



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



EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA PARA LA
RECUPERACIÓN DE ORO EN RELAVES SULFURADOS EN LA
CIA MINERA CORIRE S.A.C. – CARAVELI.

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. CRISTIAN YILMER CCALLO NUÑEZ

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2024



NOMBRE DEL TRABAJO

EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIN
DA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO EN
RELAVES SULFURADOS EN LA CIA MIN
E

AUTOR

CRISTIAN YILMER CCALLO NUÑEZ

RECuento DE PALABRAS

39448 Words

RECuento DE CARACTERES

196993 Characters

RECuento DE PÁGINAS

146 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

3.4MB

FECHA DE ENTREGA

Oct 15, 2024 11:58 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Oct 15, 2024 12:00 PM GMT-5

● 11% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 11% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 4% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)



Hipólito Córdova Gutiérrez
DIRECTOR DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN DE LA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y METALÚRGICA

J. ALBERTO MAQUERA GIL
INGENIERO METALURGISTA
CIP. 23909

Resumen



DEDICATORIA

A Dios, por iluminar mi sendero cada instante de mi vida, por cuidarme de situaciones difíciles que pude haber atravesado durante toda mi formación universitaria y por estar siempre a mi lado en los buenos y malos momentos.

A mi madre Ilda Nuñez Quispe, por ser un ángel en mi vida, por acompañarme espiritualmente en cada día de mi formación.

A mi padre Hector Callo coaquira, por ser la figura más importante de mi formación, por ser un buen consejero y amigo. Gracias Padre.

A mis hermanos Sinthia y Holger, por su apoyo incondicional durante todo este proceso, por estar conmigo en todo momento gracias.



AGRADECIMIENTOS

A Dios por acompañarme y ser mi guía en el transcurso de mi vida, brindándome paciencia, sabiduría y mucho aliento para culminar con éxito mis metas propuestas.

A mi padre, a mi difunta madre y hermanos que con sus palabras de aliento me hacían sentir orgulloso de lo que soy.

A la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de ingeniería geológica y metalúrgica: Escuela Profesional de ingeniería metalúrgica al cuerpo de docentes que impartieron sus conocimientos y experiencia en bien de mi formación profesional.

De igual forma a mi asesor de tesis Mag. Julio Alberto Maquera Gil, que gracias a sus consejos y correcciones hoy puedo culminar este trabajo, finalmente puedo sentirme dichoso y contento.



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN	16
ABSTRACT	17
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1 IMPACTO AMBIENTAL:	20
1.2 CONTEXTO COMPETITIVO:.....	20
1.3 AVANCES TECNOLÓGICOS:.....	20
1.4 BENEFICIOS PARA LA REGIÓN:.....	21
1.5 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	21
1.6 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	24
1.6.1 Problema general.....	24
1.6.2 Problemas específicos	24
1.7 HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN.....	25
1.7.1 Hipótesis General.....	25
1.7.2 Hipótesis Específicas	25
1.8 JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO.....	25
1.8.1 Justificación Técnica:.....	26



1.8.2	Justificación Económica:	26
1.9	OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	28
1.9.1	Objetivo General.....	28
1.9.2	Objetivos Específicos.....	28
CAPÍTULO II		
REVISIÓN DE LITERATURA		
2.1	ANTECEDENTES.....	30
2.1.1	Internacionales	30
2.1.2	Nacionales.....	34
2.1.3	Locales	39
2.2	CONMINUCIÓN	43
2.3	MECANISMOS DE FRACTURA	45
2.4	TEORÍAS CLÁSICAS DE LA CONMINUCIÓN.....	53
2.4.1	Ley de Rittinger	53
2.4.2	Ley de Kick.....	54
2.4.3	Ley de bond.....	56
2.4.4	Ley de charles-Holmes.....	59
2.5	VELOCIDAD EN MOLINOS	61
2.6	VELOCIDAD CRÍTICA.....	61
2.7	MOVIMIENTO DE CARGA EN MOLINOS ROTATORIOS	65
2.8	TAMAÑO CRÍTICO DE PARTÍCULAS	67
2.9	CARGA CIRCULANTE.....	69
2.10	NIVEL DE LLENADO APARENTE	71
2.11	DENSIDAD APARENTE DE CARGA	72
2.12	ÍNDICE DE TRABAJO OPERACIONAL (W_{io}).....	74



2.13	FUNDAMENTO DE CLASIFICACIÓN	75
2.13.1	Clasificación de minerales en zarandas	76
2.13.2	Clasificación en hidrociclones	77
2.13.3	Eficiencia de clasificación	79
2.13.3.1	Eficiencia de clasificación en zarandas.....	79
2.13.3.2	Cálculo de la eficiencia de clasificación en zarandas:	79
2.13.4	Eficiencia de clasificación en hidrociclones	81
2.13.4.1	Descripción de la curva de separación.....	81
2.14	MODELACIÓN Y SIMULACIÓN.....	83
2.14.1	Evaluación de circuito molienda clasificación con apoyo de hoja de cálculo Microsoft Excel	83
2.14.2	Balance de masa.....	85
2.14.3	Modelo de molienda	90

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO	99
3.1.1	Generalidades.....	99
3.1.2	Ubicación y acceso.....	100
3.1.2.1	Ubicación política	100
3.1.2.2	Ubicación geológica	101
3.1.3	Mineralización	102
3.2	OPERACIONES UNITARIAS EN LA PLANTA CONCENTRADORA	103
3.2.1	Área de recepción de mineral.....	104
3.2.2	Molienda y clasificación	105
3.2.3	Área de Agitación – Absorción.....	107



3.2.4	Descripción de la desorción	110
3.2.5	Procedimiento de desorción	110
3.2.5.1	Procedimiento con alcohol.....	110
3.2.6	Electrodeposición.....	111
3.2.7	Refinación	111
3.2.8	Fundición	112
3.2.9	Reactivación del carbón activado	112
3.2.9.1	Lavado químico	112
3.2.9.2	Reactivación térmica.....	113
3.2.10	Área de cancha de relaves.....	113
3.3	FLOW SHEET DE LA PLANTA	114
3.4	MATERIALES Y EQUIPOS DE LABORATORIO.....	114
3.4.1	Materiales.....	114
3.4.2	Equipos	115
3.4.3	Reactivos.....	115
3.4.4	Equipos de Protección.....	115
3.5	METODOLOGIA.....	116
3.5.1	Condiciones de Trabajo	116
3.5.2	Análisis de Malla Valorada.....	118
3.5.3	Presencia del oro pasante y retenido en la malla 325	122
3.6	BALANCE DE SÓLIDOS EN TODO EL CIRCUITO DE MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN, HASTA LA ENTRADA AL TK-1.	129
CAPÍTULO IV		
RESULTADOS Y DISCUSIÓN		
4.1	MUESTREO DE PLANTA.....	130



4.2	INGRESO DE DATOS.....	131
4.2.1	Datos operativos.....	131
4.2.1.1	Molino de bolas 5x5	131
4.2.1.2	Cálculos realizados para Balance Molino 5x5.....	132
4.2.1.2.1	Cálculo del Llenado de Bolas	132
4.2.1.2.2	Cálculo de la Velocidad Crítica del Molino	133
4.2.1.2.3	Cálculo de la Velocidad de Operación del Molino... ..	134
4.2.1.2.4	Cálculo del tonelaje de bolas.....	134
4.2.1.2.5	Cálculo del collarín de bolas de molino 5x5.....	136
4.2.1.3	Balance de bolas de molino de Bolas 5x5	136
4.2.1.4	Molino de Bolas 5x6.....	139
4.2.1.5	Cálculos realizados para Balance Molino 5x6.....	139
4.2.1.5.1	Cálculo de la Velocidad Crítica del Molino	140
4.2.1.5.2	Cálculo de la Velocidad de Operación del Molino... ..	141
4.2.1.5.3	Cálculo del tonelaje de bolas.....	142
4.2.1.5.4	Cálculo del collarín de bolas de molino 5x6.....	143
4.2.1.6	Balance de bolas de molino de Bolas 5x6	144
4.2.1.7	Hidrociclón D-10	146
4.2.1.8	Hidrociclón D-3	146
4.2.2	Análisis granulométrico	146
4.2.3	Análisis estadístico del Hidrociclón D-10 y D-3.	149
4.3	SIMULACIÓN MOLIENDA.....	154
4.3.1	Balance Molino 5x5.....	154
4.3.1.2	Para calcular la relación sólido-líquido, se utiliza la siguiente fórmula:.....	154



a)	Alimento al molino:	154
b)	Descarga del molino:.....	155
c)	Resultado:.....	155
4.3.2	Balance Molino 5x6.....	156
4.3.2.1	Para calcular la relación sólido-líquido, se utiliza la siguiente fórmula:.....	157
4.3.3	Hidrociclón D-10	159
4.3.4	Hidrociclón D-3	160
4.3.5	Balance de Circuito primario	161
4.3.6	Balance de Circuito secundario.....	165
4.4	EVALUACIÓN DE DISOLUCIÓN EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA	169
V.	CONCLUSIONES	171
VI.	RECOMENDACIONES.....	172
VII.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	174
ANEXOS	180
ÁREA	: METALURGIA EXTRACTIVA	
TEMA	: PROCESOS METALÚRGICOS DE RECUPERACION DE ORO	
FECHA DE SUSTENTACIÓN:	23 de octubre del 2024	



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Propagación de una grieta por ruptura de uniones químicas bajo esfuerzo externo.....	47
Figura 2. Abrasión (Esfuerzos localizados).....	50
Figura 3. Fractura de crucero (Compresión).....	50
Figura 4. Estallido (Impacto).....	51
Figura 5. Presentación de la aplicación de esfuerzos en la etapa de chancado.	52
Figura 6. Forma general de relación de reducción de tamaño energía para las leyes de Rittinger, Bond y Kick.	60
Figura 7. Velocidad crítica del molino.	62
Figura 8. Proceso de machaqueo entre bolas.....	63
Figura 9. Zonas de Operación de un molino de bolas convencional.....	66
Figura 10. Velocidad de ruptura en función del tamaño de partícula y tamaño de bola.	68
Figura 11. Circuito molienda clasificación.....	71
Figura 12. Nivel de llenado de un molino.	72
Figura 13. Principio básico de la clasificación.	76
Figura 14. Operación de clasificación en zarandas.	77
Figura 15. Clasificación en un hidrociclón.....	78
Figura 16. Curva de separación de finos y gruesos en un hidrociclón.	82
Figura 17. Fracción de partículas en distintos tiempos progresivos.	91
Figura 18. Plano de Ubicación.....	101
Figura 19. Ubicación de la Planta Concentradora.	102



Figura 20. Esquema de disolución de Au en soluciones cianuradas por corrosión electroquímica.	107
Figura 21. Curva de liberación de mineral vs tiempo.....	124
Figura 22. Curva de porcentaje de oro vs liberación -325m.....	126
Figura 23. Curva de porcentaje de oro y liberación vs tiempo.	127
Figura 24. Circuito de molienda puntos de muestreo en el área.....	131
Figura 25. Curva Granulométrica del Molino 5x5.	148
Figura 26. Curva Granulométrica Molino 5x6.	148
Figura 27. Gráfico de D-50 del hidrociclón D-10.	151
Figura 28. Grafica de Toneladas Métricas Diarias (TMD), Peso Acumulado (INLET, OVER Y UNDER).	151
Figura 29. D50 del nido de ciclones D-3.....	153
Figura 30. Distribución de Toneladas métricas secas.....	153
Figura 31. Cálculos del circuito primario.	156
Figura 32. Balance del circuito secundario.....	159
Figura 33. Cierre del balance de masa de un circuito de molienda de molino de bolas.	165
Figura 34. Cierre del balance de masa de un circuito de molienda de molino de bolas.	169
Figura 35. Disolución de molienda consolidada.....	170



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Ubicación política.....	100
Tabla 2. Coordenada WGS84 de la Planta Concentradora.....	102
Tabla 3. Insumos químicos en la etapa de refinación.....	112
Tabla 4. Condiciones de trabajo.....	117
Tabla 5. Distribución de valores de oro en la alimentación.....	118
Tabla 6. Distribución de valores de oro en la alimentación al molino 5x6 (Under).....	119
Tabla 7. Distribución de valores de oro en el Over (Ingreso al TK-1).....	120
Tabla 8. Presencia de oro retenido y pasante a la malla 325.....	123
Tabla 9. Seguimiento de Control de Molienda Consolidado.....	130
Tabla 10. Parámetros de operación molino 5x5.....	131
Tabla 11. Cálculo de la masa de bolas de molino 5x5.....	136
Tabla 12. Cálculo del collarín de bolas de molino 5x5.....	136
Tabla 13. Balance de Carga de molino 5x5.....	138
Tabla 14. Parámetros de operación molino 5x6.....	139
Tabla 15. Cálculo de la masa de bolas de molino 5x6.....	143
Tabla 16. Cálculo del collarín de bolas de molino 5x6.....	144
Tabla 17. Balance de Carga de molino 5x6.....	145
Tabla 18. Parámetros de operación Hidrociclón D-10 primario.....	146
Tabla 19. Parámetros de operación hidrociclón D-3.....	146
Tabla 20. Análisis granulométrico del circuito de molinos.....	147
Tabla 21. Cálculo del P80 a partir del análisis granulométrico.....	147
Tabla 22. Análisis de Consistencia Estadística del Hidrociclón D-10.....	149
Tabla 23. Análisis de Consistencia Estadística del Hidrociclón D-3.....	149
Tabla 24. Análisis de corte de solidos del Hidrociclón D-10.....	150
Tabla 25. Análisis de corte de solidos del Hidrociclón D-3.....	152
Tabla 26. Cálculo Parámetros de ingreso.....	154
Tabla 27. Balance de ingreso y salida molino 5x5.....	154
Tabla 28. Cálculo del D80 en alimentación y descarga molino 5x5.....	155
Tabla 29. Cálculo Parámetros de función selección y fractura.....	156
Tabla 30. Cálculo Parámetros de ingreso.....	156
Tabla 31. Balance de ingreso y salida molino 5x6.....	157



Tabla 32.	Cálculo del D80 en alimentación y descarga molino 5x6.	158
Tabla 33.	Cálculo Parámetros de función selección y fractura.....	158
Tabla 34.	Parámetros de ingreso al software.	159
Tabla 35.	Cálculo del D80 en el hidrociclón D-10.	159
Tabla 36.	Cálculo de la Constante de clasificación.	160
Tabla 37.	Parámetros de ingreso al software.	160
Tabla 38.	Cálculo del D80 en el ciclón D-3.	160
Tabla 39.	Calculo Constante de clasificación.	161
Tabla 40.	Calculo balance de masa del circuito primario.	161
Tabla 41.	Calculo balance de masa del circuito primario.	162
Tabla 42.	Consumo de energía y Word index.	162
Tabla 43.	Cálculo del rendimiento del hidrociclón primario.	162
Tabla 44.	Calculo distribución de tamaño y eficiencia de clasificación ciclón D-10.	163
Tabla 45.	Cálculos de las constantes de clasificación D-10.	163
Tabla 46.	Cálculos del rendimiento del molino 5x5.	164
Tabla 47.	Cálculo de distribución y D80 Hidrociclón primario.	164
Tabla 48.	Calculo balance de masa del circuito secundario.	166
Tabla 49.	Calculo balance de masa del circuito secundario.	166
Tabla 50.	Consumo de energía y caculo Word index.	167
Tabla 51.	Cálculo del rendimiento del hidrociclón secundario.	167
Tabla 52.	Calculo distribución de tamaño y eficiencia de clasificación.	167
Tabla 53.	Cálculos de las constantes de clasificación.	168
Tabla 54.	Cálculos del rendimiento del molino secundario 5x5.	168
Tabla 55.	Cálculo de distribución y D80 molino 5x6.	168
Tabla 56.	Disolución de Au y Ag en el circuito de molienda.	169



ACRÓNIMOS

%	:	Porcentaje
°C	:	Grados centígrados
µm	:	Micra
Bar	:	Unidad de presión
Cal	:	Caloría
cal/°K	:	Caloría por grado kelvin
Cal/g	:	Caloría por gramo
cm²	:	Centímetro cuadrado
cm²/seg	:	Centímetro cuadrado por segundo
cm³	:	Centímetro cúbico
Cu	:	Cobre
g/L	:	Gramo por litro
g	:	Gramos
g/Tn	:	Gramos por tonelada
Kg/TM	:	Kilo gramo por tonelada métrica
g/TMS:		Gramos por tonelada métrica seca
g/lt	:	Gramos por litro
Kg	:	Kilogramo
Cc	:	Centímetro cubico
pH	:	Potencial de hidrogeno
t/h	:	Toneladas por hora
TM	:	Toneladas métricas
TMS	:	Tonelada métrica seca
TMH/día	:	Tonelada métrica por día
ml	:	Mililitro
SC	:	Suma de cuadrados
-200	:	Pasante malla 200
g/cm³	:	Gramo por centímetro cúbico
p. p. m:		Partes por millón



RESUMEN

En el contexto de la optimización de procesos metalúrgicos en la industria minera, se llevó a cabo una investigación titulada **"EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO EN RELAVES SULFURADOS EN LA CIA MINERA CORIRE S.A.C."** El objetivo principal fue analizar y evaluar el rendimiento del circuito de molienda para mejorar la recuperación de oro en relaves sulfurados. La metodología empleada consistió en un estudio detallado de los parámetros operativos del circuito, incluyendo tiempos de residencia, potencia consumida, distribución granulométrica y eficiencia de clasificación. Los resultados revelaron que el tiempo de residencia promedio en el molino primario 5x5 es de 18.04 minutos, mientras que en el molino de remolienda 5x6 es de 11.26 minutos, con una potencia total del circuito de 84.00 Kw. El análisis granulométrico mostró un D80 de 118.8 micras en el circuito primario (molino 5x5 e hidrociclón D-10) y 58.9 micras en el circuito secundario (molino 5x6 e hidrociclón D-3). En cuanto a la eficiencia de clasificación, se observó un 88.47% en el hidrociclón primario D-10 y un 93.19% global en el hidrociclón secundario D-6, con una eficiencia del 84.27% en el circuito secundario. El bypass de finos en la clasificación del circuito primario fue del 26.20%, mientras que en el circuito secundario alcanzó el 36.10%. En conclusión, esta evaluación proporciona información crucial sobre el desempeño del circuito de molienda, identificando áreas de mejora potencial en la clasificación y reducción de tamaño de partícula. Estos hallazgos permiten mejorar también el proceso, ajustando parámetros operativos para aumentar la eficiencia en la recuperación de oro de los relaves sulfurados en la Cía. Minera Corire S.A.C., contribuyendo así a mejorar la productividad y rentabilidad de la operación.

Palabras Clave: Clasificación, Hidrociclones, Molienda, Oro, Relaves Sulfurados.



ABSTRACT

In the context of the optimization of metallurgical processes in the mining industry, a research titled "**EVALUATION OF THE GRINDING CIRCUIT FOR THE RECOVERY OF GOLD IN SULFURIZED TAILINGS AT LA CIA MINERA CORIRE S.A.C.**" The main objective was to analyze and evaluate the performance of the grinding circuit to improve gold recovery in sulfide tailings. The methodology used consisted of a detailed study of the operating parameters of the circuit, including residence times, power consumed, granulometric distribution and classification efficiency. The results revealed that the average residence time in the 5x5 primary mill is 18.04 minutes, while in the 5x6 regrinding mill it is 11.26 minutes, with a total circuit power of 84.00 Kw. The granulometric analysis showed a D80 of 118.8 microns in the primary circuit (5x5 mill and hydrocyclone D-10) and 58.9 microns in the secondary circuit (5x6 mill and hydrocyclone D-3). Regarding the classification efficiency, 88.47% was observed in the primary hydrocyclone D-10 and an overall 93.19% in the secondary hydrocyclone D-6, with an efficiency of 84.27% in the secondary circuit. The fines bypass in the primary circuit classification was 26.20%, while in the secondary circuit it reached 36.10%. In conclusion, this evaluation provides crucial information on the performance of the grinding circuit, identifying areas of potential improvement in particle size classification and reduction. These findings will allow the process to be optimized, adjusting operating parameters to increase the efficiency in the recovery of gold from sulfide tailings at the Cía. Minera Corire S.A.C., thus contributing to improving the productivity and profitability of the operation.

