsico_y_t%C3%ADpico/2.05%3A_An%C3%A1lisis_de_Potencial_Zeta](https://espanol.libretexts.org/Quimica/Qu%C3%ADmica_Anal%C3%ADtica/M%C3%A9todos_F%C3%ADsicos_en_Qu%C3%ADmica_y_Nano_Ciencia_(Barron)/02_3A_An%C3%A1lisis_f%C3%ADsico_y_t%C3%ADpico/2.05%3A_An%C3%A1lisis_de_Potencial_Zeta).

911 Metallurgist. (2016). *Determinación del tiempo*. Obtenido de:

<https://www.911metallurgist.com/metalurgia/determinacion-del-tiempo-optimo-de-molienda/>

911 Metallurgist. (2022). *Variables de operación en flotación*. Obtenido de:

<https://www.911metallurgist.com/metalurgia/variables-de-operacion-en-flotacion/>

911Metallurgist. (s.f.). (s.f.). 911Metallurgist. Obtenido de:

<https://metalurgia.911metallurgist.com/equipos/molienda/>

Alexander Sutulov . (1963). *Flotación de minerales*. Universidad de Concepción .

Andrew, P. M. (s.f.). *LibreText*. Obtenido de:

[https://espanol.libretexts.org/Quimica/Qu%C3%ADmica_Anal%C3%ADtica/M%C3%A9odos_F%C3%ADsicos_en_Qu%C3%ADmica_y_Nano_Ciencia_\(Barron\)/02_3A_An%C3%A1lisis_f%C3%ADsico_y_t%C3%ADpico/2.05%3A_An%C3%A1lisis_de_Potencial_Zeta](https://espanol.libretexts.org/Quimica/Qu%C3%ADmica_Anal%C3%ADtica/M%C3%A9todos_F%C3%ADsicos_en_Qu%C3%ADmica_y_Nano_Ciencia_(Barron)/02_3A_An%C3%A1lisis_f%C3%ADsico_y_t%C3%ADpico/2.05%3A_An%C3%A1lisis_de_Potencial_Zeta)

Arrmaz. (2022). *Reactivos y colectores de flotación*. Obtenido de:

<https://arrmaz.com/es/productos/mineria/colectores/>

Ashock Gupta & Denis Yan . (2016). *Mineral Processing Desing and Operatios*. Elsevier.

Bahrami, A., Norouzi, S., & Hosseini, M. (2010). *Copper flotation: Effects of particle size, grinding and agitation*. Obtenido de:

https://www.researchgate.net/publication/335681659_Copper_Flotation_Effects_of_Particle_Size_Grinding_and_Agitation

Barry A. Wills, James A. Finch. (2016). *Mineral Processing Technology*. Butterworth - Heinemann.

Bilal, M., Par, I., Hornn, V., Ito, M., Hassan, F., Jeon, S., & Hiroyoshi, N. (2022). *The Challenges and Prospects of Recovering Fine Copper Sulfides from Tailings Using Different Flotation Techniques: A Review*. Minerals, 12(5), 586. doi:<https://doi.org/10.3390/min12050586>. Blogceta. (s.f.). Obtenido de <https://blogceta.zaragoza.unam.mx/quimicainustrial/unidad-11/ou4/>

Cardenas Castro, M., & Huaman Condori, E. (2022). *Optimizar la recuperación de cobre por la influencia de P80, el pH y la dosificación de reactivos de flotación en la CIA Minera Antapaccay S.A.* Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Obtenido de:

https://repositorio.unsaac.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12918/6363/253T20220057_TC.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Cari, & Castro. (2014). *Control de parámetros extractivos, para la optimización en la recuperación de minerales auríferos gruesos y argentícos de la empresa minera Ecovitaca Ltda. Arequipa.* Obtenido de:

<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3909/IQcachcv049.pdf?sequence=1&isAllowed=y#:~:text=El%20Work%20Index%20o%20%C3%ADndice,de%2080%20a%20100%20micrones.>

Carlos, C. (2022). *Evaluación metalúrgica de la flotación de sulfuros de cobre con recuperaciones bajas en planta concentradora, mediante pruebas de laboratorio.* Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/20.500.12773/14873>

Casilla Mendoza, R. A., & Diaz Tito, F. O. (2020). *Evaluación metalúrgica de los minerales de pórfitos de cobre - molibdeno para aplicarlo en procesos de flotación.* Tesis de pre grado, Universidad Nacional de San Agustín. Obtenido de:

http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12773/12384/IQditofo_camer.pdf?sequence=1

Colqui, G., Delgado, M., & Apolinario, S. (2013). *Microscopía aplicada al control metalúrgico de flotación de Cu*. II Encuentro Internacional Metalúrgica plantas y procesos.