Keywords: Classification, Gold, Grinding, Hydrocyclones, Sulfide tailings.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

La industria minera enfrenta constantemente el desafío de optimizar sus procesos para maximizar la recuperación de metales preciosos, particularmente en el caso del oro. En este contexto, la Compañía Minera Corire S.A.C. ha identificado la necesidad de mejorar la eficiencia de su circuito de molienda para aumentar la recuperación de oro en relaves sulfurados.

La presente investigación, titulada "EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO EN RELAVES SULFURADOS EN LA CIA MINERA CORIRE S.A.C.", se enfoca en el análisis detallado de los parámetros operativos críticos del circuito de molienda y clasificación. Este estudio es de vital importancia para la empresa, ya que una mejora en la eficiencia del proceso puede traducirse directamente en un aumento significativo de la producción de oro y, por ende, en la rentabilidad de la operación.

El circuito de molienda juega un papel fundamental en la liberación del oro contenido en los minerales sulfurados. La eficacia de este proceso depende de diversos factores, incluyendo el tiempo de residencia en los molinos, la distribución granulométrica del producto, y la eficiencia de clasificación de los hidrociclones. Cada uno de estos aspectos será examinado en profundidad en el transcurso de esta investigación, considerando su interrelación y su impacto en la recuperación global de oro.

El estudio se centra en el análisis de los molinos primario (5x5) y de remolienda (5x6), así como en los hidrociclones D-10 y D-3 que conforman los circuitos primario y secundario respectivamente. Se evaluarán parámetros clave como los tiempos de



residencia, la potencia consumida, el D80 en cada etapa del proceso, y la eficiencia de clasificación de los hidrociclones. Además, se analizará el bypass de finos en los circuitos de clasificación, un factor crítico que puede afectar significativamente la eficiencia global del proceso.

La metodología empleada en esta investigación combina análisis teóricos con mediciones prácticas en planta, utilizando técnicas avanzadas de muestreo y análisis granulométrico. Se realizarán simulaciones computacionales para modelar el comportamiento del circuito bajo diferentes condiciones operativas, permitiendo así la identificación de escenarios óptimos de funcionamiento.

Los resultados de esta investigación proporcionarán una base sólida para la toma de decisiones informadas en cuanto a posibles modificaciones o ajustes en el circuito de molienda. Se espera que las conclusiones y recomendaciones derivadas de este estudio contribuyan significativamente a la optimización del proceso, permitiendo a la Compañía Minera Corire S.A.C. mejorar su recuperación de oro y mantener su competitividad en el mercado minero.

Además, este estudio tiene implicaciones más amplias para la industria minera en general. Las lecciones aprendidas y las metodologías desarrolladas podrían ser aplicables a otras operaciones mineras que enfrentan desafíos similares en la recuperación de oro de relaves sulfurados. Así, esta investigación no solo beneficia a Corire S.A.C., sino que también contribuye al cuerpo de conocimientos en ingeniería metalúrgica y procesamiento de minerales.

En los siguientes capítulos, se detallarán los fundamentos teóricos relevantes, la metodología empleada, los resultados obtenidos, y las conclusiones derivadas del estudio. Se prestará especial atención a la interpretación de los datos y a la formulación de



recomendaciones prácticas y factibles para la implementación en la planta de procesamiento.

Esta introducción ampliada proporciona un contexto más completo de la investigación, destacando su relevancia tanto para la empresa específica como para la industria en general, y preparando al lector para el análisis técnico detallado que seguirá en el cuerpo del trabajo.

1.1 IMPACTO AMBIENTAL:

La extracción incompleta de oro durante el procesamiento del mineral genera mayores volúmenes de relaves, los cuales pueden contener residuos tóxicos y contaminantes que representan un riesgo para el medio ambiente. Al mejorar la recuperación de estos metales, se reduce la cantidad de relaves generados, minimizando así su impacto ambiental y contribuyendo a una minería más sostenible.

1.2 CONTEXTO COMPETITIVO:

La industria minera de oro es altamente competitiva, donde las empresas buscan constantemente optimizar sus procesos para maximizar sus ganancias y reducir costos. La Compañía Minera Corire S.A.C. no es ajena a este contexto, y la implementación de mejoras en el circuito de molienda le permitiría estar a la vanguardia tecnológica y mantener su competitividad en el mercado.

1.3 AVANCES TECNOLÓGICOS:

Los avances tecnológicos en el campo de la metalurgia ofrecen nuevas herramientas y metodologías para optimizar los procesos de extracción y recuperación de metales preciosos. La presente investigación busca incorporar estos avances en la



evaluación del circuito de molienda de la Compañía Minera Corire S.A.C., con el fin de identificar las mejores soluciones disponibles para mejorar la disolución de oro.

1.4 BENEFICIOS PARA LA REGIÓN:

La Compañía Minera Corire S.A.C. es una empresa importante para la economía regional, generando empleos y contribuyendo al desarrollo local. El éxito de esta investigación y la implementación de las mejoras propuestas en el circuito de molienda no solo beneficiarán a la empresa en sí, sino que también tendrán un impacto positivo en la economía y el bienestar de la región.

1.5 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Compañía Minera Corire S.A.C. enfrenta actualmente desafíos críticos en la recuperación de oro de los relaves sulfurados procesados en su planta metalúrgica. El problema central radica en la ineficiencia del circuito de molienda, que está afectando negativamente la liberación y posterior recuperación del oro contenido en estos relaves. Esta situación no solo impacta la rentabilidad de la operación, sino que también plantea cuestiones sobre la sostenibilidad a largo plazo de la explotación minera.

Los aspectos específicos que componen este problema multifacético son:

- **Baja eficiencia en la recuperación de oro:** Los porcentajes actuales de recuperación de oro no alcanzan los niveles óptimos esperados por la compañía, lo que resulta en pérdidas económicas significativas. Esta situación se agrava en un contexto de volatilidad de precios del oro en el mercado internacional, donde la maximización de la recuperación es crucial para mantener la viabilidad económica de la operación.



- Incertidumbre en los parámetros operativos del circuito de molienda: Existe una falta de comprensión detallada sobre cómo los tiempos de residencia en los molinos primario (5x5) y de remolienda (5x6) afectan la liberación del oro. Esta incertidumbre dificulta la optimización del proceso y podría estar llevando a condiciones de operación subóptimas que comprometen la eficiencia global del circuito.
- Distribución granulométrica subóptima: El D80 actual en los circuitos primario (118.8 micras) y secundario (58.9 micras) podría no ser el más adecuado para maximizar la liberación del oro contenido en los relaves sulfurados. Una granulometría inadecuada puede resultar en una liberación insuficiente del oro o en una sobremolienda innecesaria, ambas situaciones perjudiciales para la recuperación y el consumo energético.
- Eficiencia cuestionable de los hidrociclones: La eficacia de la clasificación en los hidrociclones D-10 (88.47%) y D-3 (93.19% global) no está completamente caracterizada, lo que puede estar contribuyendo a una separación ineficiente de las partículas. Una clasificación inadecuada puede resultar en la recirculación excesiva de material ya molido o en la pérdida de partículas valiosas en los relaves.
- Alto porcentaje de bypass de finos: Los valores actuales de bypass de finos en los circuitos de clasificación primario (26.20%) y secundario (36.10%) sugieren una posible pérdida de partículas de oro en el proceso. Este fenómeno puede estar llevando a la pérdida directa de oro recuperable o a una carga circulante excesiva que disminuye la eficiencia del circuito.
- Consumo energético no optimizado: La potencia total del circuito de molienda (84.00 Kw) podría no estar siendo utilizada de manera eficiente para la liberación



del oro. En un contexto de crecientes costos energéticos y presión por la reducción de la huella de carbono, la optimización del consumo energético es crucial tanto desde el punto de vista económico como ambiental.

- Falta de un modelo integrado del circuito: No existe un análisis comprehensivo que relacione todos los parámetros del circuito de molienda con la recuperación final de oro. Esta carencia dificulta la toma de decisiones informadas para la optimización del proceso y limita la capacidad de predecir y controlar el rendimiento del circuito bajo diferentes condiciones operativas.
- Desafíos en el procesamiento de relaves sulfurados: La naturaleza compleja de los relaves sulfurados presenta desafíos adicionales en términos de liberación y recuperación de oro. La presencia de minerales sulfurados puede afectar la eficacia de los procesos subsiguientes de lixiviación, requiriendo una consideración especial en la etapa de molienda.
- Impacto ambiental y gestión de relaves: La ineficiencia en la recuperación de oro no solo representa una pérdida económica, sino que también aumenta el volumen de relaves que deben ser gestionados, incrementando el impacto ambiental de la operación y los costos asociados al manejo de residuos.
- Variabilidad en la alimentación: Las fluctuaciones en la composición y características de los relaves alimentados al circuito de molienda pueden estar afectando la estabilidad y eficiencia del proceso, requiriendo una estrategia de control más robusta y adaptativa.

Estos problemas interconectados resultan en una operación subóptima del circuito de molienda, lo que a su vez limita la capacidad de la compañía para extraer



eficientemente el oro de los relaves sulfurados. La resolución de estas cuestiones es crucial para mejorar la rentabilidad de la operación, asegurar la sostenibilidad a largo plazo de la Compañía Minera Corire S.A.C., y minimizar el impacto ambiental de la actividad minera.

La complejidad de estos desafíos requiere un enfoque holístico que considere no solo los aspectos técnicos del proceso de molienda, sino también las implicaciones económicas, energéticas y ambientales. Esta investigación busca abordar estos problemas de manera integral, proporcionando soluciones basadas en evidencia que permitan optimizar el circuito de molienda y, en consecuencia, mejorar significativamente la recuperación de oro en los relaves sulfurados procesados por la Compañía Minera Corire S.A.C.

1.6 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.6.1 Problema general

- ¿Cómo se puede evaluar el circuito de molienda para mejorar la recuperación de oro en relaves sulfurados?

1.6.2 Problemas específicos

- ¿Cuáles son los tiempos de residencia en los molinos primario 5x5 y secundario 5x6?
- ¿Cuál es la distribución granulometría actual con el D-80 en el circuito primario y el secundario?
- ¿Cuál es la eficiencia de clasificación de los hidrociclones D-10 y D-3, con sus respectivos porcentajes de bypass de finos?



1.7 HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.7.1 Hipótesis General

- La evaluación del circuito de molienda en la CIA Minera Corire S.A.C. identifica oportunidades de mejora en el ajuste de los tiempos de residencia, la distribución granulométrica adecuada y una mayor eficiencia de clasificación en los hidrociclones.

1.7.2 Hipótesis Específicas

- El tiempo de residencia en los molinos primario 5x5 y secundario 5x6 está directamente relacionado con las características del mineral alimentado, las condiciones de operación y la carga circulante, afectando la eficiencia global del circuito de molienda.
- La distribución granulométrica actual en los circuitos primario y secundario, con un D-80 establecido, no cumple con los parámetros ideales de liberación de minerales, lo que sugiere que un ajuste en los parámetros operacionales mejora la eficiencia del proceso de conminución.
- La eficiencia de clasificación de los hidrociclones D-10 y D-3 está influenciada por el porcentaje de bypass de finos, siendo un factor determinante para la recirculación de carga y la calidad del producto final.

1.8 JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO

La presente investigación, "EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO EN RELAVES SULFURADOS EN LA CIA MINERA CORIRE S.A.C.", se justifica por múltiples razones que abarcan aspectos



técnicos, económicos, ambientales y académicos. A continuación, se detallan las justificaciones en cada ámbito:

1.8.1 Justificación Técnica:

La optimización del circuito de molienda es fundamental para mejorar la eficiencia global del proceso de recuperación de oro. Este estudio permitirá:

- Profundizar en el entendimiento de la relación entre los parámetros de molienda y la liberación de oro en relaves sulfurados.
- Desarrollar modelos predictivos para optimizar la operación del circuito bajo diferentes condiciones de alimentación.
- Mejorar el control del proceso mediante la identificación de variables críticas y sus interrelaciones.
- Establecer protocolos de operación más eficientes basados en datos empíricos y análisis científicos.

1.8.2 Justificación Económica:

El impacto económico de esta investigación es significativo y se refleja en varios aspectos:

- Aumento de la recuperación de oro, lo que se traduce directamente en mayores ingresos para la compañía.
- Reducción de costos operativos a través de la optimización del consumo energético en el circuito de molienda.



- Mejora de la competitividad de la Compañía Minera Corire S.A.C. en el mercado, especialmente importante en periodos de volatilidad de precios del oro.
- Potencial para extender la vida útil de la mina al hacer económicamente viable el procesamiento de relaves con menor contenido de oro.

Justificación Ambiental:

La investigación tiene implicaciones positivas para la sostenibilidad ambiental de la operación:

- La mejora en la eficiencia de recuperación de oro reduce la cantidad de metal precioso que se pierde en los relaves finales.
- Optimización del uso de recursos, especialmente agua y energía, contribuyendo a la reducción de la huella ambiental de la operación.
- Potencial para disminuir el volumen total de relaves generados, lo que implica menor impacto en el almacenamiento y gestión de residuos mineros.
- Alineación con las tendencias globales hacia prácticas mineras más sostenibles y responsables.

Justificación Académica y Científica:

Este estudio contribuirá significativamente al campo de la ingeniería metalúrgica y el procesamiento de minerales:

- Generación de nuevo conocimiento sobre el comportamiento de relaves sulfurados en circuitos de molienda.



- Desarrollo y validación de metodologías para la optimización de circuitos de molienda en condiciones específicas de minerales complejos.
- Potencial para publicaciones científicas que enriquezcan la literatura en el campo de la metalurgia extractiva.
- Formación de profesionales especializados en la optimización de procesos minero-metalúrgicos.

Justificación Social:

La investigación tiene implicaciones sociales positivas:

- Mejora de la eficiencia operativa que puede traducirse en mayor estabilidad laboral y potencial creación de empleos.
- Contribución al desarrollo económico local y regional a través de una operación minera más rentable y sostenible.
- Demostración del compromiso de la industria minera con la innovación y la mejora continua, lo que puede mejorar la percepción pública del sector.

1.9 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.9.1 Objetivo General

- Evaluar el circuito de molienda para mejorar la recuperación de oro en relaves sulfurados en la CIA MINERA CORIRE S.A.C.

1.9.2 Objetivos Específicos

- Determinar los tiempos de residencia en los molinos primario 5x5 y de remolienda 5x6 sobre la liberación y recuperación de oro.



- Evaluar la distribución granulométrica actual del circuito de molienda, con D80 del circuito primario y secundario.
- Determinar la eficiencia de clasificación de los hidrociclones D-10 y D-3, optimizando los porcentajes de bypass de finos para mejorar la recuperación de oro.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES

2.1.1 Internacionales

Nikolić et al. (2022), Como en muchos sistemas de reactores, el uso de varias etapas de molienda combinadas con recirculación puede ser ventajoso. Es una práctica común pasar el material que sale del molino a través de un clasificador de tamaño, el cual divide el producto de la molienda en dos flujos, uno que contiene partículas más gruesas (sobre tamaño) y las otras partículas muy finas (bajo tamaño). El flujo de partículas gruesas es recirculado al punto de alimentación del molino. El proceso de separación selectiva de tamaños se conoce como clasificación, existiendo varios tipos de equipos que producen esta acción de clasificación: harneros continuos, clasificadores de espiral y de rastras, hidrociclones, separadores de aire y otros. El diseño del circuito debe incluir una especificación de la cantidad óptima de recirculación y cómo obtenerla.

Negreiros Vásquez y Rubio Ulloa (2019), En esta investigación experimental se estudió un mineral aurífero refractario procedente de Santiago de Chuco, la composición química analizada fue de 17.71 g/TM de Au y 19 % As, que presenta refractariedad para la extracción de oro, con menos 16.91% y 33.28% de extracción de oro a malla # 200 y malla # 400 respectivamente, por lo cual se planteó hacer pretratamiento de molienda con reactivo oxidante de carburo de calcio en 3, 6 y 9 Kg/TM y variando la granulometría en P80=malla #200, y P90=malla #400, seguido de una lixiviación por agitación usando cianuro de sodio a 5000 ppm de concentración y dispersante de silicato de sodio. De los resultados



obtenidos se determina utilizando el carburo de calcio en dosis bajas y granulometría fina se incrementa la recuperación de oro, obteniéndose la más alta recuperación de oro de 55,52% a 3 Kg/TM de carburo de calcio y con granulometría de 90% pasante la malla #400, siendo la más baja recuperación de oro de 43.72% a 6 Kg/TM y 80% pasante la #200.

Shi & Xie (2015), Se ha desarrollado un modelo de reducción del tamaño de partículas como el primer componente de un modelo de molino de bolas mejorado. El modelo se basa en una función de reducción de tamaño de energía específica, que calcula el índice de rotura de partículas, t_{10} , de acuerdo con la energía específica del tamaño, y luego calcula la distribución total del tamaño del producto utilizando $t_{10} - t$ relaciones y el enfoque de equilibrio masa-tamaño. El modelo emplea una función de rotura específica del mineral y dependiente del tamaño, cuyos parámetros se miden de forma independiente con un dispositivo de caracterización de rotura de partículas finas, el JKFBFC. Esto ha superado efectivamente la limitación de usar una función de apariencia de rotura predeterminada para todos los minerales en el modelo de molino de bolas de mezcla perfecta. Dado que las características específicas del mineral y los parámetros de energía específicos relacionados con la máquina se incorporan mecánicamente en el modelo de reducción de tamaño, tiene la capacidad de predecir la reducción de tamaño en respuesta a los cambios en las características de rotura de alimentación del molino de bolas y la energía específica relacionada con la operación.

de Carvalho & Tavares (2013), Las pruebas de molienda por lotes han sido una muy buena herramienta para ayudar a comprender el efecto del diseño y las variables operativas en la molienda de bolas, así como para proporcionar datos



para un par de métodos de escalado exitosos. Recientemente, se ha propuesto un modelo mecanicista del molino de bolas, y el presente artículo describe su aplicación en la simulación de molinos discontinuos que operan bajo un rango de condiciones. Las tasas de rotura de primer orden se estimaron utilizando datos de estas simulaciones y se utilizaron para investigar el efecto de las variables operativas y de diseño en la molienda. Las predicciones que utilizan el modelo mecanicista se comparan luego con las que utilizan las relaciones de ampliación propuestas por Austin y sus colaboradores y Herbst y Fuerstenau. Las tendencias predichas utilizando el modelo mecanicista concuerdan en general con los modelos empíricos.

Palomares et al. (2010), Presentó un estudio similar en el cual menciona que en la actualidad la mayor parte de los circuitos de flotación de zinc de la Minería Peruana cuentan con circuitos de remolienda, estas pueden ser: Cerrada cuando los remolidos retornan a la alimentación general de flotación y Abierta cuando los remolidos son flotados en una etapa cleaner-scavenger y las colas van directamente al relave. En este trabajo la remolienda se llevó a cabo con un molino Águila de 4' x 6" cuyo radio de reducción del circuito fue de 1.11 con lo cual se logró incrementar la recuperación de Zinc en un 2% con una recuperación de la inversión en un periodo aproximado de 3 meses.

Katubilwa & Moys (2009), Se llevó a cabo una serie de pruebas de molienda por lotes utilizando tres tamaños de medios individuales, es decir, 30,6, 38,8 y 49,2 mm. Luego se consideraron sucesivamente dos mezclas de bolas. La mezcla de bolas recomendada por el fabricante original se usó para investigar el efecto de la distribución del tamaño de la bola en la función de selección, mientras que la mezcla de bolas en equilibrio se usó para validar el modelo. Los resultados



muestran que, con los seis parámetros mencionados anteriormente, la mezcla de carga se caracteriza completamente con una desviación de alrededor del 5%. Curiosamente, los parámetros estimados se pueden usar en el modelo del simulador, lo que permite encontrar la distribución óptima de carga de bolas para un conjunto de restricciones operativas.

Alonso et al. (2005), Modelos matemáticos fueron desarrollados a través del análisis estadístico para predecir la recuperación y el grado de zinc, así como de otros metales de interés. Las dosificaciones óptimas de los reactivos (X-Flex31, CuSO₄, y Teuton-100) usados en la flotación de zinc permitieron un ahorro en el costo de reactivos de 0.2% en el caso de un incremento en recuperación y de 2.6% en el incremento del grado de zinc debido a un menor consumo de reactivos. Las variables óptimas en la recuperación de zinc son el 40 g/ton de colector (XFlex31), 453 g/ton de activador (CuSO₄) y 49.7 g/ton de espumante (Teuton-100); mientras que para maximizar el grado de zinc, las condiciones óptimas son: 45 g/ton de X-Flex31, 453 g/ton de CuSO₄ y 35.3 g/ton de Teuton-100. Con estas condiciones óptimas de reactivos, el grado de zinc se logró incrementar de 49.1% a 51.1% manteniendo constante la recuperación de zinc en 84.8%; o bien, incrementar la recuperación de zinc de 84.8% a 86.8% manteniendo constante el grado de zinc de 49.1%.

Hukki (1975), Comentó sobre la selección y dimensionamiento de molinos para aplicaciones de molienda ultrafina y remolido no se prestan a las metodologías convencionales. Se requiere un enfoque más holístico, uno que considere no solo el molino sino también la aplicación del molino dentro del proceso. La selección de molinos agitados para la molienda ultrafina requiere enfoques únicos para responder preguntas relacionadas con la selección de la



configuración del circuito, el tipo de molino, los medios y las condiciones de operación. Otras consideraciones requeridas para la selección de molinos son las dificultades inherentes a la medición del tamaño de las partículas y una definición precisa del tamaño del producto requerido.

Álvarez Rodríguez (2010), Presentó un estudio similar en el cual menciona que las plantas de tratamiento de minerales se caracterizan por tener unos consumos energéticos muy elevados. En la siguiente figura se representa una distribución típica del consumo de energía de una planta de tratamiento por flotación, mostrando las operaciones de preparación de mineral (trituración y molienda), las operaciones de concentración (incluyendo los costes de transporte de material, concentración propiamente dicha por flotación, desaguado y secado del concentrado, etc.), y los consumos en servicios generales (alumbrado, suministro de agua, calefacción, etc.).

Concha & Austin (1994), En su libro comento que, al diseñar cualquier tipo de reactor, el primer objetivo del ingeniero de proceso es dimensionar el reactor según la producción solicitada de producto de la calidad deseada, utilizando coeficientes cinéticos, balances térmicos y de masa, y coeficientes de transferencia de calor. Se debería obtener la porción especificada de producto en la manera más eficiente viable, con el mínimo de precio de capital, de costos de energía y de precios de mantenimiento y mano de obra.

2.1.2 Nacionales

Aquino Quiñones (2009), Con el presente documento no pretendo inventar la pólvora, ni mucho menos reinventar la Teoría General de conminución, sino más bien aportar a clarificar algunas dudas que sobre los nuevos métodos de



prueba de determinación del Wi se han venido generando en los tiempos actuales, el planeamiento de una empresa minera considera típicamente las ganancias y los costos asociados con la extracción y procesamiento de minerales en productos vendibles. Pero las interrelaciones entre costos de mina y de planta, a menudo se dejan pasar durante el proceso de optimización de planeamiento de mina y de planta, un método sencillo y rápido para predecir la energía requerida en el proceso de reducción de tamaño, como la determinación del (índice de trabajo), aportaría al proceso de planificación en costos de energía, especialmente si el procedimiento podría ser considerado como parte del análisis rutinario de muestras de taladro o cortes, e incorporar los costos de molienda como parte del proceso de planificación de mina, se podría mejorar la optimización general de la combinación de mina/molienda.

En los últimos años, la minería ha sido vital para la economía peruana, pero también ha generado impactos ambientales considerables, como la producción de grandes cantidades de residuos metálicos durante el proceso de molienda. En la minera Antapaccay, se generan entre 40 y 50 toneladas diarias de residuos, compuestos por un 25% de bolas de acero desgastadas y 75% de mineral fragmentado. Ante la falta de un sistema de segregación, este estudio propone el diseño de una planta de segregación de 210 m² equipada con tolvas y cintas transportadoras para separar y reaprovechar los residuos. El sistema optimizará el manejo de los residuos y reducirá el impacto ambiental, principalmente en lo relacionado con la pérdida de cubierta vegetal y la contaminación del suelo, cuyo impacto ha sido moderado en las etapas de transporte y almacenamiento. Con la implementación de este sistema, se espera mejorar la eficiencia operativa de la



planta y reducir los costos asociados a la compra de bolas de acero nuevas y al manejo (Huillca Cáceres, 2018).

El estudio de investigación realizado en la empresa Neal tiene como objetivo principal optimizar el proceso de lixiviación de oro mediante el método CIP (carbón en pulpa), buscando mejorar la eficiencia en la recuperación del mineral. Machaca Chuquimamani (2019) explica que "la investigación se centró en la optimización de los tanques de cianuración, evaluando cómo el tiempo de residencia, la densidad de la pulpa y el control del pH influyen en la recuperación del oro". Utilizando pruebas experimentales en laboratorio, se cuenta que un pH regulado entre 11 y 12, junto con un depósito de agua de 150 m³, 200 kg de CN⁻ y 100 kg de NaOH por día, permitió incrementar la recuperación de oro a un 94%. Las pruebas demostraron que ajustar el tiempo de residencia y las condiciones de operación de la planta es clave para mejorar el rendimiento, validando la viabilidad de esta optimización en beneficio de la empresa.

En el estudio desarrollado en 2018 en la Planta de Beneficio Jerusalén SAC, ubicada en Arequipa, se calcula que la capacidad de producción de 80 TMSD no era suficiente para alcanzar los objetivos de productividad. Se realizó un análisis técnico-económico para ampliar la planta a 120 TMSD. Según Delgado Mita (2020), "se implementaron nuevos equipos, como un molino de bolas y un hidrociclón, lo que resultó en un aumento en la producción de oro de 38,280 a 57,420 gramos mensuales, mejorando la rentabilidad en un 33.3%". Además, la expansión de la planta permitió procesar mayor tonelaje y reducir los costos de producción, al tiempo que mejoraron las condiciones metalúrgicas en las áreas de molienda, clasificación, flotación y cianuración.



La empresa CIA Minera Jerusalén SAC, ubicada en Chala, se enfrentó a desafíos operativos debido a la baja recuperación de oro (87%), el elevado consumo de cianuro y los prolongados tiempos de lixiviación, lo que elevó los costos de producción en 2020. El estudio realizado tuvo como objetivo optimizar los parámetros de cianuración para mejorar la eficiencia en la recuperación del oro y reducir los costos. A través de un enfoque preexperimental, se evaluaron factores como la granulometría, el pH y la concentración de cianuro, logrando aumentar la recuperación de oro al 91,24%. Se concluyó que una adecuada liberación del mineral en la molienda y un control óptimo del proceso de lixiviación reducen el consumo de cianuro y mejoran la eficiencia operativa (Apaza Choquehuayta, 2022).

La investigación titulada “Estudio de factibilidad para la ampliación de la planta Minera Confianza SAC de 140 TM/día a 200 TM/día para la lixiviación de minerales auríferos” evaluó la expansión de la capacidad de procesamiento de la planta a través de un enfoque cuantitativo experimental. Según (Mamani Vargas, 2022), “la ampliación implica la instalación de nuevos equipos, como un molino de bolas de 5ft x 5ft y un tanque de agitación mecánica, lo que incrementará el tiempo de residencia de 77 a 86 horas, logrando un aumento en la recuperación de oro al 95,29%”. El proyecto abarcó tanto el área de molienda como la de lixiviación, implementando también una bomba de lodos y un hidrociclón para optimizar el proceso de adsorción. Esto permitió mejorar la eficiencia del procesamiento, reflejándose en una mayor recuperación de minerales, reducción de costos operativos y un aumento en la rentabilidad de la planta. Además, se realizaron evaluaciones económicas detalladas y se presentó un flujo proyectado de operaciones que demostró la viabilidad técnica y económica del estudio.



La empresa Minera Sol de los Andes S.A.C. utiliza el proceso CIP (carbón en pulpa) para procesar minerales auríferos, con una capacidad de 100 TMD y un porcentaje de recuperación de oro del 87%. No obstante, la baja eficiencia en la molienda y clasificación, junto con una elevada carga circulante en la remolienda, reduce la capacidad de tratamiento. El objetivo del estudio fue optimizar el circuito de molienda y mejorar la liberación de las partículas de oro. A través de un diseño experimental cuantitativo, se ajustaron parámetros clave como la granulometría, densidad de pulpa, caudal y clasificación. La planta cuenta con un molino de bolas de 6ft x 8ft que produce una granulometría de 60% malla -200, cuya pulpa es enviada a una doble clasificación con hidrociclones, y luego al proceso CIP con una granulometría del 80% malla -200. Durante la molienda, se añade cianuro en concentraciones variables debido a las diferentes características mineralógicas del mineral. El estudio concluyó que trabajando con una granulometría de 79.24% malla -200 en 30 minutos, se alcanzó una recuperación de oro del 91.85%, mejorando la capacidad productiva en 4.85% y, por ende, aumentando los beneficios económicos de la empresa (Apaza Mamani, 2024).

El estudio en la planta de beneficio Procesadora Neal SAC, ubicada en Chala, Arequipa, se enfocó en mejorar la recuperación de oro de concentrados gravimétricos arseno-piríticos provenientes de la minera Santa Bárbara SMRL. Se evaluó la influencia de la granulometría y la concentración de cianuro en el proceso de lixiviación de oro. Callasaca Casazola (2024) concluye que "a concentraciones superiores a 3000 ppm y granulometría fina (-325 y -400), la recuperación de oro mejoró significativamente, alcanzando hasta un 95.87%, mientras que las concentraciones menores a 1000 ppm resultaron en menores recuperaciones, alrededor del 83,60%", el estudio demostró que la granulometría



y la concentración de cianuro son factores determinantes en la eficiencia del proceso de lixiviación, especialmente cuando se trata de minerales refractarios. La máxima recuperación del 95,87% se logró con una concentración de cianuro de 5000 ppm y una granulometría de 95% pasante -400, en un tiempo de agitación de 48. Por el contrario, la menor recuperación fue de 62,42% con una concentración de 1000 ppm y una granulometría de 95% pasante -200. Esto subraya la importancia de ajustar adecuadamente las variables operativas para maximizar la eficiencia en el tratamiento de minerales refractarios.

2.1.3 Locales

El trabajo titulado “Diseño de un Molino de Bolas para la Corporación Minera Ananea S.A.” de Chambi Condori (2013), tiene como objetivo mejorar la eficiencia en la recuperación de mena mediante el diseño de un molino de bolas. Este estudio incluye la descripción teórica y comparativa de los equipos de molienda, su funcionamiento, partes y mantenimiento. Se diseñó un molino con dimensiones de 5' x 9' o 6' x 7', con un motor de 70 HP y un consumo de energía de 53 kW, capaz de procesar 3 toneladas por hora o 50 toneladas por día. Se realizaron cálculos detallados para la transmisión del molino, minimizando el desgaste mediante la optimización de engranajes, ejes, rodamientos y acoplamientos. Además, se enfatiza la importancia del mantenimiento constante para evitar averías imprevistas, el proyecto resalta que el molino de bolas es la mejor opción para tratar minerales de baja ley, y que el diseño garantiza tanto la eficiencia como la durabilidad de los equipos. Los resultados del estudio permiten mejorar el procesamiento de mineral, optimizando la separación de la mena y garantizando un rendimiento adecuado en términos de capacidad y consumo



energético, contribuyendo así a la mejora del proceso minero en la Corporación Minera Ananea S.A.

Hinojosa Quispe (2017), Presentó un estudio sobre el proceso de diseño de un molino de bolas que combina el cálculo de magnitudes (diámetro y longitud), con el diseño por medio de programa CAD, de tal forma que los dos se complementan para ofrecer como consecuencia un diseño virtual en 3D, al cual se le puede hacer diferentes tipos de simulaciones según las propiedades que se le darán en su uso. Además, el molino de bolas está diseñado de consenso al “método de bond para el diseño de molino de bolas”, antes al diseño en sí, se hace una colección de información referente a la teoría sobre molienda y el molino de bolas que nos va a servir para comprender el porqué del diseño. A lo largo del proceso de diseño se toleró el trabajo con programa cad Autodesk Desarrollador.

El trabajo de “Implementación de una unidad de flotación rápida en la descarga del molino de bolas primario en la empresa minera SILVER MINSPERU SAC” tiene como objetivo mejorar la recuperación de minerales mediante la instalación de una celda unitaria tipo DENVER 32" X 32". Según (Gonzales Guevara, 2018), “la celda de flotación rápida permite recuperar minerales valiosos como el plomo, tan pronto como se libera, mejorando la eficiencia del circuito de flotación y aumentando la capacidad productiva de la planta”. Además, se destaca que la implementación de este sistema incrementa la rentabilidad de la operación al optimizar la molienda y evitar la sobremolienda, lo que indirectamente mejora los tiempos de procesamiento en las celdas de flotación subsiguientes. La implementación de esta tecnología es una estrategia clave para incrementar la producción y garantizar una rápida recuperación de la inversión.



GEZA Minerales Asis EIRL enfrenta la necesidad de expandir sus operaciones mineras para mejorar la productividad y rentabilidad. Actualmente, la empresa es líder en acopio y procesamiento de minerales auríferos, y busca incrementar su producción mensual mediante mejoras metalúrgicas. El objetivo del proyecto es aumentar la producción de la planta de beneficio en Puno, de 30 a 60 TMD, a través de la optimización de equipos, como la implementación de un nuevo molino de bolas y una chancadora cónica. Además, se emplea la técnica de cianuración y el proceso CIP (carbón en pulpa) para mejorar la recuperación de oro a un 90%. Según Lima Paucar (2018), "se realizó un estudio económico para calcular la capacidad de los equipos, identificar limitaciones y planificar nuevas inversiones, incluyendo un motor para el molino y la optimización de los reactivos utilizados".

En el trabajo de investigación Turpo Cahuana (2019), evalúa de manera técnica y económica la expansión de la capacidad de la planta de procesamiento de minerales San Carlos, ubicada en Chilahuito, Puno, de 50 TM/día a 200 TM/día. Actualmente, los equipos son insuficientes para este aumento de capacidad, por lo que se propone la incorporación y optimización de equipos en las etapas de chancado, molienda, flotación y relave. El estudio incluye el análisis de los procesos actuales, la selección de equipos adecuados y una evaluación económica detallada para la adquisición de los nuevos recursos necesarios. Se establece un diagrama de proceso que detalla los equipos y parámetros a mejorar, y se justifica la inversión proyectada, con el fin de optimizar la eficiencia operativa de la planta y aumentar la recuperación de minerales, maximizando así los beneficios económicos de la operación minera.



En la unidad minera CORI PUNO SAC, que procesa 1785 TMS/D de mineral de oro, se realizó un estudio para mejorar los procesos de gravimetría y flotación, con el objetivo de aumentar el porcentaje de recuperación de oro. Según el estudio, se evaluaron parámetros clave como la granulometría, la densidad de la pulpa y la dosificación de reactivos mediante un diseño factorial 2k. Las pruebas en laboratorio revelaron que la granulometría óptima es del 72% malla -200, la densidad de pulpa ideal es de 1250 kg/L y la dosificación del reactivo AP-4037 (colector y espumante) es de 40 ml/min. Estos ajustes incrementaron permitieron la recuperación de oro en un 1.5%, mejorando la calidad del concentrado de 71.2% a 72.7% de Au, lo que se considera un avance (Mamani Benito, 2020).

En el trabajo titulado "Optimización de la granulometría del mineral en la etapa rugosa para mejorar la concentración del estaño en la etapa clean en laboratorio metalúrgico de la unidad minera San Rafael Minsur", se buscó solucionar el problema de baja concentración de estaño en la etapa clean mediante la optimización de la granulometría en la etapa más rugosa. Según (Choquehuayta Nina, 2022), "al aumentar el tiempo de molienda a 14 minutos y 18 segundos, se alcanzó una granulometría óptima de D80 de 298 μm en la etapa más rugosa y 166 μm en la etapa más limpia, lo que incrementó la concentración de estaño un 63,24%". Este incremento en la concentración refleja el beneficio directo de ajustar la granulometría en el proceso de concentración gravimétrica, mejorando así la eficiencia en la planta de procesamiento. La investigación se basó en una metodología experimental cuantitativa con un enfoque aplicado, lo que permitió analizar los resultados obtenidos en condiciones reales y optimizar los parámetros críticos para mejorar la recuperación del mineral en las diferentes etapas del proceso.



Este proyecto de tesis se llevó a cabo en la Unidad Minera Monteflor, ubicada en Puno, en 2022, con el objetivo de mejorar la rentabilidad del procesamiento de minerales auríferos de baja ley. Para ello, se implementó un molino continuo con trampas en su chaqueta de goma, lo que facilitó la concentración de oro por gravimetría. El estudio consideró que el ancho óptimo de la trampa es de 0,8 cm y la densidad de pulpa de 1400 g/L. Los resultados mostraron una recuperación total del 74,88% del oro, combinando el uso de trampas y un circuito de alfombras. Las alfombras recuperaron un 61,48% del oro, mientras que el circuito de trampas de alfombras recuperó un 13,40%. El diseño del molino permitió un acceso sencillo a las trampas, mejorando así la eficiencia del proceso de extracción. Esta investigación destaca la importancia de optimizar los parámetros operativos para maximizar la recuperación del oro en operaciones mineras artesanales, logrando mejoras tanto en la rentabilidad como en la facilidad de operación diaria. Este enfoque es similar a otros asentamientos mineros que enfrentan desafíos con minerales de baja ley (Mamani Gonzales, 2023).

2.2 CONMINUCIÓN

La conminución de minerales es un proceso clave en la minería, que implica la reducción del tamaño de las partículas de mineral a través de la trituración y molienda. Este proceso tiene como objetivos principales:

- **Liberar las especies minerales diseminadas** para mejorar la eficiencia de su posterior extracción y procesamiento.
- **Facilitar el manejo y transporte** de los sólidos, convirtiendo grandes bloques en partículas más manejables.



- **Producir materiales de tamaño controlado** que cumplan con los requisitos específicos para las etapas subsiguientes de procesamiento.

La eficacia de la conminución se mide mediante la **razón de reducción** (Rr), que se define como la relación entre el tamaño inicial y el tamaño final de las partículas después del proceso de conminución:

$$Rr = \frac{\text{Tamaño de alimento}}{\text{Tamaño de Producto}} = \frac{F_{80}}{P_{80}}$$

Los minerales, en su mayoría cristalinos, están unidos por enlaces químicos o fuerzas físicas. Sin embargo, presentan defectos estructurales que pueden ser puntos de debilidad bajo la aplicación de fuerzas externas, como la compresión o tracción. Aunque idealmente deberían distribuir estas fuerzas de manera uniforme y fracturarse solo cuando se supera la resistencia de sus enlaces, en la práctica, suelen fracturarse a fuerzas mucho menores debido a:

Defectos durante la formación, extracción y manejo previo, que pueden generar grietas y debilitar la estructura mineral.

Diferencias en el comportamiento mecánico de las especies minerales diseminadas, lo que contribuye a una resistencia mecánica heterogénea.

Estas heterogeneidades actúan como concentradores de esfuerzo, llevando a que el mineral se comporte como un material frágil cuya resistencia mecánica depende de las características de estas irregularidades. Antes de la fractura, los minerales almacenan parte de la energía aplicada, que luego se convierte en **energía libre superficial** a medida que las partículas se fracturan. Esta energía es el resultado de los enlaces insatisfechos en la nueva superficie creada por la fractura. Cuanto mayor sea la energía libre superficial,



más reactiva será la superficie de la partícula, lo que puede facilitar la separación de las diferentes especies minerales en algunos casos (Austin et al., 1984).

2.3 MECANISMOS DE FRACTURA

Para profundizar en la comprensión de los mecanismos subyacentes que provocan la fractura de las partículas minerales, investigadores a lo largo de numerosos años han buscado aplicar los principios de la “física y mecánica de la fractura”. Estos conceptos son comúnmente utilizados en el ámbito de la ciencia de materiales y en la disciplina de la mecánica de rocas. Las partículas minerales se caracterizan por su heterogeneidad y suelen presentar imperfecciones tanto en escalas macroscópicas como microscópicas. Su comportamiento no es uniformemente frágil y puede variar dependiendo de varios factores. Aunque las partículas minerales pueden ser consideradas como materiales frágiles en tamaños diminutos, es decir, aquellos en los que la tensión experimentada es directamente proporcional a la carga aplicada hasta el punto de fractura, esta caracterización no siempre se mantiene en escalas mayores. A.E. Griffith fue pionero en observar que las fallas o grietas existentes en un material pueden generar una concentración de tensión, lo que eventualmente lleva a la fractura del sólido. El modelo teórico propuesto por Griffith ha sido fundamental y ha sentado las bases para muchos estudios posteriores en el campo (Aquino Quiñones, 2009).