Danafloat. (2024). *Danafloat*. Obtenido de:

[https://www.danafloat.com/es/mining_ores/copper#:~:text=Los%20principales%20minerales%20de%20sulfuro,\)%20y%20enargita%20\(Cu3AsS4\).](https://www.danafloat.com/es/mining_ores/copper#:~:text=Los%20principales%20minerales%20de%20sulfuro,)%20y%20enargita%20(Cu3AsS4).)

DR. JAIME E. SEPULVEDA - ING. LEONEL GUTIERREZ R. . (1986). *Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática*. Santiago de Chile: Impresos Verman .

Empírica. (2020). Tópico 2. f *Modelos de Procesos – Flotación en celdas neumáticas*.

Obtenido de <https://empiricaconsultores.cl/topico-2-f-modelos-de-procesos-flotacion-en-celdas-neumaticas/>

Empírica. (2020). Tópico 2.b *Cominución* (introducción). Obtenido de <https://empiricaconsultores.cl/topico-6-0-cominucion-introduccion#:~:text=Se%20denomina%20cominuci%C3%B3n%20al%20proceso,en%20sucesivas%20etapas%20de%20concentraci%C3%B3n>.

Energia y minas. *Moquegua*. (2022). Obtenido de:

http://www.energiayminasmoquegua.gob.pe/web/phocadownload/Capacitaciones/Curso_Elaboracion_Expediente_Tecnico/Tema-Procesamiento-Minerales.pdf

Fisica Termodinamica. (2022). *Principio de flotación*. Obtenido de

<https://tatofisicatermodinamica.wordpress.com/primer-corte/arquimides/principio-de-flotacion/#:~:text=El%20principio%20de%20afirma%20que,al%20peso%20de%20el%20líquido%20desalojado.>

Fuerstenau, D. W., & Abouzeid, A.-Z. M. (2002). *The energy efficiency of ball milling in comminution*. International Journal of Mineral Processing, 161.

García, M., & Pantigoso, P. (2020). *Peru's minig & metals investment guide 2020*. Ministerio de Relaciones Exteriores del Perú. Obtenido de <https://cutt.ly/VkVJFoM>

- Haldar, S. K. . (2018). *Mineral Processing*. En S. K. Haldar. Elsevier Inc.
- K. L. SUTHERLAND & I. W. WARK. (1955). *Principles of Flotation* . Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Kanda, Y., & Kotake, N. (2007). *Comminution energy and evaluation in fine grinding*. In *Handbook of Powder Technology*. En Y. & Kanda, Comminution energy and evaluation in fine grinding. In Handbook of Powder Technology (págs. 529-550). Elsevier B.V.
- Lenntech. (2022). *Flotación*. Obtenido de <https://www.lenntech.es/flotacion-indust-petroquim.htm#:~:text=Hay%20tres%20tipos%20de%20flotaci%C3%B3n%3A%20flotaci%C3%B3n%20natural%20%2C%20ayudada%20e%20inducida&text=V%C3%A1lido%20si%20la%20diferencia%20en,est%C3%A1n%20flotando%20de%20forma%20natural>.
- Markovic, Z., Jankovic, A., & Tomanec, R. (2008). *Effect of particle size and liberation on flotation of a low grade porphyry copper ore*. Journal of Mining and Metallurgy, 44(1), 24-30. Obtenido de <https://scindeks-clanci.ceon.rs/data/pdf/1450-5959/2008/1450-59590801024M.pdf>
- McLanahan. (n.d.). . (12 de Abril de 2021). *McLanahan*. Obtenido de *Opciones de chancado aguas abajo para chancado secundario, terciario y cuaternario*.: <https://www.mclanahan.com/es/blog/opciones-de-chancado-aguas-abajo-para-chancado-secundario-terciario-y-cuaternario>
- McLanahan. (n.d.). . (16 de septiembre de 2024). *McLanahan*. Obtenido de *Los chancadores de rodillo simple*.: <https://www.mclanahan.com/es/productos/los-chancadores-de-rodillo-simple>
- Napier-Munn, B. A. (2006). *Mineral Processing Technology*.
- Pochteca. (2010). *POCHTECA CHILE*. Obtenido de <https://chile.pochteca.net/reactivos-colectores-de-flotacion-que-son-y-como-se-clasifican/>
- Procesa minerales. (2010). *Cinetica de flotación de minerales*. Obtenido de <http://procesaminerales.blogspot.com/2012/10/cinetica-flotacion.html>

Procesa Minerales. (2012). Concentración de minerales. Obtenido de <https://procesaminerales.blogspot.com/2012/09/concentracion-minerales.html>

Procesa Minerales. (26 de mayo de 2012). *Procesa Minerales*. Obtenido de Chancado:

Mecanismos de conminución:
https://procesaminerales.blogspot.com/2012/05/chancado-mecanismos-de-conminucion.html#google_vignette

Procesamiento de Minerales. (agosto de 2012). *Procesamiento de Minerales*. Obtenido de

Chancadora de cono. Procesamiento de minerales.:
<https://procesaminerales.blogspot.com/2012/08/chancadora-de-cono.html>

Quiroz Nuñez Ivan . (1987). En Q. N. Ivan, *Operaciones Unitarias en procesamiento de Minerales*. Ediciones Gráficas S. A.

Ramos Samanez, J. C., & Orihuela Gutierrez, A. (2017). *Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas de flotación de un mineral complejo polimetálico del distrito de Palca - Huancavelica*. Tesis de grado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Obtenido de <https://core.ac.uk/download/pdf/323346565.pdf>

Rumbo minero. (2018). *Chancado y Molienda en minería: Paso previo hacia el material fino*. Obtenido de <https://www.rumbominero.com/revista/informes/chancado-y-molienda-en-mineria-paso-previo-hacia-el-material-fino/>

Rumbo minero. (2020). *Equipos de Chancado y Molienda: Granulometría Uniforme en Fragmentos de Roca*. Obtenido de:

<https://www.rumbominero.com/revista/informes/equipos-de-chancado-y-molienda-granulometria-uniforme-en-fragmentos-de-roca/#:~:text=En%20tanto%20en%20el%20proceso,y%20separarlas%20de%20otras%20sustancias.>

Runge, K., Tabosa, E., & Jankovic, A. (2013). *Particle size distribution effects that should be considered when performing flotation geometallurgical testing*. The second ausimm international geometallurgy conference. Obtenido de:

<https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/06/Particle-Size-Distribution-Effects-Flotation-Geometallurgical-Testing.pdf>

Servingsa. (2022). *Celdas Convencionales*. Obtenido de:

<http://www.servingsa.com/celdasflotacion.aspx>

SGS. (2022). *Flotación de Columna y de Celda de Contacto*. Obtenido de <https://www.sgs.pe/es-es/mining/metallurgy-and-process-design/unit-operations-and-metallurgical-services/flotation/column-and-contact-cell-flotation#:~:text=La%20celda%20de%20contacto%20de,flotaci%C3%B3n%20se%20juntan%20bajo%20presi%C3%B3n>.

Simeon, J. (2007). *Análisis de tamaño de partículas por tamizado en agregado fino y grueso y determinación de material más fino que el tamiz no. 200 (75 m) en agregado mineral por lavado*. Obtenido de <https://www.uca.edu.sv/mecanica-estructural/materias/materialesCostruccion/guiasLab/ensayoAgregados/GRANULOMETRIA.pdf>

Sivana Vivanco, B. J., & Zapata Anco, J. M. (2022). *Incremento de la recuperación de cobre en el proceso de flotación de las celdas arenas 5A, 6A, 5B, 6B y 4C de concentradora cuajone, mediante un nuevo circuito de colección y remolienda de concentrado*. Tesis de Pregrado, Universidad Nacional de San Agustín. Obtenido de:

http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12773/15216/IQzaanjm_sivibj.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Stamboliadis, E. T. (2007). *The energy distribution theory of comminution specific surface energy, mill efficiency, and distribution mode*. Minerals Engineering, 140.

TECSUP. (2010). *Manual de operaciones - Planta concentradora CV2*.