Cada material posee un límite máximo de tensión que es capaz de soportar antes de fracturarse. Este límite está definido por una ecuación específica que relaciona la tensión máxima con otras propiedades físicas del material. Si bien no se proporcionó la ecuación completa, generalmente toma la forma:

$$P_M \approx \sqrt{\frac{Y\gamma}{a}}$$



Donde:

P_M : Esfuerzo de tensión máxima.

Y : Módulo de Young.

γ : Energía superficial sobre el área.

a : Distancia interatómica.

Se ha observado que las partículas minerales tienden a fracturarse cuando están sometidas a niveles de tensión que oscilan entre el 1% y el 10% del esfuerzo máximo teórico P_M . Este fenómeno se atribuye a la naturaleza heterogénea de las partículas y a la presencia de defectos tanto en la escala macroscópica como microscópica. Dichas imperfecciones actúan como puntos de concentración de esfuerzos, lo que facilita la propagación de grietas y resulta en la fractura del material incluso bajo una fracción del esfuerzo que sería necesario para romper un material homogéneo e ideal (Austin et al., 1984).

El proceso de fractura se inicia cuando la energía acumulada por deformación en la proximidad de la punta de una grieta alcanza un umbral crítico. En este punto, la energía es suficiente para superar las fuerzas intermoleculares o enlaces químicos presentes, provocando que estos se rompan. Como consecuencia, la grieta se extiende a través del material, llevando finalmente a su ruptura (Austin et al., 1984).

Este mecanismo de fractura es complejo y está influenciado por múltiples factores, incluyendo las propiedades intrínsecas del material, el tamaño y orientación de las grietas, así como las condiciones ambientales externas. La comprensión detallada de este proceso

es crucial para predecir y mejorar la resistencia y durabilidad de los materiales en diversas aplicaciones industriales y geológicas (Austin et al., 1984).

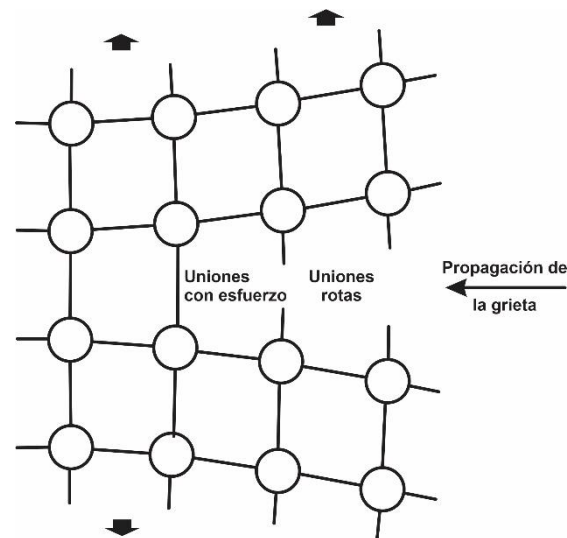


Figura 1. Propagación de una grieta por ruptura de uniones químicas bajo esfuerzo externo.

Fuente: (Zeballos, 2003)

La propagación de una grieta en un material no requiere necesariamente de una fuerza externa aplicada directamente sobre ella; más bien, necesita alcanzar un nivel de tensión que genere la energía suficiente para impulsar la extensión de la grieta. El esfuerzo crítico que desencadena la fractura es aquel que logra equilibrar la energía superficial involucrada en la creación de las dos nuevas caras que resultan de la fractura (Austin et al., 1984).

Este umbral de tensión crítica, que debe aplicarse perpendicularmente a la grieta, es conocido como la fuerza de Griffith σ_c . El valor de este esfuerzo crítico se puede calcular mediante la ecuación desarrollada por Griffith, que relaciona la tensión con la energía superficial y otras propiedades físicas del material. La ecuación es:



$$\sigma_G = \left(\frac{2\gamma j}{L_{cr}} \right)^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

γ = Módulo de Young.

j = Energía libre superficial por unidad de área de la grieta.

L_{cr} = Longitud de la grieta.

En la práctica, la energía necesaria para fracturar materiales es mayor que la que indica la energía libre de formación de nuevas superficies. Esto se debe a que los enlaces presentes no solo en las superficies de fractura potenciales sino también en las áreas circundantes están sometidos a tensión, lo cual contribuye al consumo de energía adicional (Austin et al., 1984).

La teoría propuesta por Griffith sostiene que para que ocurra una fractura es imprescindible la presencia de una fuerza de tensión actuando a lo largo de la grieta y extendiéndose más allá de su apertura. Una carga compresiva uniforme, por su naturaleza, tiende a cerrar la grieta en lugar de propagarla. No obstante, una carga compresiva que no sea uniforme puede generar fuerzas de tensión localizadas que sí favorecen la formación y expansión de grietas (Austin et al., 1984).

- **EN CONMINUCION LAS PARTICULAS NORMALMENTE SE QUIEBRAN BAJO TENSION, Y NO BAJO COMPRESION**

En el contexto de la conminución, es decir, el proceso de romper y reducir el tamaño de las partículas, se observa que las partículas generalmente se fracturan bajo condiciones de tensión más que bajo compresión. Esto se debe a que las cargas



compresivas no uniformes generan tensiones localizadas que resultan en fracturas (Austin et al., 1984).

Al estudiar la fractura de partículas hasta alcanzar tamaños diminutos, se hace evidente que la deformación plástica un cambio permanente en la forma del material se convierte en un aspecto crucial. Cuando ocurre una deformación plástica significativa junto con la fractura, se llega a un punto conocido como el Límite de Moliendabilidad. Este límite representa el tamaño más pequeño al que una partícula puede ser reducida antes de que la deformación plástica impida una fractura adicional. A menudo hay confusión entre este límite y el tamaño más pequeño del producto resultante (Austin et al., 1984).

La manera específica en que una partícula se fractura varía según su naturaleza y cómo se aplica la fuerza sobre ella. La fuerza ejercida puede ser compresiva, lo cual induce tensión y resulta en la fractura; esta fuerza puede aplicarse a diferentes velocidades, y dicha velocidad influye en cómo ocurre la fractura. Otra posibilidad es una fuerza de corte, como la ejercida por dos partículas al frotarse entre sí. Existen numerosos términos para describir los mecanismos detrás de las fracturas, pero principalmente se identifican tres tipos:

- 1 **Abrasión:** Este mecanismo se manifiesta cuando la energía aplicada sobre la partícula no es suficiente para provocar una fractura de gran magnitud. En tales circunstancias, se generan tensiones localizadas que solo son capaces de causar fracturas en áreas muy limitadas de la superficie de la partícula. Como resultado de este proceso, se produce una distribución de partículas donde predominan fragmentos cuyo tamaño es similar al de la partícula original, acompañados por una cantidad menor de partículas extremadamente finas. Este fenómeno es

característico de procesos donde el desgaste superficial es el principal contribuyente a la reducción del tamaño, en lugar de una fractura completa y uniforme a través de la partícula. La abrasión puede ser visualizada como un raspado o desgaste progresivo que, aunque no divide completamente a la partícula en fragmentos más pequeños, sí altera su morfología y tamaño gradualmente.

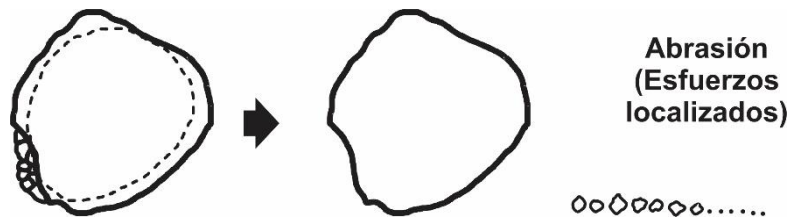


Figura 2. Abrasión (Esfuerzos localizados).

Fuente: (Zeballos, 2003)

- 2 Compresión:** Este mecanismo de fractura se presenta cuando la energía aplicada es lo suficientemente alta como para que solo algunas regiones específicas de la partícula se fracturen. Esto da lugar a la formación de un número reducido de fragmentos, los cuales tienden a ser de tamaño considerable y relativamente similar al de la partícula original. La compresión implica una fuerza que actúa directamente sobre la partícula, causando que se rompa en áreas donde la tensión supera la resistencia del material. A diferencia de la abrasión, donde el desgaste es superficial y más extendido, la compresión conduce a fracturas más profundas y localizadas, resultando en fragmentos más grandes y menos finos.

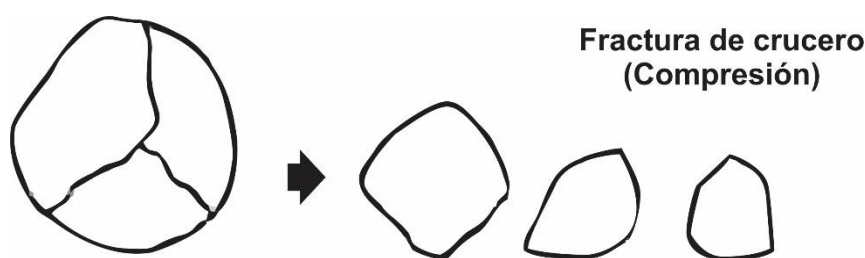


Figura 3. Fractura de crucero (Compresión).

Fuente: (Zeballos, 2003)

- 3 Impacto:** Este mecanismo ocurre cuando la energía aplicada excede ampliamente la necesaria para fracturar la partícula. En este escenario, la partícula se somete a una fuerza súbita y extrema que provoca su ruptura en múltiples fragmentos. El resultado es la generación de una gran cantidad de partículas que presentan una diversidad considerable en cuanto a tamaño, desde muy pequeñas hasta fragmentos más grandes. El impacto se caracteriza por ser un evento de alta intensidad y corta duración que induce tensiones en múltiples direcciones dentro de la partícula, facilitando así su desintegración en numerosos pedazos con una distribución de tamaño heterogénea.

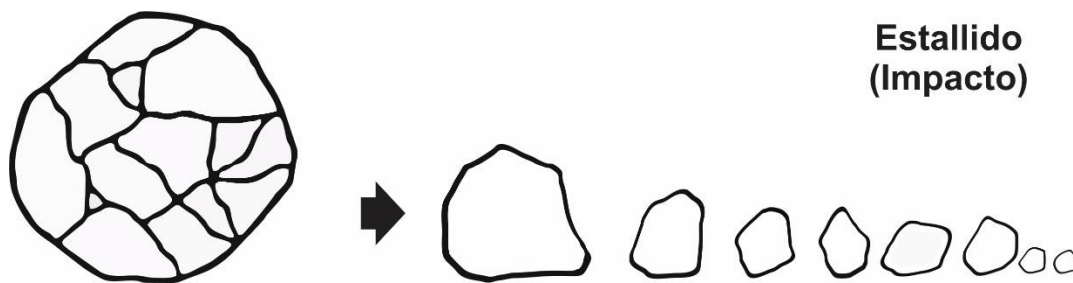


Figura 4. Estallido (Impacto).

Fuente: (Zeballos, 2003)

La fractura por abrasión comúnmente ocurre debido al roce entre las partículas mismas, o entre las partículas y los medios de molienda o revestimientos del equipo. Este mecanismo genera dos fracciones distintas de tamaño: una más gruesa que conserva dimensiones parecidas a la partícula original y otra mucho más fina en comparación con el tamaño inicial. La velocidad a la que se produce este mecanismo es relativamente constante y depende de factores como la dureza del mineral y las condiciones específicas del proceso de molienda. Los minerales más blandos tienden a ser más susceptibles a la abrasión (Pryor, 2012).

Un fenómeno similar es el descantillado, que implica el desprendimiento de las esquinas y aristas de las partículas. Esto ocurre debido a la aplicación de esfuerzos tangenciales que, aunque no son suficientes para fracturar completamente la partícula, sí provocan la eliminación de estas partes salientes. Tanto la abrasión como el descantillado son procesos que frecuentemente se agrupan bajo el término de atricción (Pryor, 2012).

En los equipos de chancado, se observa una combinación de mecanismos de compresión y atricción. La compresión rompe las partículas en fragmentos más grandes, mientras que la atricción contribuye al desgaste superficial y al desprendimiento de partes menores, resultando en la generación de una cantidad significativa de material fino. La Figura 5 ilustra cómo se lleva a cabo esta combinación de compresión y atricción durante las etapas de chancado, mostrando las fuerzas involucradas y cómo afectan a la partícula (Pryor, 2012).

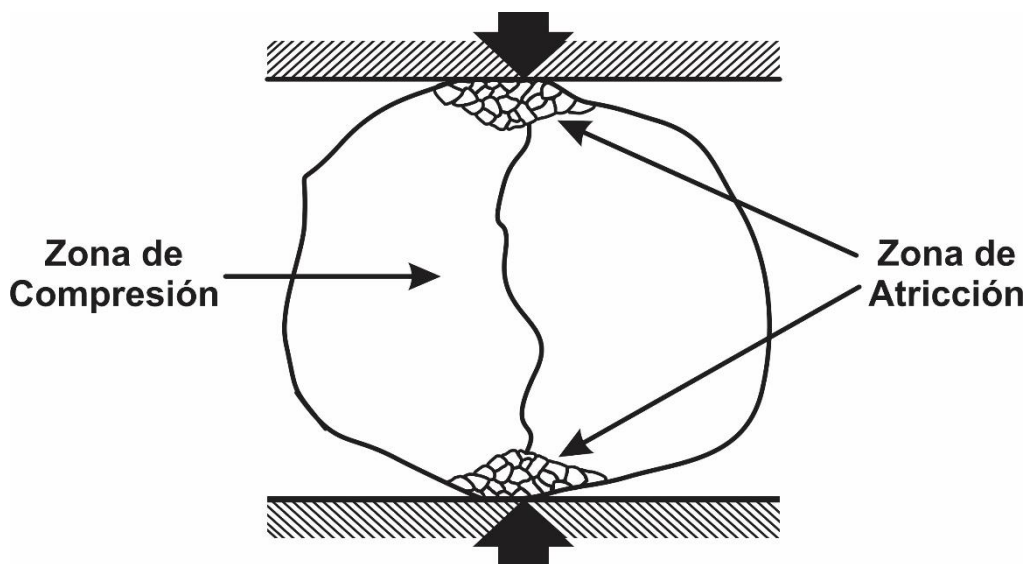


Figura 5. Presentación de la aplicación de esfuerzos en la etapa de chancado.

Fuente: (Zeballos, 2003)

2.4 TEORÍAS CLÁSICAS DE LA CONMINUCIÓN

La teoría de la conminución explora la fascinante relación entre la energía invertida en fragmentar un material y el grado de reducción de tamaño que se logra. Este campo de estudio, fundamental en diversas áreas como la minería, la ingeniería y la ciencia de materiales, busca comprender los mecanismos que gobiernan la ruptura de sólidos, optimizando así procesos como la molienda, el chancado y la pulverización. Si bien se han propuesto diversas teorías para explicar la conminución, ninguna ha logrado abarcar la complejidad del fenómeno en su totalidad. Una limitación común es la suposición de que los materiales son completamente frágiles, ignorando la posible absorción de energía durante procesos como la deformación y la elongación (Álvarez Rodríguez, 2010).

2.4.1 Ley de Rittinger

La **Ley de Rittinger**, formulada por Peter Rittinger en 1867, es un principio fundamental en el campo de la conminución, que se ocupa de la reducción del tamaño de partículas sólidas. Según esta ley, la energía requerida para disminuir el tamaño de las partículas es directamente proporcional al aumento de la superficie específica generada (Tromans, 2008).

Matemáticamente, se expresa como:

$$E_R = K_R \left[\left(\frac{1}{P_{80}} \right) - \left(\frac{1}{F_{80}} \right) \right] \quad (2)$$

Dónde:

E_R = Energía específica de conminución (kWh/ton)

K_R = Constante de Rittinger



P_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto

F_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación

La ley presupone que las partículas son homogéneas, isotrópicas y sin defectos estructurales, y que la energía se invierte únicamente en crear nuevas superficies sin considerar otras formas de disipación energética como el calor. Este enfoque idealizado solo considera la energía necesaria para alcanzar el punto crítico de deformación o ruptura del material (Tromans, 2008).

Es importante destacar que, en la práctica real, los materiales a menudo presentan imperfecciones y no siempre se comportan como sólidos ideales. Por lo tanto, aunque la Ley de Rittinger proporciona una base teórica valiosa, su aplicación directa puede requerir ajustes para reflejar las condiciones reales del material y del proceso de conminución. A pesar de que el postulado de Rittinger no cuenta con un amplio soporte experimental, en la práctica se ha observado que esta teoría es más efectiva para la fragmentación de partículas de mayor tamaño. Esto es particularmente cierto en la fase de trituración del material, donde se aplica para mejorar la eficiencia del proceso (Tromans, 2008).

2.4.2 Ley de Kick

En 1885, Kick formuló una teoría que establece que la energía necesaria para disminuir las dimensiones de un material es proporcional a la magnitud de la reducción de tamaño que se desea alcanzar. Esto implica que cantidades equivalentes de energía resultarán en cambios proporcionales en las dimensiones geométricas de un sólido. Según Kick, la energía requerida para fracturar un sólido ideal (que se caracteriza por ser homogéneo, isotrópico y libre de defectos)



corresponde únicamente a la necesaria para deformar el material hasta su punto de fractura, sin considerar la energía adicional que se necesitaría para completar la fractura del mismo (Tromans, 2008).

Para expandir este concepto, es importante entender que la ley de Kick se aplica mejor a la trituración gruesa, donde los sólidos se rompen en piezas grandes. En este escenario, la energía utilizada en el proceso de reducción de tamaño se enfoca en vencer las fuerzas internas que mantienen unidas las partículas del material. La validez de esta ley se ve limitada cuando se trata de reducciones de tamaño más finas, como en la molienda o pulverización, donde otros factores como la energía superficial y las fuerzas intermoleculares comienzan a tener un papel más significativo en el proceso (Tromans, 2008).

$$E_K = K_K \left[\log \left(\frac{F_{80}}{P_{80}} \right) \right] \quad (3)$$

Dónde:

E_K = Energía específica de conminución (kWh/ton)

K_K = Constante de Kick

P_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto

F_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación

A pesar de que la hipótesis propuesta por Kick no cuenta con una amplia base de evidencia experimental que la respalde, se ha observado en la práctica que su aplicación es más efectiva en el proceso de molienda de partículas finas.



Para ampliar esta idea, es relevante señalar que, aunque la ley de Kick originalmente se consideraba más adecuada para la reducción de tamaño en trozos grandes, estudios y experiencias prácticas han encontrado que bajo ciertas condiciones y con las adaptaciones adecuadas, esta ley también puede ser aplicable a la molienda fina. Esto se debe a que, en la molienda de partículas finas, los mecanismos de fractura y las energías involucradas pueden alinearse con los principios de proporcionalidad descritos por Kick, siempre y cuando se tomen en cuenta las variables adicionales como la distribución del tamaño de las partículas, la humedad y las propiedades específicas del material que está siendo procesado (Tromans, 2008).

2.4.3 Ley de bond

En 1952, Bond estableció una ley que indica que la energía necesaria para reducir el tamaño de un material hasta que el 80% del mismo pase a través de un tamiz específico es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de ese 80% de partículas, medido en micrones. Este diámetro se refiere a la abertura del tamiz por donde pasa el 80% del peso total de las partículas (Tromans, 2008).

Para profundizar en este concepto, es importante comprender que la ley de Bond se utiliza para predecir el consumo de energía en procesos de molienda y se basa en la relación entre la reducción de tamaño y la energía requerida para dicha reducción. La ley de Bond es particularmente útil para estimar la eficiencia energética en la molienda y para el diseño de circuitos de molienda. Esta ley toma en cuenta factores como la dureza del material y la granulometría deseada, lo que permite a los ingenieros y operadores optimizar los procesos de reducción de

tamaño para lograr una mayor eficiencia energética y una mejor calidad del producto final (Tromans, 2008).

$$E_B = K_B \left[\left(\frac{1}{P_{80}} \right) - \left(\frac{1}{F_{80}} \right) \right] \quad (4)$$

Bond introdujo el parámetro K_B como una función del Índice de Trabajo, W_i , que representa la cantidad total de energía (expresada en kWh por tonelada corta) requerida para reducir una tonelada corta de un material desde un tamaño teóricamente infinito hasta que el 80% de las partículas sean menores a 100 micras (lo que equivale aproximadamente a un 67% pasando por una malla de 200) (Tromans, 2008).

Para ampliar esta información, es crucial entender que el Índice de Trabajo es una medida de la eficiencia energética de los materiales en la reducción de tamaño y es un factor determinante en el diseño y la evaluación de los procesos de molienda. El valor del W_i varía según el tipo de material y es determinado experimentalmente mediante pruebas estandarizadas. Este índice permite a los ingenieros calcular la energía requerida para moler diferentes materiales y así diseñar sistemas de molienda más eficientes. El parámetro K_B , derivado del W_i , se utiliza para ajustar la fórmula general de Bond y obtener estimaciones más precisas del consumo energético en función del tamaño específico al que se quiere reducir el material (Tromans, 2008).

$$E_B = W = 10 * W_i \left[\left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} \right) - \left(\frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \right] \quad (5)$$

Dónde:



$E_B = W$ = Energía específica de conminución (kWh/ton)

W_i = Índice de trabajo del material (Kwh/ton corta)

P_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto, μm

F_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación, μm

El Índice de Trabajo de Bond, o W_i , es un parámetro que varía en función de la resistencia del material a ser conminuido y del tipo de equipo de conminución empleado, incluyendo la malla de corte usada en el clasificador para circuitos cerrados de conminución-clasificación. Este índice debe ser determinado experimentalmente para cada caso específico mediante pruebas estandarizadas en laboratorio (Tromans, 2008).

Para proporcionar un contexto más amplio, Fred Bond desarrolló su tercera teoría de la conminución teniendo en cuenta que no existen dos rocas idénticas ni ideales y reconociendo que la energía consumida en la conminución es proporcional a la longitud de las nuevas fracturas generadas. La extensa correlación empírica que realizó Bond, comparando miles de pruebas estándar de laboratorio con datos operativos reales de plantas, le permitió superar la controversia entre las teorías previas de Kick y Rittinger. Su teoría resultó aplicable tanto al chancado como a la molienda, con un margen de error promedio del $\pm 20\%$ para la mayoría de los casos estudiados. Esto ha hecho que su metodología sea ampliamente aceptada y utilizada en la industria para el diseño y optimización de procesos de conminución (Tromans, 2008).



2.4.4 Ley de charles-Holmes

La Ley de Charles-Holmes, formulada independientemente en 1957 por el científico estadounidense Charles y el británico Holmes, representa una generalización y unificación de las leyes de los gases que habían sido establecidas previamente. Esta ley se puede expresar, según Hukki en 1975, como una relación proporcional entre el volumen y la temperatura de una cantidad fija de gas, manteniendo la presión constante. En otras palabras, si se aumenta la temperatura de un gas, su volumen se expandirá si la presión permanece inalterada, y viceversa. Esta relación es fundamental para comprender el comportamiento de los gases bajo diferentes condiciones térmicas y ha sido esencial en el desarrollo de diversas aplicaciones científicas y tecnológicas.

$$dW = -C * \frac{d_x}{x^n} \quad (6)$$

En la formulación de las leyes que describen la energía necesaria para reducir el tamaño de las partículas, "C" representa una constante específica del material, mientras que "n" es un exponente que varía según la ley aplicada: 1 para la Ley de Kick, 2 para la Ley de Rittinger y 1.5 para la Ley de Bond. Estos exponentes reflejan la eficiencia del proceso de reducción de tamaño en diferentes escalas.

La Ley de Kick es más adecuada para partículas grandes, generalmente mayores a 1 cm, lo cual es típico en operaciones de trituración gruesa. Por otro lado, la Ley de Bond se ajusta mejor al proceso de molienda convencional realizado en molinos de barras y bolas, donde se manejan partículas de tamaño intermedio. Finalmente, la Ley de Rittinger se aplica a la molienda fina, donde las partículas son mucho más pequeñas.

Es importante destacar que existe un solapamiento en los rangos de tamaño de partícula donde estas leyes podrían ser aplicables. Esto significa que, en ciertos tamaños intermedios, tanto la Ley de Kick como la Ley de Rittinger o la Ley de Bond podrían teóricamente utilizarse con igual precisión. La elección entre estas leyes dependerá del contexto específico y del tipo de material que se esté procesando.

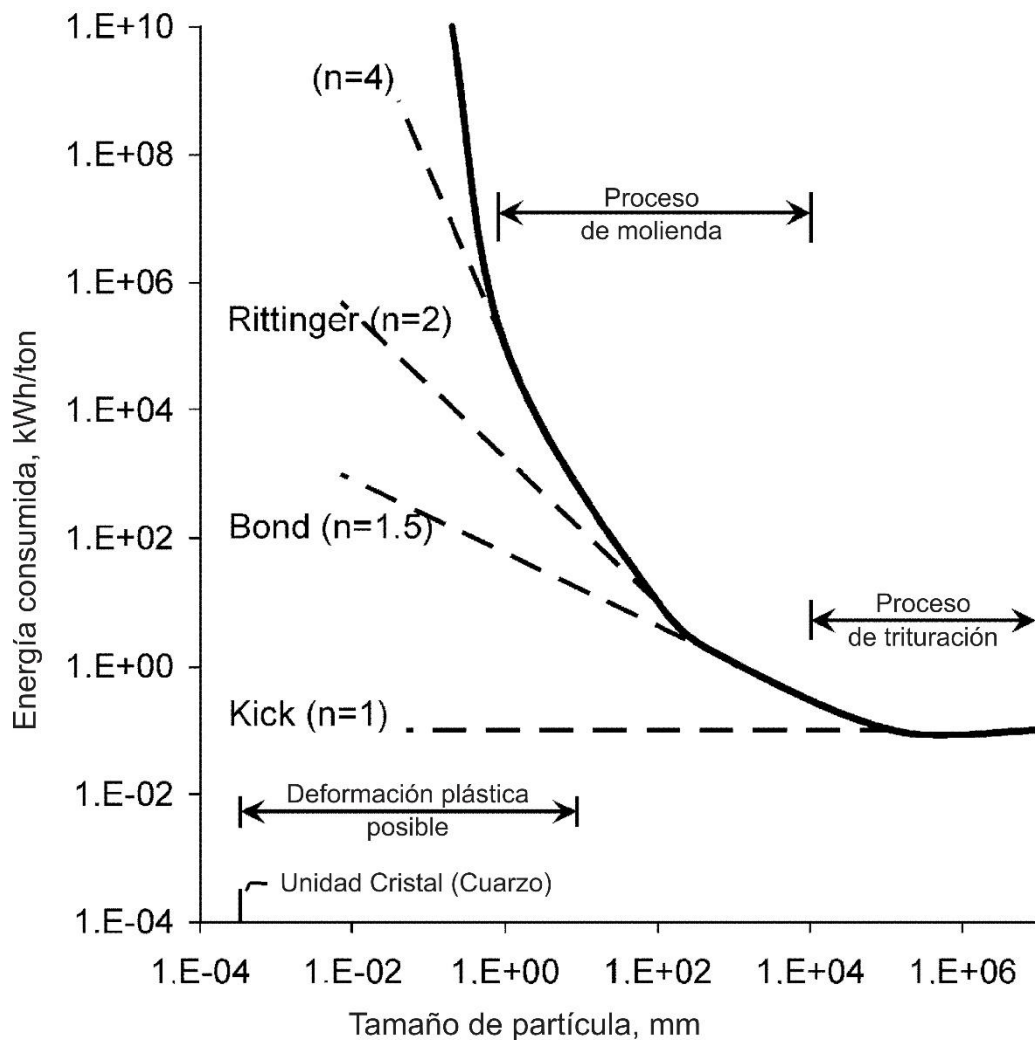


Figura 6. Forma general de relación de reducción de tamaño energía para las leyes de Rittinger, Bond y Kick.

Fuente: (Tuncdemir et al., 2008)



2.5 VELOCIDAD EN MOLINOS

La velocidad de operación en los molinos de bolas es un factor crítico que influye directamente en el mecanismo de molienda y, por ende, en el resultado final del proceso. Estos molinos suelen operar a velocidades superiores a los molinos de barras, lo que favorece principalmente un efecto de catarata de los medios de molienda sobre el material a pulverizar. La velocidad óptima se encuentra comúnmente entre el 70% y el 80% de la velocidad crítica, que es la velocidad a la cual los medios de molienda se mantendrían adheridos a las paredes del molino debido a la fuerza centrífuga sin caer sobre el material a moler (Kawatra, 2006).

Al incrementar la velocidad más allá de este punto óptimo, se intensifica el movimiento de catarata, pero si se alcanza o supera la velocidad crítica, los medios de molienda se adhieren a las paredes del molino y no ejercen la fuerza necesaria sobre el material, lo que resulta en una disminución drástica de la eficiencia de molienda. Por otro lado, al operar el molino a velocidades más bajas que lo óptimo, los medios de molienda tienden a rodar en lugar de caer, lo que produce una molienda más fina y por abrasión. Algunos molinos están equipados con motores de velocidad variable, permitiendo ajustar la velocidad de operación según las necesidades específicas del proceso y del material a moler. Esto ofrece una flexibilidad considerable para optimizar la eficiencia y calidad del producto final (Kawatra, 2006).

2.6 VELOCIDAD CRÍTICA

La velocidad crítica de un molino es la velocidad de rotación a la cual los medios de molienda y la carga alcanzan una posición de equilibrio dinámico adheridos a la superficie interior del cilindro del molino debido a la fuerza centrífuga. En este punto, la fuerza centrífuga generada por la rotación del molino es igual a la fuerza gravitacional

que actúa sobre los medios de molienda, lo que impide que estos caigan y ejerzan el impacto necesario para la molienda efectiva del material (Tuncdemir et al., 2008).

Al operar un molino a una velocidad igual o superior a la crítica, se evita la acción de caída en catarata y cascada de los medios sobre el material, que son esenciales para lograr una molienda eficiente. Por lo tanto, es crucial mantener la velocidad de operación del molino por debajo de este umbral crítico para asegurar que los medios de molienda impacten adecuadamente el material y se logre el tamaño de partícula deseado. La determinación precisa de la velocidad crítica es fundamental para el diseño y operación eficiente de los molinos, ya que permite establecer los parámetros óptimos de funcionamiento y evitar condiciones ineficaces que podrían resultar en una molienda deficiente o en un desgaste excesivo del equipo (Tuncdemir et al., 2008).

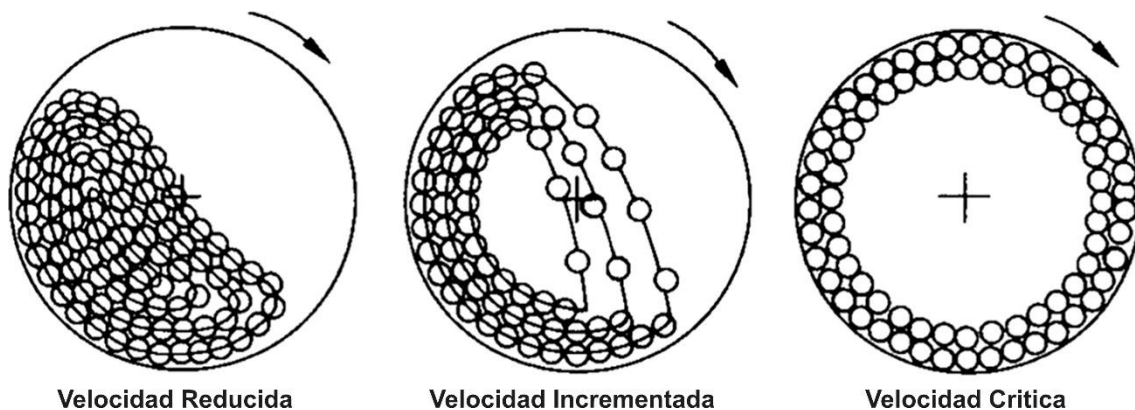


Figura 7. Velocidad crítica del molino.

Fuente: (Tuncdemir et al., 2008)

- a) **Velocidad reducida:** rotación en la parte interior del cilindro de las bolas y el material.
- b) **Aumento de la velocidad:** Las bolas ascienden adheridas al cilindro hasta una altura en la cual su peso sobrepasa la fuerza centrífuga y caen al fondo de la cámara sobre el material.

c) Las bolas debido la fuerza centrífuga giran pegadas a la pared del cilindro.

- **Impacto de bolas**

El proceso de impacto se muestra en la Figura 8, el modelo representa el momento de la colisión, mediante el cual las partículas son atrapadas entre los medios de molienda (bolas). El espacio entre las bolas está ocupado por una nube densa, por una dispersión o masa de partículas del polvo. Este fenómeno es típico en las operaciones de molienda húmeda y seca que usan medio de molienda como los molinos de bolas (Tuncdemir et al., 2008).

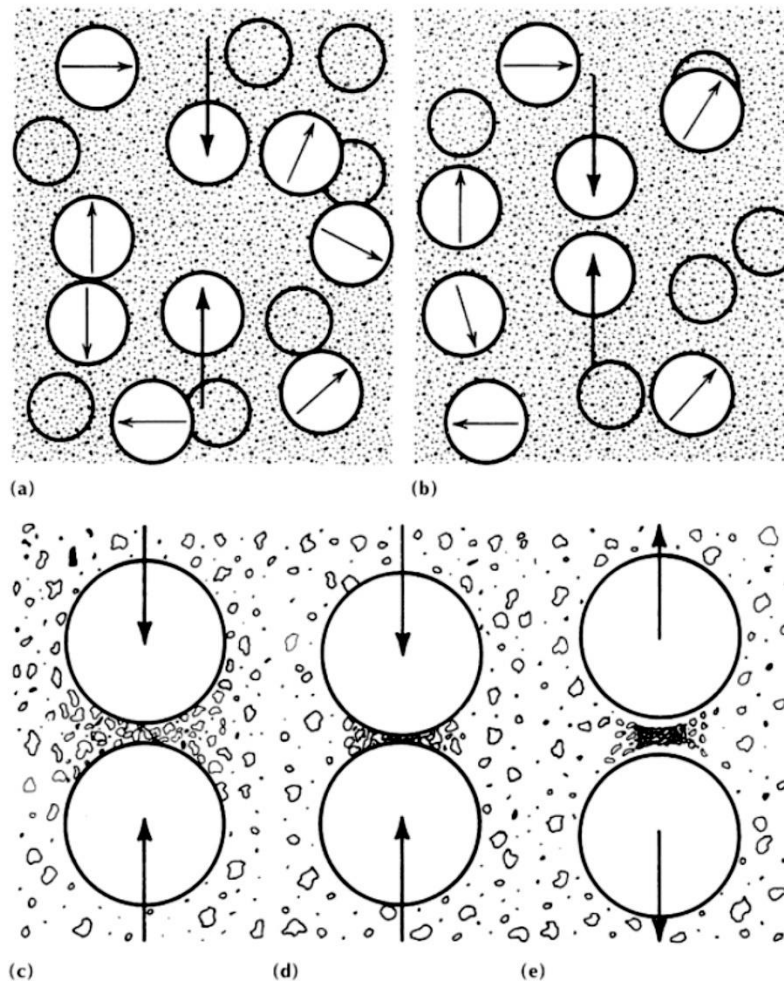


Figura 8. Proceso de machaqueo entre bolas.

Fuente: (Tuncdemir et al., 2008)



En la figura presentada, se ilustra el proceso por el cual un volumen de polvo es capturado entre dos bolas dentro de una mezcla de polvo y bolas que se agita de manera aleatoria, sin un movimiento rotacional específico:

- a) **Carga de polvo y bolas agitada aleatoriamente:** Se refiere a la mezcla inicial de polvo y bolas que se mueve de forma desordenada, sin un patrón fijo.
- b) **Acercamiento de las bolas a través del medio:** Las bolas se mueven a través del polvo y, debido a la agitación, eventualmente se aproximan entre sí.
- c) **Atrapamiento y compactación de partículas:** Cuando las bolas se acercan lo suficiente, partículas de polvo quedan atrapadas entre ellas, lo que resulta en una compactación debido a la presión ejercida por las bolas.
- d) **Aglomeración:** Las partículas compactadas forman aglomerados o grumos como resultado del proceso de molienda y la presión aplicada.
- e) **Relajación de la aglomeración de partículas:** Tras la formación de aglomerados, estos pueden relajarse o descomprimirse parcialmente debido a la energía elástica almacenada en las partículas compactadas, lo que puede llevar a una separación parcial o total de las partículas previamente aglomeradas.

Para determinar la velocidad crítica de un molino, que es esencial para el funcionamiento eficiente del mismo, se puede aplicar la fórmula matemática dada por:

Expresando el diámetro del molino en pies.

$$N_c = \frac{76.63}{\sqrt{D}} \quad (9)$$

Expresando el diámetro del molino en metros.



$$N_c = \frac{42.30}{\sqrt{D}} \quad (8)$$

Aplicando la ecuación 8, esta relación al molino de planta

Diámetro de molino: 7.6 m.

$$N_c = \frac{42.30}{\sqrt{7.6}} = 15.34 \text{ RPM}$$

Por lo que, la velocidad crítica del molino de bolas es de 15.34 rpm, y la velocidad máxima de operación recomendada es del 75% de la velocidad crítica, es decir que es de aproximadamente 11.5 rpm.

2.7 MOVIMIENTO DE CARGA EN MOLINOS ROTATORIOS

Los molinos rotatorios son equipos esenciales en la industria minera y de procesamiento de minerales, diseñados para moler partículas mediante la rotación del molino, donde el mineral es impactado repetidamente por los medios de molienda. La carga dentro del molino experimenta dos patrones de movimiento distintos: cascada y catarata (Tuncdemir et al., 2008).

- **Movimiento de cascada:** Se caracteriza porque los medios de molienda, como las bolas, ruedan desde la cima hasta la base de la carga. Este movimiento promueve la fragmentación principalmente por fricción entre las partículas y las bolas, resultando en un producto finamente molido.
- **Movimiento de catarata:** Ocurre cuando los medios de molienda son lanzados desde la parte superior hasta el fondo de la carga. Este movimiento es más energético que el de cascada y produce fragmentación por impacto, generando un producto con partículas más gruesas.

En la práctica, el movimiento de la carga en un molino rotatorio es una combinación dinámica de ambos patrones, cascada y catarata, lo que permite una molienda efectiva y eficiente del material a diferentes tamaños según las necesidades del proceso (Tuncdemir et al., 2008).

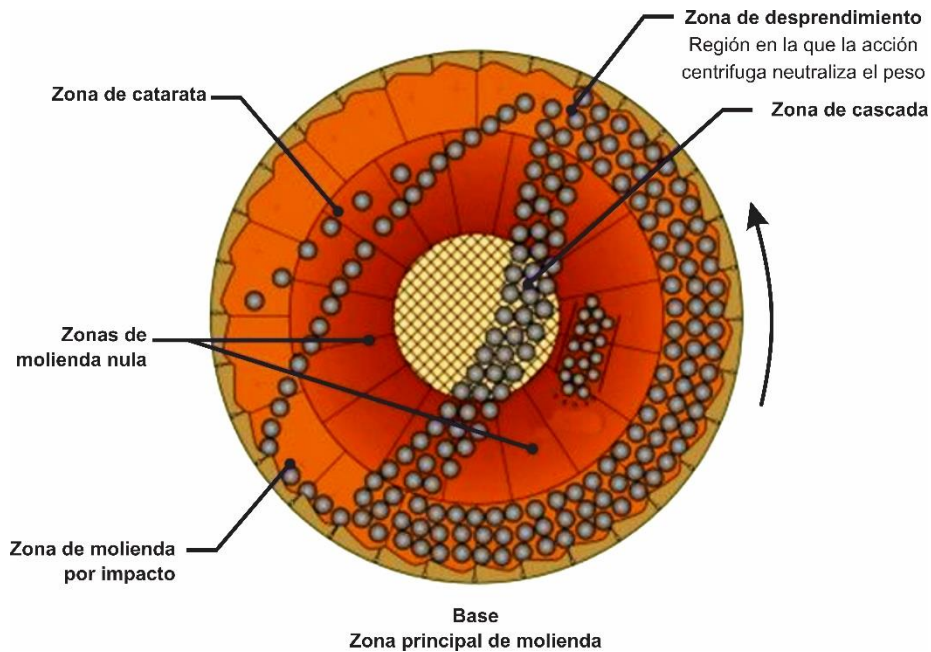


Figura 9. Zonas de Operación de un molino de bolas convencional.