Tecsup. (2022). *Procesamiento de Minerales e Hidrometalurgia*. Obtenido de:

<https://www.tecsup.edu.pe/programas-academicos/programa-integral/molienda-de-minerales#:~:text=La%20operaci%C3%B3n%20de%20molienda%20es,metal%C3%BArgicas%20los%20resultados%20finales%20del>

Tiempo Minero . (2019). *¿Qué es la comminución de minerales en metalurgia?* Obtenido de <https://tiempominero.com/que-es-la-comminucion-de-minerales-en-metalurgia/>

Trahar. (1981). *A rational interpretation of the role of particle size in flotation*. International Journal of Mineral Processing, 8(4), 289-327. doi:[https://doi.org/10.1016/0301-7516\(81\)90019-3](https://doi.org/10.1016/0301-7516(81)90019-3)

Venancio Astucuri T. (1994). *Introducción a la flotación de minerales*.

Xian-ping, L., Xue-kun, T., Li-Ping, H., & Li-yin, L. (2011). *Effects of size distribution on flotation kinetics of chalcopyrite*. IPCBEE, 8, 1-5. Obtenido de: <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/06/Effects-of-size-distribution-on-flotation-recovery-kinetics.pdf>

Xumeng Chen. (2014). *The Effect of Regrinding Chemistry and Particle Breakage Mechanisms on Subsequent Cleaner Flotation*. The University of Queensland: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Pruebas de Work Index.....	1

Anexo 1: Pruebas de Work Index

Prueba Nro. 1: Hoja de cálculo de prueba de Work Index: M-01													
INFORMACIÓN GENERAL					Tabla Nro. 3 TEST DE MOLIENDABILIDAD								
					#	Alimentación	#	Producto	Neto	Moliendabilidad	Carga		
					Ciclo	Total (g)	+150 µm (g)	-150 µm (g)	Rev.	+150 µm (g)	-150 µm (g)	Circulante	
Prueba, (Número)	01				Inicial	1282.32						Para	
Código de Muestra (Cliente)	BISA				1	1282.3	1110.4	171.9	100	1047.4	234.88	62.9	0.63
Código de Muestra (LMCH)	2223LM				2	234.88	203.4	31.5	532	879.4	402.92	371.4	0.70
Malla de Corte, (Tyler)	100				3	402.92	348.9	54.0	447	898.5	383.87	329.8	0.74
Malla de Corte, (µm)	150				4	383.87	332.4	51.5	427	907.8	374.56	323.1	0.76
Peso de Muestra (700 cm ³), (g)	1282.32				5	374.56	324.3	50.2	418	912.9	369.38	319.2	0.76
% -150 µm en la alimentación	13.41				6	369.38	319.9	49.5	415	921.1	361.21	311.7	0.75
Peso para 250% carga circ., (g)	366.38				7	361.21	312.8	48.4	423	918.2	364.15	315.7	0.75
Moliendabilidad, (g/rev.)	0.75				8	364.15	315.3	48.8	425	916.1	366.22	317.4	0.75
F ₅₀ , (µm)	2305				9	366.22	317.1	49.1	425	915.9	366.38	317.3	0.75
P ₅₀ , (µm)	102				AVG DE LOS TRES ULTIMOS CICLOS				365.58		0.75	251	
Work Index de Bond, kWh/tc	22.88												
Tabla Nro. 4 Análisis Granulométrico del Alimento y Producto					Gráfico Nro. 1 PM -034: 2223LM Curvas de Granulometría del Alimento y Producto - Muestra WI-01								
Malla (Tyler)	Abertura (µm)	Alimento	Producto	80% Pasante, (µm)	F ₅₀	P ₅₀	Acumulado Pasante, (%)						
				(µm)			%Pasante	%Pasante	F ₅₀	P ₅₀			
6	3350	100.00					40	50	60	70	80		
8	2360	81.53		2305			50	60	70	80	90		
10	1700	63.22					55	65	75	85	95		
12	1400	53.07					60	70	80	90	100		
20	860	36.01					65	75	85	95	100		
28	600	28.50					70	80	90	100	100		
35	425	23.27					75	85	95	100	100		
48	300	19.26					80	90	100	100	100		
65	212	15.94	100.00				85	95	100	100	100		
100	150	13.41	100.00				90	100	100	100	100		
150	106	11.61	81.82		102		95	100	100	100	100		
200	75	10.01	66.73				100	100	100	100	100		
270	53		53.51				105	100	100	100	100		
400	38		44.27				110	100	100	100	100		