Fuente:

Dentro de los molinos rotativos, se generan distintos tipos de impacto conforme giran: entre rocas, rocas con bolas, rocas con el revestimiento del molino, bolas entre sí, y bolas con el revestimiento. La altura a la que se elevan los medios de molienda es influenciada por la velocidad de rotación del molino y por el tipo de revestimiento que posee (Maza et al., 2014; Tuncdemir et al., 2008).

- Con **velocidades bajas** o **revestimientos lisos**, los medios tienden a desplazarse hacia la base del molino, resultando en una conminución mayormente abrasiva y un incremento en el desgaste del revestimiento debido a la caída en cascada.



- A **velocidades altas**, los medios de molienda son lanzados sobre la carga y describen parábolas antes de caer en la base. En molinos tubulares con bolas de acero, estas impactan con fuerza para lograr la reducción del tamaño de las rocas.

En el proceso de rotación cargado con rocas y medios de molienda, la carga se eleva en el perímetro interno del molino y tras alcanzar cierta altura, parte cae en cascada y otra parte se desliza más antes de caer. Los medios golpean repetidamente las rocas, fragmentándolas hasta alcanzar el tamaño deseado mediante la combinación de impacto y abrasión. Este proceso permite que el mineral económicamente valioso sea liberado tras un tiempo adecuado. Los molinos son cilíndricos y giran sobre su eje horizontal, conteniendo cuerpos sueltos conocidos como medios de molienda que se mueven libremente con la rotación del molino para fragmentar las partículas de mena (Maza et al., 2014).

Para proteger al molino durante este movimiento, las paredes internas están recubiertas con blindajes o revestimientos que también influyen en la molienda:

- Ocupan espacio dentro del molino, reduciendo su capacidad.
- Controlan la acción de molienda.

Mecánicamente, los revestimientos ayudan a voltear la carga a lo largo del cuerpo del molino, optimizando el proceso.

2.8 TAMAÑO CRÍTICO DE PARTÍCULAS

En procesos de molienda que utilizan molinos con descarga por rejilla, o en circuitos cerrados donde el material más grueso se recircula al molino, puede presentarse una acumulación de partículas de un tamaño específico, conocido como tamaño crítico. Este fenómeno se observa comúnmente con partículas que miden entre **7.7 cm y 25 cm**.

La tasa de reducción de tamaño de estas partículas críticas no es lo suficientemente alta para compensar el volumen de alimentación del molino, lo que resulta en su acumulación dentro del equipo. Para mitigar este problema, se realizan perforaciones más grandes en la rejilla, denominadas aberturas para guijarros, que permiten la evacuación del exceso de material de tamaño crítico.

En el contexto de los molinos de bolas, el tamaño crítico se refiere a las partículas que son demasiado pequeñas para actuar como medio de molienda efectivo, pero al mismo tiempo son demasiado grandes para ser molidas a la velocidad deseada. Estas partículas pueden interferir con el proceso de molienda y afectar la eficiencia del molino.

Para optimizar el proceso y evitar la acumulación de material de tamaño crítico, es importante ajustar la velocidad del molino, el tamaño de las aberturas en la rejilla y la tasa de alimentación. Estos ajustes deben basarse en las características específicas del material a moler y los objetivos del proceso de molienda.

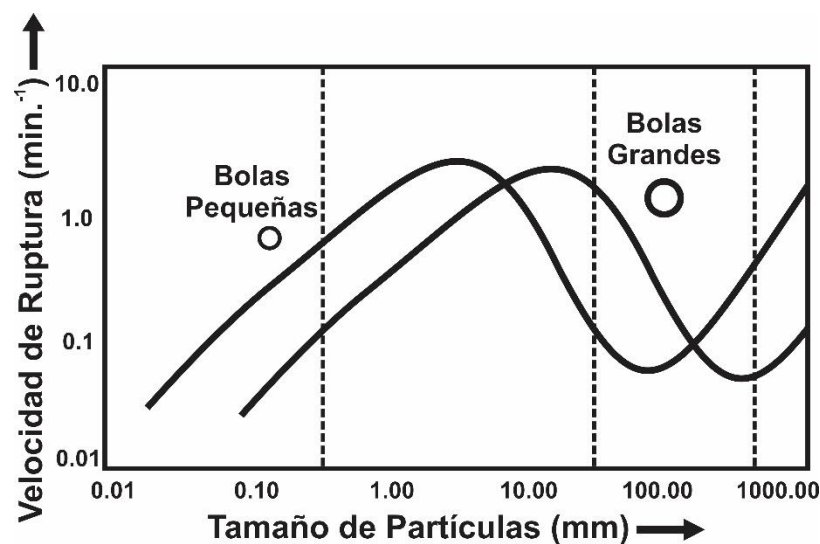


Figura 10. Velocidad de ruptura en función del tamaño de partícula y tamaño de bola.

Fuente: (Tuncdemir et al., 2008)

2.9 CARGA CIRCULANTE

La carga circulante es un parámetro crucial en los procesos de molienda de circuito cerrado, y se define como la proporción de material grueso que se recicla al molino. Por ejemplo, una carga circulante del **350%** indica que por cada tonelada de material sólido que se introduce al circuito, hay 3.5 toneladas que se reciclan desde la descarga, como en el caso de los molinos de bolas.

Este concepto es fundamental para entender la eficiencia del proceso de molienda, ya que la carga circulante es un indicador aproximado de la frecuencia con la que las partículas pasan por el molino antes de alcanzar el tamaño deseado. Una carga circulante alta implica que las partículas pasan por el molino más veces, lo que puede ser indicativo de una molienda más fina.

Es importante destacar que las partículas finas no son recicladas tantas veces como las partículas gruesas o pesadas, ya que los hidrociclones se utilizan para extraer estas partículas finas del circuito y evitar su sobre-molienda.

Para calcular la carga circulante, se divide el tonelaje de material reciclado por el tonelaje originalmente alimentado al circuito. Este cálculo ayuda a determinar la eficiencia del proceso y a realizar ajustes operativos necesarios para optimizar la molienda y el uso energético del molino.

$$(\%) = \frac{\text{ton Undeflow}}{\text{Ton overflow}} * 100 \quad (9)$$

Determinación de carga circulante en función del porcentaje de sólidos:

$$\% = \left(\frac{1}{PSA} - \frac{1}{PSO} \right) \left(-\frac{1}{PSU} - \frac{1}{PSA} \right) \quad (10)$$



Dónde:

PSA= Porcentaje de solidos alimentación al ciclón.

PSU= Porcentaje de solidos Underflow al ciclón.

PSO= Porcentaje de solidos Overflow al ciclón.

Determinación de carga circulante en función de la densidad de pulpa:

$$(\%) = \frac{(DPA - DPO)(DPU - 1)}{(DPU - DPA)(DPO - 1)} * 100 \quad (11)$$

Dónde:

DPA= Densidad pulpa alimentación al ciclón.

DPU= Densidad pulpa Underflow al ciclón.

DPO= Densidad pulpa Overflow al ciclón.

Determinación de carga circulante por diluciones:

$$(\%) = \frac{(Da - Do)}{Du - Da} * 100 \quad (12)$$

Donde:

Da= Dilución alimentación al ciclón.

Du= Dilución Underflow del ciclón.

Do= Dilución Overflow del ciclón.

Determinación de carga circulante por análisis granulométrico:

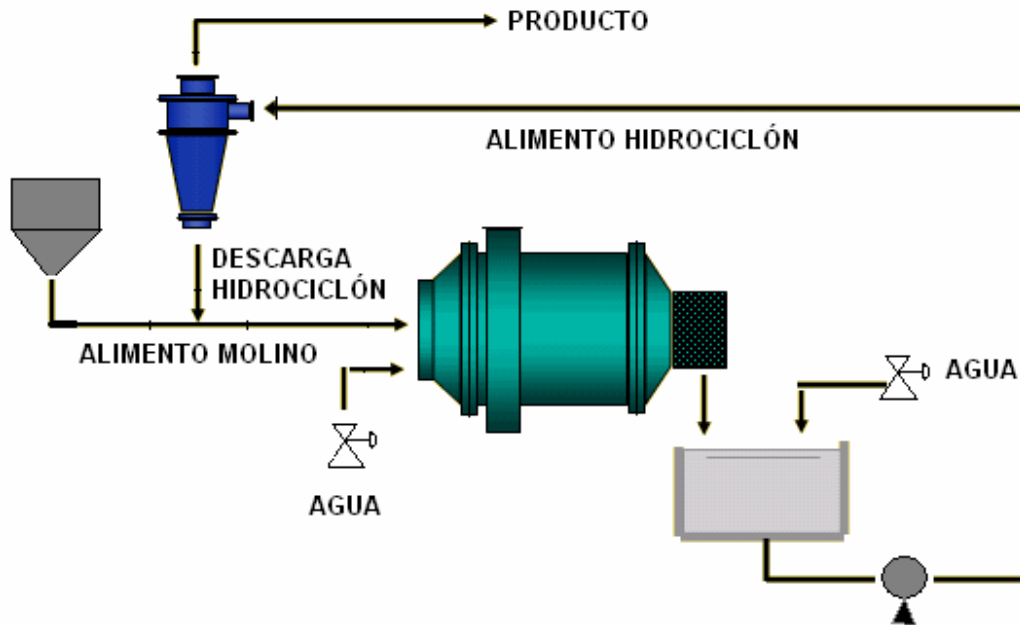


Figura 11. Circuito molienda clasificación.

Fuente: (Valery & Jankovic, 2002)

2.10 NIVEL DE LLENADO APARENTE

El **Nivel de Llenado Aparente** se refiere al volumen total que ocupan los componentes dentro de un molino, que incluye las bolas de molienda, el mineral procesado, el agua y los espacios vacíos entre ellos, conocidos como espacios intersticiales. Este nivel es crucial para la eficiencia del proceso de molienda y se representa como un porcentaje o una fracción 'J' del volumen interno total del molino (Del Carpio Valencia, 2018).

Para calcular el nivel de llenado aparente, se utiliza la fórmula matemática:

$$J = 1.13 - 1.23 \left(\frac{H}{D} \right) \quad (13)$$

Dónde:

H = Espacio desde el tope hasta la pulpa. (m)

D = representa el diámetro interno del molino.

Esta ecuación permite determinar con precisión el nivel de llenado, lo cual es fundamental para optimizar la operación del molino y garantizar una molienda efectiva.

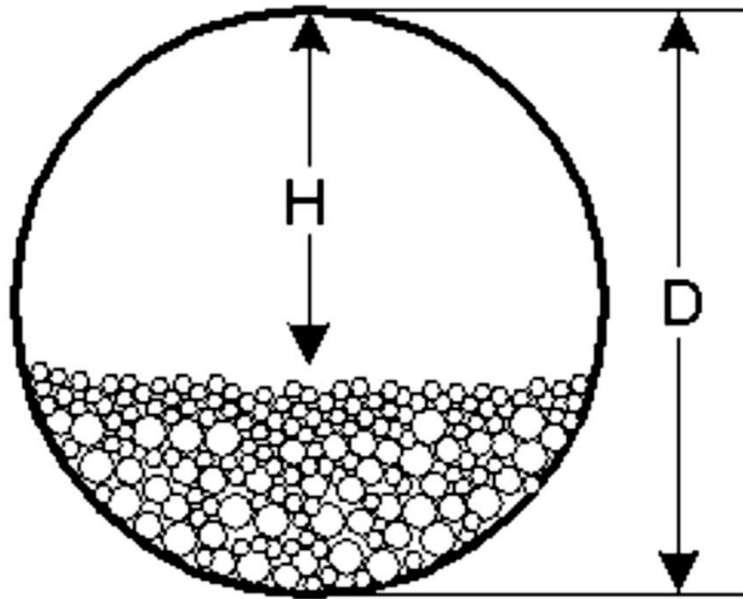


Figura 12. Nivel de llenado de un molino.

Fuente: (Wills & Finch, 2015)

2.11 DENSIDAD APARENTE DE CARGA

La **Densidad Aparente de Carga** se define como la relación entre el peso total de la carga en el molino y el volumen aparente que dicha carga ocupa. Esta densidad es un indicador clave para entender la distribución de los materiales dentro del molino y su influencia en el proceso de molienda.

La ecuación para calcular la densidad aparente de carga es la siguiente:

$$\rho_{ap} = \frac{[(1-f_v)_b J_b + (1-f_v)_m (j-j_p) + \rho_p j_p j]}{j} \quad (14)$$

Dónde:

f_v = Fracción volumétrica de espacios intersticiales entre las bolas y las rocas, por lo general se asume 40%.



p_b =Densidad de las bolas, [ton/m³].

J_b = Llenado aparente de bolas.

J = Llenado aparente total.

J_p = Llenado intersticial con pulpa, fracción de volumen del espacio intersticial ocupado por la pulpa.

p_m = Densidad de mineral, [ton/m³].

p_p = Densidad de pulpa, [ton/m³].

Esta ecuación permite calcular con precisión la densidad aparente considerando la porosidad y las densidades de los distintos componentes, lo cual es fundamental para optimizar el rendimiento del molino.

En el contexto de los molinos de bolas tradicionales, donde la fracción de llenado por las bolas, denotada como (J), es igual a (J_p) (la fracción de volumen ocupado por las bolas), la ecuación para calcular ciertos aspectos del proceso de molienda se simplifica. Esto se debe a que, en estos molinos convencionales, la relación entre el volumen ocupado por las bolas y el volumen total del molino es constante (Xia et al., 2017).

La ecuación simplificada es la siguiente:

$$p_{ap} = [(1 - fv) + pp^*Jp^*fv] \quad (15)$$

Aquí, (fv) representa la fracción de volumen vacío entre las bolas, y (pp^*Jp^*fv) es un término que ajusta la ecuación considerando otros factores relevantes en el proceso. Esta simplificación facilita los cálculos y ayuda a entender mejor el comportamiento del molino bajo condiciones operativas estándar.



2.12 ÍNDICE DE TRABAJO OPERACIONAL (W_{io})

El **Índice de Trabajo Operacional** (W_{io}) es una medida desarrollada para superar las limitaciones de las leyes de Kick y Rittinger, que no lograban explicar satisfactoriamente todos los resultados experimentales observados en la práctica. En 1952, Bond formuló una ley empírica conocida como la “Tercera Ley de la Conminución”. Esta ley se ha establecido como el modelo matemático más aceptado para la evaluación inicial de las operaciones de molienda y para el diseño de nuevas instalaciones de molienda (Xia et al., 2017).

La ecuación propuesta por Bond para calcular el Índice de Trabajo es la siguiente:

$$Wi = \frac{E}{10 \left[\frac{1}{\sqrt{F80}} - \frac{1}{\sqrt{P80}} \right]} \quad (16)$$

Donde:

E : Consumo Específico de Energía, (kWh/t).

$F80$: Tamaño 80% pasante en la Alimentación, (mm).

$P80$: Tamaño 80% pasante en el Producto, (mm).

Wi : Índice de Trabajo de Bond (kWh/t).

Este índice es crucial porque permite calcular la eficiencia de la molienda y evaluar la energía requerida para los procesos de reducción de tamaño, lo cual es fundamental en el campo del procesamiento de minerales y la metalurgia.

En la terminología de procesos de molienda, el par ($F80$) y ($P80$) se conoce como la “**tarea de molienda**”, que consiste en el objetivo de transformar partículas de un tamaño característico ($F80$) en partículas de un tamaño más pequeño ($P80$). El Índice de



Bond es una herramienta que permite, utilizando la ecuación previamente mencionada, hacer una estimación inicial de la energía (en kWh) necesaria para moler cada tonelada de mineral (Xia et al., 2017).

El consumo específico de energía calculado mediante el Índice de Bond es fundamental, ya que determina la capacidad de procesamiento de la sección de molienda. Esta capacidad se puede expresar a través de la relación matemática siguiente:

$$M = \frac{P}{E} \quad (16)$$

Donde:

M : Representa la capacidad de molienda (en toneladas por hora).

P : Es la potencia (en kW) utilizada en el proceso de molienda.

E : Es la energía específica (en kWh/ton) requerida según el Índice de Bond.

Esta fórmula es relevante porque vincula directamente la potencia utilizada con la eficiencia energética y la productividad del proceso de molienda.

Este enunciado establece que la eficiencia de un circuito específico para realizar una tarea de molienda específica se relaciona directamente con la energía requerida por el molino. En otras palabras, cuanto mayor sea la potencia consumida por el molino, mayor será la capacidad del circuito para procesar el material. Esto implica que un incremento en la potencia no solo mejora la velocidad de molienda sino también puede influir en la finura y calidad del producto final (Xia et al., 2017).

2.13 FUNDAMENTO DE CLASIFICACIÓN

El principio de clasificación se basa en la separación de partículas según su tamaño a partir de una muestra con una distribución de tamaño variada. Esta operación

divide la muestra en dos grupos distintos: uno que contiene principalmente partículas más grandes y otro con partículas más pequeñas. Este proceso es fundamental en diversas industrias, ya que permite obtener fracciones de material que cumplen con ciertos requisitos de tamaño para su posterior procesamiento o uso final, optimizando así la calidad y funcionalidad del producto (Xia et al., 2017).

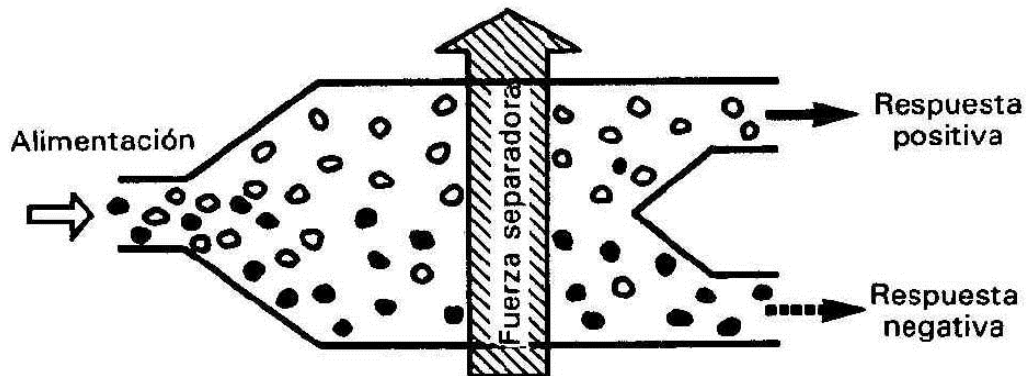


Figura 13. Principio básico de la clasificación.

Fuente: (Wills & Finch, 2015)

2.13.1 Clasificación de minerales en zarandas

La clasificación de minerales mediante el uso de zarandas vibratorias tiene como finalidad principal efectuar una distinción efectiva entre los distintos tamaños de partículas minerales. Este proceso se lleva a cabo haciendo que las partículas más pequeñas, o finos, atraviesen las aberturas de la malla y se recojan en la parte inferior (Undersize), mientras que las partículas más grandes, o gruesos, son retenidas y desplazadas hacia el extremo de descarga (Oversize). La vibración aplicada a la zaranda mejora significativamente la eficiencia del cribado, ya que aumenta la posibilidad de que las partículas finas pasen a través de las mallas y, al mismo tiempo, permite procesar un mayor volumen de material. Los parámetros operativos, como la frecuencia y amplitud de la vibración, se

ajustan cuidadosamente para maximizar el rendimiento y la eficacia del proceso de clasificación (Xia et al., 2017).

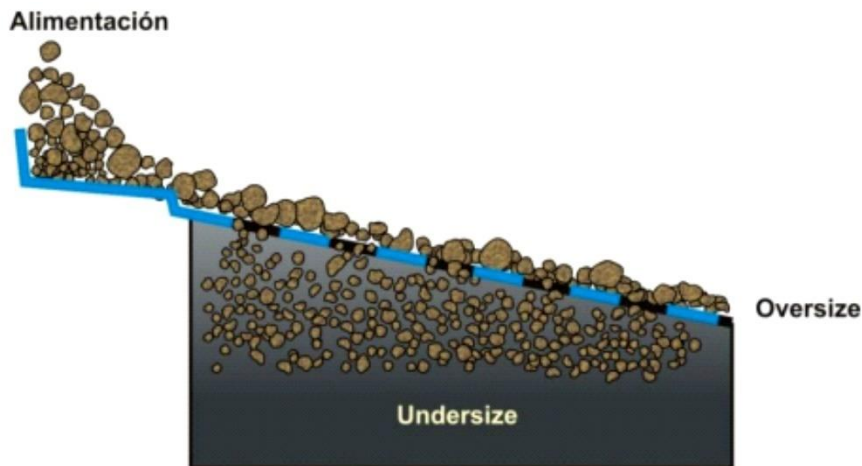


Figura 14. Operación de clasificación en zarandas.

Fuente: (de Oliveira & Tavares, 2018)

2.13.2 Clasificación en hidrociclones

Para comprender adecuadamente el comportamiento de un clasificador, es esencial entender primero su mecanismo de funcionamiento. Tomando como ejemplo un hidrociclón, podemos representar su operación mediante un modelo conceptual sencillo que consta de dos etapas fundamentales:

- **Clasificación:** Esta etapa se encarga de generar dos corrientes distintas: el rebalse (finos) y la descarga (gruesos).
- **Corto circuito:** Se refiere a la situación en la que una porción del material fino es incorrectamente desviada hacia la descarga, o viceversa, cuando partículas gruesas son arrastradas hacia el rebalse.

El proceso dentro de un hidrociclón se basa en la fuerza centrífuga generada por el movimiento giratorio del fluido, que actúa para separar las

partículas según su tamaño y densidad. Las partículas más pesadas y de mayor tamaño, que sedimentan más rápidamente debido a su inercia, son empujadas hacia las paredes del hidrociclón y se desplazan hacia abajo hasta el APEX, donde se recogen como descarga. Por otro lado, las partículas más ligeras y pequeñas son llevadas por el flujo de agua hacia el VORTEX o centro del hidrociclón, saliendo finalmente a través del rebalse (Hasan et al., 2017).

La eficiencia de la separación está determinada por el equilibrio entre la fuerza centrífuga y la fuerza de arrastre del fluido; este balance es crucial para definir el punto de salida de las partículas y asegurar una clasificación precisa entre los finos y los gruesos. Ajustando los parámetros operativos del hidrociclón, como la presión y el volumen de alimentación, se puede optimizar este balance para mejorar la eficacia del proceso de clasificación (Hasan et al., 2017).

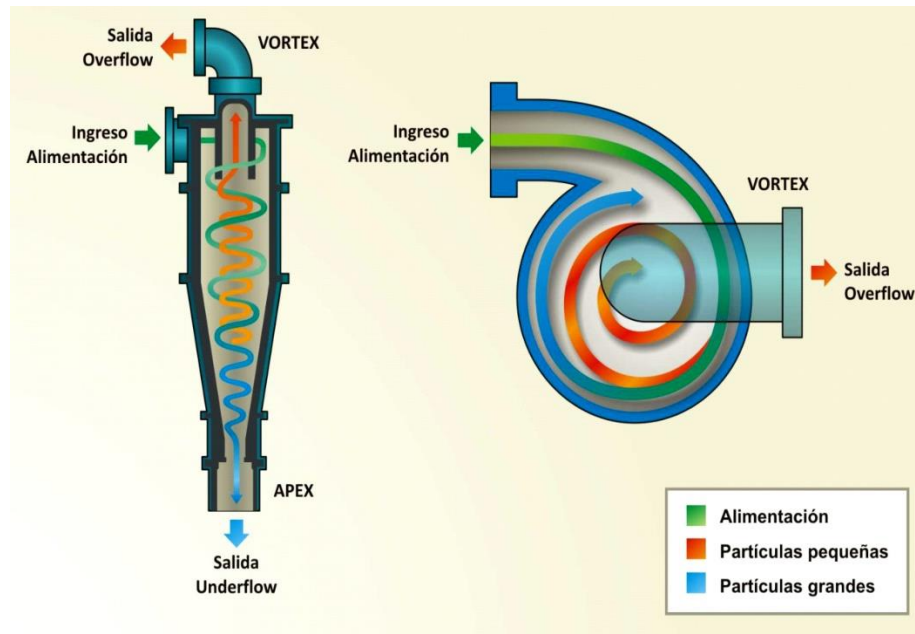


Figura 15. Clasificación en un hidrociclón.

Fuente: (de Oliveira & Tavares, 2018)



2.13.3 Eficiencia de clasificación

2.13.3.1 Eficiencia de clasificación en zarandas

La eficiencia de clasificación en zarandas o harneros se refiere a la precisión con la que estos dispositivos logran diferenciar y separar las partículas más finas de las más gruesas utilizando mallas. Dado que este proceso se basa en la probabilidad, no se alcanza una eficiencia del 100%. Existe una relación inversa entre la capacidad y la eficiencia de un harnero: al aumentar la capacidad, mediante el incremento de la velocidad de alimentación, el ángulo de inclinación o la disminución del tiempo de retención, puede verse comprometida la eficiencia (Akkaya et al., 2020).

Factores como la humedad, la forma irregular o alargada de las partículas y una estratificación deficiente pueden afectar negativamente la capacidad operativa del harnero. Aunque las curvas granulométricas que describen el tamaño de las partículas en los productos del harnero proporcionan una buena indicación de la operación, estas no miden directamente la eficiencia de separación. Para una evaluación más precisa de la eficiencia, se deben considerar otros métodos que cuantifiquen mejor el grado de separación logrado por el equipo (Akkaya et al., 2020).

2.13.3.2 Cálculo de la eficiencia de clasificación en zarandas:

Para calcular la eficiencia de clasificación en zarandas, considerando que el parámetro de control es la recuperación de finos, se deben utilizar las siguientes fórmulas equivalentes. La eficiencia (E) se puede determinar en función del tonelaje y la distribución granulométrica de la siguiente manera:



La fórmula para la eficiencia de clasificación es:

$$E = \frac{U \cdot u}{F \cdot f} - 100 \quad (18)$$

Donde:

E : Representa la eficiencia de clasificación en porcentaje.

U : Es el tonelaje de material superior (o grueso) obtenido después de la clasificación.

u : Es la proporción del material superior deseado o útil.

F : Es el tonelaje de material alimentado a la zaranda.

f : Es la proporción del material fino deseado o útil en la alimentación.

La eficiencia se calcula como el producto del tonelaje y la proporción del material superior deseado dividido por el producto del tonelaje y la proporción del material fino deseado en la alimentación, todo esto menos 100 para obtener un porcentaje. Esta fórmula permite evaluar qué tan efectiva es una zaranda en separar los finos deseados del resto del material.

Es importante tener en cuenta que esta fórmula asume que toda la recuperación de finos es deseable y que no hay pérdida de finos durante el proceso de clasificación. En situaciones donde estas condiciones no se cumplen, se deben realizar ajustes en la fórmula para obtener una medida precisa de la eficiencia.



En función del análisis granulométrico, la eficiencia (E) de la separación puede ser calculada utilizando la siguiente fórmula matemática:

$$E = \frac{(f - o) * 100}{(100 - o) * f} * 100 \quad (19)$$

Donde:

f : Representa la fracción deseada o el porcentaje del material que es el objetivo de la separación en el producto final.

o : Es la fracción no deseada o el porcentaje del material que no es el objetivo de la separación y que está presente en el producto final.

La eficiencia se expresa como un porcentaje que compara el valor medido con un valor esperado u óptimo, indicando qué tan bien se ha realizado la separación del material según los tamaños de partícula.

2.13.4 Eficiencia de clasificación en hidrociclones

2.13.4.1 Descripción de la curva de separación

La curva de separación es una representación gráfica que ilustra cómo las partículas presentes en la alimentación de un clasificador se dividen en dos corrientes distintas: el rebalse y la descarga. En un escenario donde la separación no es completamente eficaz, el ‘tamaño de corte’ se define como aquel tamaño de partícula para el cual existe una probabilidad equitativa de ser dirigida hacia el rebalse o hacia la descarga del hidrociclón.

El “**grado de separación**” se utiliza como un indicador cuantitativo de la eficiencia del proceso de clasificación y se determina por la inclinación de la curva de separación. Una pendiente más pronunciada en la curva señala una clasificación que se aproxima al ideal, indicando que las partículas están siendo separadas de manera efectiva según su tamaño. Por otro lado, una pendiente más suave sugiere una clasificación deficiente, donde las partículas no se están separando con claridad.

Además, el fenómeno conocido como ‘cortocircuito’ hace referencia al porcentaje de partículas finas que son arrastradas junto con el agua y terminan saliendo por la descarga del clasificador. Este efecto es indeseable ya que implica la pérdida de material fino que podría ser valioso, y es un factor importante a considerar al evaluar y optimizar el rendimiento del proceso de clasificación.

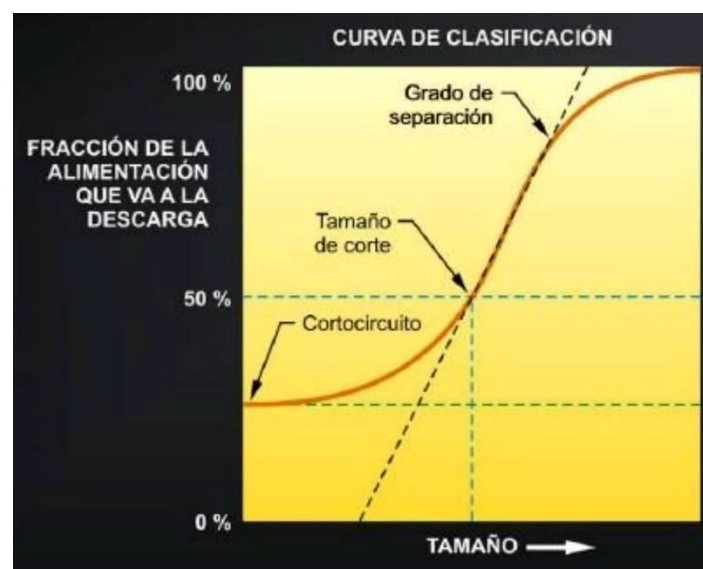


Figura 16. Curva de separación de finos y gruesos en un hidrociclón.

Fuente: (Palomares et al., 2010)



2.14 MODELACIÓN Y SIMULACIÓN

El proceso de MODELACIÓN Y SIMULACIÓN es una etapa crítica en el diseño y optimización de operaciones industriales y procesos de ingeniería. Utilizando la hoja de cálculo Microsoft Excel, se lleva a cabo el modelamiento matemático y la simulación computacional de procesos (Ibacache, 2016).

La simulación realizada con esta herramienta proporciona valiosa información predictiva sobre el comportamiento de los sistemas bajo estudio, permitiendo identificar áreas de mejora, predecir el rendimiento de los equipos y evaluar diferentes escenarios operativos antes de su implementación en la planta. El uso de hoja de cálculo Microsoft Excel en la modelación y simulación es un paso fundamental para garantizar que las decisiones tomadas se basen en datos sólidos y análisis detallados, lo que resulta en operaciones más eficientes, rentables y sostenibles (Ibacache, 2016).

2.14.1 Evaluación de circuito molienda clasificación con apoyo de hoja de cálculo Microsoft Excel

La evaluación del circuito de molienda y clasificación es crucial en el ámbito de la minería, ya que permite identificar las condiciones óptimas para maximizar la liberación de minerales valiosos, como el oro, en procesos que involucran materiales complejos, como los relaves sulfurados. El circuito de molienda está compuesto por equipos clave, como los molinos y los hidrociclones, los cuales influyen de manera directa en la eficiencia de la operación. Optimizar estos procesos es esencial para reducir costos energéticos, mejorar la recuperación de minerales y minimizar las pérdidas en el tratamiento de relaves (Ibacache, 2016).



Microsoft Excel se ha consolidado como una herramienta versátil y accesible para realizar este tipo de evaluaciones técnicas. A través de funciones de cálculo y análisis de datos, es posible simular y evaluar el comportamiento del circuito de molienda y clasificación. Por ejemplo, los tiempos de residencia en los molinos pueden ser modelados mediante fórmulas integradas, permitiendo calcular cómo estos tiempos afectan la liberación del oro en función de la granulometría. Asimismo, la hoja de cálculo permite generar cálculos automáticos para el D-80, una métrica fundamental para controlar el tamaño de las partículas en las etapas de molienda y su impacto en la recuperación global de oro (Ibacache, 2016).

Además, Excel facilita la representación gráfica de los resultados, lo que es vital para comprender la influencia de diferentes variables operacionales sobre la eficiencia del circuito. Mediante el uso de gráficos de dispersión, histogramas y tablas dinámicas, se puede visualizar cómo la variación en la clasificación de partículas en los hidrociclones, por ejemplo, afecta la proporción de finos que escapan del proceso sin ser recuperados. Esto permite detectar ineficiencias y ajustar las condiciones de operación para mejorar el desempeño del proceso (Ibacache, 2016).

Otra ventaja significativa de Excel es la posibilidad de realizar simulaciones de escenarios. Con el apoyo de funciones como **solver** o **buscar objetivo**, se pueden analizar diferentes configuraciones del circuito, modificando variables clave como la tasa de alimentación o la velocidad de rotación de los molinos, para prever su impacto en la recuperación final de oro. De esta manera, el uso de Excel no solo facilita la evaluación del circuito actual, sino que también

permite proyectar mejoras potenciales, orientando la toma de decisiones hacia una mayor eficiencia operativa (Ibacache, 2016).

El proceso para utilizar hoja de cálculo Microsoft Excel comienza con la recolección y sistematización de datos obtenidos a partir de muestreos en el circuito de molienda y clasificación. Una vez que estos datos son ingresados en la planilla Excel correspondiente, la herramienta permite realizar un balance de masa detallado. A partir de este balance, se pueden determinar con precisión los parámetros operativos y las variables críticas del modelo del circuito de molienda y clasificación, lo que resulta en una optimización significativa del proceso y un aumento en la eficiencia operativa.

2.14.2 Balance de masa

El balance de masa es un principio fundamental en el entorno de una planta de molienda que se utiliza para asegurar que toda la masa que entra en el circuito sea contabilizada al salir. La ecuación proporcionada por R.P. King es una representación matemática de este principio y se expresa como:

$$f_i^F + f_i^{MD} MD = f_i^U U + f_i^O O \quad \text{para } i = 1, n$$

$$f_i^F F + f_i^{MD} MD = f_i^U U + f_i^O O \quad , \text{ for } i = 1, n \quad (20)$$

En la expresión anterior, F, MD, U y O representan el caudal másico de sólidos en las corrientes de alimentación fresca, descarga del molino, subdesbordamiento y desbordamiento del circuito, respectivamente. De manera similar, f_i^F , f_i^{MD} , f_i^U y f_i^O representan la fracción de esos flujos respectivos totales correspondientes a partículas de tamaño d_i .

Es importante tener en cuenta que los datos reales recopilados durante la molienda estarán inevitablemente sujetos a errores experimentales y de medición. Estos errores deben ser considerados y corregidos para que la ecuación del balance de masa refleje con precisión las condiciones reales del circuito de molienda.

La rutina Ballbal_Reverse permite el cálculo de un conjunto completamente nuevo de valores correspondientes ajustados o ajustados f_i^F , f_i^{MD} , f_i^U y f_i^O , de modo que las funciones objetivo.

$$\phi_i = [w^F (f_i^F - f_i^F)^2 + w^{MD} (f_i^{MD} - f_i^{MD})^2 + w^U (f_i^U - f_i^U)^2 + w^O (f_i^O - f_i^O)^2]$$

(21)

para cada tamaño de partícula d_i . se minimizan y los valores ajustados así generados satisfacen estrictamente las restricciones de balance de masa.

$$f_i^F F + f_i^{MD} MD = f_i^U U + f_i^O O \quad , \text{ for } i = 1, n \quad (22)$$

En el contexto del balance de masa, los factores de ponderación (w^F , w^{MD} , w^U) y (w^O) son coeficientes utilizados para reflejar la calidad y la confiabilidad relativas de las muestras tomadas de las cuatro corrientes principales en un circuito de molienda. Estos factores son definidos por el usuario y se aplican para ajustar los cálculos según la precisión y la certeza de los datos obtenidos.

Los caudales máxicos (F , MD , U) y (O) representan la cantidad de masa que fluye a través de la alimentación del molino, el molino mismo, la salida de partículas subdimensionadas y la salida del circuito, respectivamente. Estos caudales se calculan basándose en mediciones directas o estimaciones y son fundamentales para realizar un balance de masa preciso.



Al incluir los factores de ponderación en el cálculo del balance de masa, se puede ajustar el impacto de cada corriente en función de su importancia y fiabilidad. Esto es especialmente útil en situaciones donde algunas mediciones son más precisas que otras o cuando ciertas corrientes tienen una mayor influencia en el proceso general. Al final, el objetivo es asegurar que la masa total que entra al sistema sea igual a la masa total que sale, ajustada por estos factores de ponderación para reflejar con mayor exactitud las condiciones reales del proceso.

$$\begin{aligned}
 F &= F \\
 MD &= F (CL) \\
 U &= F (CL) \\
 O &= F
 \end{aligned}
 \tag{23}$$

y la Carga Circulante (CL) se estima a partir de:

$$CL = \{ u^{sd} \sum [(f_i^O - f_i^F) / (f_i^{MD} - f_i^U)] + u^{fs} (1/f_s^O - 1/f_s^F) / (1/f_s^{MD} - 1/f_s^U) \} / (u^{sd} + u^{fs})
 \tag{24}$$

En el análisis del balance de masa, las fracciones en peso (f_sF , f_sMD , f_sU) y (f_sO) representan las proporciones de sólidos totales presentes en las corrientes de alimentación fresca, descarga del molino, subdesbordamiento y desbordamiento, respectivamente. Estas fracciones son cruciales para entender la concentración de sólidos en cada parte del proceso y para calcular la eficiencia del molino y la separación de partículas.

Además, los factores (u^{sd}) y (u^{fs}) son coeficientes definidos por el usuario que se aplican para ponderar la calidad y confiabilidad de las medidas de distribución de tamaño en comparación con las medidas del porcentaje de sólidos en las cuatro corrientes mencionadas. Estos factores permiten ajustar la

importancia relativa de diferentes tipos de mediciones según su precisión y fiabilidad.

Generalmente, un valor alto de un factor de ponderación indica que la medida asociada es más confiable en comparación con otras medidas utilizadas en las mismas ecuaciones. Un método estadísticamente robusto para calcular un factor de ponderación sólido sería utilizar la fórmula $100/(\% \text{ de error})^2$; donde (% de error) se refiere al error combinado de muestreo y medición. Es importante que los factores de ponderación no sean cero para evitar distorsiones en el análisis.

Para resolver el problema de minimización de mínimos cuadrados que surge al equilibrar estas ecuaciones, se puede emplear el método de multiplicadores de Lagrange. Este método matemático permite linealizar el problema y encontrar una solución óptima que minimice el error cuadrático total, proporcionando así una estimación más precisa del balance de masa en el circuito.

El proceso de refinamiento de los valores ajustados se lleva a cabo de manera más precisa al aplicar la condición de que dichos valores deben estar en conformidad con la curva de eficiencia de clasificación propuesta por Plitt. Esta curva es una herramienta esencial en el campo del procesamiento de minerales y permite predecir el rendimiento de un proceso de clasificación. La adecuación a esta curva es crucial para optimizar los procesos de separación industrial y garantizar la eficiencia en la recuperación de minerales.

La ecuación matemática asociada con la curva de Plitt es la siguiente:

$$E_i = B_{pf} + (1 - B_{pf}) \cdot \left[1 - \exp \left(-0.693 * \left(\frac{d_i}{d_{50}^m} \right) \right) \right] \quad (25)$$



Donde (E_i) representa la eficiencia de clasificación, (B_{pf}) es la eficiencia base del proceso, (d_i) es el diámetro de la partícula, (d_{50}^c) es el diámetro medio para el cual la eficiencia es 50%, y (n) es un exponente que determina la pendiente de la curva.

Este modelo matemático permite ajustar los valores experimentales a la curva teórica para evaluar y mejorar continuamente el proceso de clasificación, asegurando que el sistema opere dentro de los parámetros óptimos establecidos por las investigaciones y prácticas en el campo.

Utilizando la herramienta Solver de Excel, es posible minimizar una función objetivo basada en el método de mínimos cuadrados en relación con los parámetros B_{pf} , d_{50}^c y m . Esta técnica de optimización es fundamental para ajustar los parámetros del modelo matemático que describe el comportamiento de la corriente de alimentación en un ciclón.

Una vez optimizados estos parámetros, se puede proceder a calcular con mayor precisión la distribución de tamaños de partículas en la corriente de alimentación del ciclón. Esto se hace utilizando los valores ajustados obtenidos para las corrientes tanto de alimentación fresca como de descarga del molino. Este cálculo es crucial para el control y la mejora continua del proceso de clasificación y separación en el procesamiento de minerales, permitiendo así maximizar la eficiencia y la recuperación de productos valiosos. La correcta implementación de esta metodología contribuye significativamente a la optimización general de las operaciones mineras.

2.14.3 Modelo de molienda

El modelo de molienda empleado para simular la respuesta de un molino de bolas se fundamenta en la denominada Teoría Moderna de la Conminución. Esta teoría es pionera en la introducción de dos conjuntos de parámetros innovadores: la función de selección (S) y la función de rotura (B). La función de selección, también conocida como capacidad de molienda, está directamente relacionada con la cinética de molienda individual de cada partícula, mientras que la función de rotura, o distribución primaria de fragmentos, describe cómo se distribuyen en tamaño los fragmentos resultantes tras los eventos de rotura.

Para ilustrar estos conceptos con mayor claridad, consideremos una figura que muestra, en un instante dado (t), la distribución del tamaño de la carga mineral dentro de un molino discontinuo hipotético. Esta distribución se cuantifica mediante las fracciones (f_i) (donde $i = 1, n$) retenidas en (n) mallas diferentes. Tras un intervalo de tiempo (D_t), se observa una nueva distribución de tamaño. Durante este intervalo, algunas partículas se fracturan y sus fragmentos se redistribuyen hacia mallas inferiores.

La Función de Selección (S_i) (en min^{-1}) indica la velocidad a la que se fracturan las partículas dentro del rango de tamaño ($[d_{i+1}, d_i]$), por unidad de tiempo. Así, el producto ($S_i \setminus D_t$) representa la fracción del material retenido en la malla ($i+1$) que será fracturado por la acción del medio de molienda durante el intervalo (D_t).

De manera complementaria, la Función de Rotura (b_{ij}) señala la proporción, en peso, de los fragmentos resultantes de la fractura de partículas retenidas en la malla ($j+1$) que serán capturados por la malla inferior ($i+1$). Este

concepto fue desarrollado por R.P. King y es esencial para entender y optimizar el proceso de molienda en el procesamiento mineral.

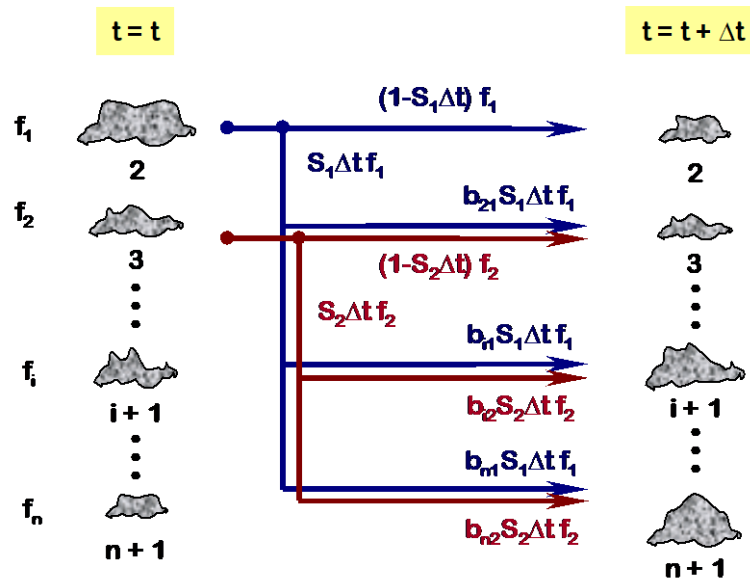


Figura 17. Fracción de partículas en distintos tiempos progresivos.

Fuente: (Zeballos, 2003)

En el contexto de la clasificación de materiales por tamaño, es una práctica común asignar el número ‘1’ a la malla con la abertura más grande y el número ‘n’ a la malla con la abertura más pequeña. Siguiendo esta convención, podemos definir matemáticamente que (B_{ij}) es igual a la suma de (b_{kj}) , comenzando desde ‘n’ hasta ‘i+1’. Esto implica que (B_{ij}) representa una suma acumulativa de los términos (b_{kj}) , donde ‘k’ varía desde el tamaño de malla más fino ‘n’ hasta uno más grueso ‘i+1’.

$$B_{ij} = \sum_{k=n}^{i+1} b_{kj} \quad (26)$$

Este enfoque considera la fracción acumulativa de partículas que, tras ser sometidas a rotura, resultan retenidas en una malla específica ‘j’ y que



eventualmente pasarán a ser más finas que la malla 'i'. Con base en la figura proporcionada, es factible determinar un balance poblacional para cada tamaño de partícula 'i', tomando en cuenta los siguientes factores:

- La cantidad de partículas en la fracción 'i' al final del intervalo de tiempo (t+Dt) es igual a la cantidad presente al inicio del intervalo en el tiempo t.
- De esta cantidad inicial, se sustraen las partículas que han sido fragmentadas y por ende ya no pertenecen a la fracción 'i' durante el intervalo Dt.
- A esta nueva cantidad se le añaden las partículas que, debido a la rotura de partículas más grandes originalmente retenidas en mallas superiores (j = 1 hasta i-1), ahora califican como parte de la fracción 'i'.

Por lo tanto, si denotamos con 'H' el peso total del mineral presente en el molino, podemos establecer una relación que nos permita calcular la distribución de tamaño de las partículas y su evolución durante el proceso de molienda.

Entonces, si H representa el peso total del mineral en el molino:

$$f_i(t+\Delta t) H = f_i(t) H - S_i \Delta t f_i(t) H + b_{i1} S_1 \Delta t f_1(t) H + b_{i2} S_2 \Delta t f_2(t) H + \dots + b_{i,i-1} S_{i-1} \Delta t f_{i-1}(t) H \quad ; \text{for } i = 1, 2, \dots, n$$

(26)

Tomando en cuenta la condición límite cuando el intervalo de tiempo Δt se aproxima a cero, la ecuación dada se simplifica y resulta en un sistema de ecuaciones diferenciales de primer orden. Este sistema puede ser expresado como:

$$d(f_i)/dt = -S_i f_i + \sum_{j=i-1}^1 b_{ij} S_j f_j \quad ; \text{ for } i = 1, 2, \dots, n$$

(27)

Este tipo de sistema es comúnmente encontrado en el análisis de sistemas dinámicos, donde cada ecuación describe cómo cambia una variable en el tiempo en respuesta a las otras variables dentro del sistema. La solución a este sistema proporcionará información valiosa sobre el comportamiento del sistema en estudio a lo largo del tiempo.

El Modelo General de Molienda, en su forma diferencial, representa un conjunto de ecuaciones que describen el proceso de molienda en términos de tasas de cambio. La solución analítica a este sistema permite entender cómo las variables del proceso evolucionan con el tiempo.

Bajo la condición de que los parámetros (S) (probablemente relacionados con la tasa de molienda) y (B) (posiblemente asociados con la distribución de tamaños de partícula) se mantienen constantes, es posible obtener una solución particular. Esta solución es conocida como el 'Modelo Lineal', que simplifica el análisis al no considerar cambios en estos parámetros a lo largo del tiempo.

En su representación matricial, el 'Modelo Lineal' se expresa mediante una matriz que relaciona las variables del sistema. Esta forma matricial facilita la comprensión y solución del sistema de ecuaciones, permitiendo aplicar métodos numéricos y analíticos para resolver las ecuaciones y predecir el comportamiento del proceso de molienda bajo diferentes condiciones operativas.

$$\mathbf{f} = (\mathbf{T} \mathbf{J} \mathbf{T}^{-1}) \mathbf{f}^0 \quad (28)$$

$f = \{f_i \mid i = 1, 2, \dots, n\}$ = vector que contiene la distribución de tamaño de la descarga del molino (producto molido).

$f^o = \{f_i^o \mid i = 1, 2, \dots, n\}$ = vector que contiene la distribución de tamaño de la alimentación del molino.

$T = \{T_{ij} \mid i, j = 1, 2, \dots, n\}$ = matriz triangular inferior de valores T_{ij} definida recursivamente como:

$T_{ij} = 0$; cuando $i < j$

$T_{ij} = 1$; cuando $i = j$

$$T_{ij} = \sum_{k=j}^{i-1} (b_{ik} S_k T_{kj}) / (S_i - S_j) \quad ; \text{ when } i > j$$

(29)

La matriz (J), denotada por $(J = J_{ij} \mid i, j = 1, 2, \dots, n)$, es una matriz diagonal cuyos elementos (J_{ij}) están definidos por las siguientes expresiones en el contexto del proceso de molienda:

Para molienda por lotes, cuando $(i = j)$, el elemento (J_{ij}) se define como $(J_{ij} = e^{-S_{it}})$, donde (S) es un parámetro que representa la tasa de molienda y (t) es el tiempo de residencia medio promedio.

Para molienda continua, cuando $(i = j)$, el elemento (J_{ij}) se define como $(J_{ij} = ((1 + S_{entarse}/N)^{-N})$, donde (N) es un parámetro que caracteriza la Distribución del Tiempo de Residencia (RTD).

En todos los otros casos, cuando $(i > j)$, el elemento (J_{ij}) es cero.



La matriz diagonal (J) representa cómo la lechada mineral interactúa dentro del molino durante el proceso de molienda. Los elementos de la diagonal reflejan la transformación de la lechada a lo largo del tiempo bajo condiciones específicas de molienda, ya sea por lotes o continua. La RTD es una función importante que describe la probabilidad de que las partículas permanezcan dentro del molino por un tiempo determinado, influyendo directamente en la eficiencia del proceso de molienda.

$$E(t) = [N^N (t/\tau)^{N-1} / \tau \Gamma(N)] \exp (-Nt/\tau) \quad (30)$$

El modelo denominado ‘N-Mixers in Series Model’ es una representación conceptual del proceso de molienda que considera el molino como una serie de mezcladores perfectos. En este modelo, el parámetro (N) simboliza el número de mezcladores en serie y puede ser estimado mediante la relación efectiva entre la longitud y el diámetro del molino, lo que proporciona una aproximación de cómo la lechada mineral se mueve y se mezcla dentro del molino.

Los parámetros del modelo de molienda, específicamente los parámetros de Selección y Rotura, varían según el tamaño de las partículas involucradas en el proceso. Esta variabilidad es crucial ya que diferentes tamaños de partículas reaccionarán de manera diferente a las fuerzas de molienda aplicadas. La dependencia del tamaño se representa mediante relaciones matemáticas específicas que describen cómo estos parámetros afectan la reducción del tamaño de las partículas y su distribución resultante.

Estas relaciones son fundamentales para comprender y optimizar el proceso de molienda, ya que permiten ajustar los parámetros del modelo para

reflejar con precisión la dinámica del proceso y predecir los resultados de la molienda para diferentes condiciones operativas y composiciones de lechada mineral.

Para la función de selección:

$$S_i = \alpha_0 (d_i^*)^{\alpha_1} / [1 + (d_i^* / d_{crit})^{\alpha_2}] \quad (31)$$

Donde:

$d_i^* = (d_i \cdot d_{i+1})^{0.5}$ = tamaño de partícula promedio de la fracción 'i-ésima'.

Para la función de rotura:

$$B_{ij} = \beta_0 (d_i/d_{j+1})^{\beta_1} + (1 - \beta_0) (d_i/d_{j+1})^{\beta_2} \quad (32)$$

Las formas expandidas para los parámetros (S_i) y (B_{ij}) están diseñadas para otorgar al modelo de molienda una flexibilidad descriptiva adicional, permitiendo un ajuste más preciso a sistemas de molienda específicos y reales, como se ilustra en los archivos de referencia 'BallParam_Batch' y 'BallParam_Open'. Estas formas expandidas buscan reflejar con mayor exactitud las características del mineral y las condiciones del proceso.

Sin embargo, la introducción de estas formas expandidas conlleva un incremento en el número total de parámetros característicos del mineral que deben ser estimados. Por lo tanto, se recomienda evitar su uso a menos que sea estrictamente necesario para capturar la complejidad del sistema real.

En situaciones donde se prefiera la simplicidad, las formas expandidas pueden reducirse a las formas normales estableciendo los parámetros ($a_{(02)}$) y

($b_{(01)}$) en cero. Al no considerar las formas expandidas, el número de parámetros característicos del mineral se reduce significativamente a un máximo de siete: (a_0), (a_1), (a_2), (d_{crit}), (b_0), (b_1), y (b_2). Esto simplifica el cálculo de los valores de ($(n-1) S_{i'}$) y los ($(n(n-1)/2 B_{ij})$) necesarios para la evaluación del modelo.

Además, el Consumo Específico de Energía (E) (expresado en kWh/ton), que juega un papel crítico en la eficiencia del proceso de molienda, se incorpora explícitamente en las formulaciones mediante un cambio de variables. Esto se logra introduciendo el parámetro 'Función Específica de Selección', que relaciona directamente el consumo energético con la eficacia con la que el molino selecciona y rompe las partículas según su tamaño.

$$S_{i \text{ balls}}^E = S_i (H/P_{\text{balls}}) \quad ; i = 1, 2, \dots, n \quad (33)$$

y reconociendo que:

$$E_{\text{bolas}} = t (P_{\text{bolas}}/H) \quad (\text{Molienda batch}) \quad (34)$$

$$E_{\text{bolas}} = r (P_{\text{bolas}}/H) \quad (\text{Molienda continua}) \quad (35)$$

donde P_{bolas} representa la contribución de las bolas al consumo neto de energía del molino (kW), se puede concluir que:

$$\begin{aligned} S_{i \text{ balls}}^E E_{\text{bolas}} &= S_i t && (\text{batch grinding}) \\ S_{i \text{ balls}}^E E_{\text{bolas}} &= S_i \tau && (\text{continuous grinding}) \end{aligned} \quad (36)$$

Para obtener las ecuaciones correspondientes al Modelo de Molienda Lineal, es suficiente con sustituir en las cuatro Ecuaciones previamente mencionadas los términos ($S_i t$) o ($S_i r$) por ($S_i E_{\text{balls}}$). Al realizar este cambio, se derivan las ecuaciones en función de la Función de Selección



Específica, denominada SiEballs. Es importante destacar que esta constante de proporción se mantiene invariable respecto a la dimensión del molino y otras variables operativas dentro de los límites establecidos. Sin embargo, esta constante no incluye el tamaño máximo de las bolas ni la distribución de la carga de bolas, factores que sí pueden influir en el modelo.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO

3.1.1 Generalidades

Proceso de Beneficio de Oro en la Planta La planta procesa oro a partir de minerales oxidados adquiridos de mineros informales. El mineral es inicialmente depositado en una tolva de gruesos y posteriormente procesado a través de un circuito de chancado primario y secundario, seguido de clasificación y almacenamiento de material fino.

La concentración promedio de oro en el mineral es de 15 - 17 gramos por tonelada métrica. Desde la perspectiva de la cianuración, el mineral es considerado limpio, compuesto mayoritariamente por óxidos y en menor medida por sulfuros y materiales carbonosos que podrían incrementar el consumo de reactivos. Por ello, se añade cianuro de sodio y soda cáustica disueltos durante la etapa de molienda.

El circuito de molienda opera en un sistema directo con bolas de acero como agentes trituradores. El producto final se dirige hacia los tanques de Carbón en Pulpa (CIP). El agua empleada en molienda puede ser fresca o reciclada desde la cancha de relaves, contribuyendo a la eficiencia en el uso de reactivos.

Para una comprensión detallada del proceso, se recomienda revisar el Flowsheet proporcionado por la Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C.



3.1.2 Ubicación y acceso

3.1.2.1 Ubicación política

El acceso a **CIA Minera Corire S.A.C.**, para acceder desde la ciudad de Lima, se debe tomar la carretera Panamericana Sur hasta llegar al kilómetro 700, ubicado el pueblo de atico. En este punto, se encuentra una desviación que conduce hacia el distrito de Caravelí. Desde allí, el camino continúa hacia hacia la planta ishihuinca . Este trayecto comprende un total de 81 kilómetros por una carretera asfaltada y afirmada, la cual está adecuadamente señalizada y permite un viaje seguro y directo hacia el destino deseado. Es recomendable verificar el estado de la carretera y las condiciones climáticas antes de emprender el viaje para evitar inconvenientes.

Tabla 1

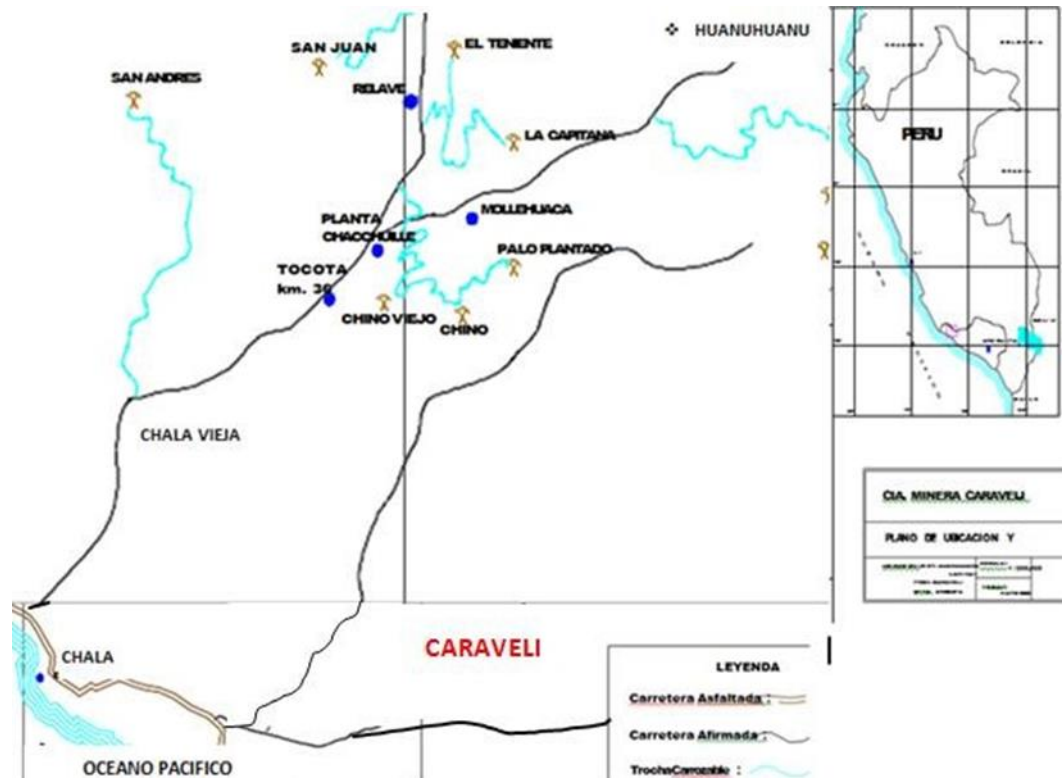
Ubicación política.

DESDE	HACIA	KILOMETROS	CARRETERA	TIEMPO
LIMA	DESVÍO	700	asfaltada	11 horas
DESVÍO	PLANTA	81	asfaltada	1.5 hora
TOTAL		781		12.5 horas

Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.

Figura 18

Plano de Ubicación.



Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.

3.1.2.2 Ubicación geológica

Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., se encuentra estratégicamente situadas en el Distrito de Caravelí, dentro de la Provincia de Caraveli y el Departamento de Arequipa. Estas instalaciones mineras están emplazadas en la unidad geológica conocida como Tiabaya, que forma parte del Batolito de la Costa, destacándose por su ubicación a una altitud promedio de 2100 metros sobre el nivel del mar y su distancia de 781 kilómetros respecto a la ciudad capital de Lima.

En cuanto a la ubicación precisa de estas importantes infraestructuras mineras, la **Tabla 2** proporciona las coordenadas exactas

tanto del centro operativo de la Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C. como de la Planta de Beneficio Ishihuinca, asegurando así una referencia clara para su localización geográfica.

Tabla 2

Coordenada WGS84 de la Planta Concentradora.

COORDENADAS WGS84 (GPS)	
Longitud	-73.339909 °
Latitud	-15.797503 °
Elevación	2100 m.s.n.m.

Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.

Figura 19

Ubicación de la Planta Concentradora.



Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.

3.1.3 Mineralización

La compañía minera corire sac tiene como principal materia prima los pasivos ambientales tales como relaves sulfurados anteriormente procesados.



Los relaves antes de su procesamiento eran el resultado de un proceso supergénico conocido como lixiviación, que afecta a los sulfuros primarios como la pirita, la arsenopirita y, en menor medida, la calcopirita. Este proceso da lugar a la formación de óxidos de hierro tales como la hematita, la goetita y la jarosita, los cuales se encuentran acompañados de cuarzo y contienen oro en estado libre.

Estos relaves se componen principalmente de los sulfuros mencionados anteriormente: pirita, arsenopirita y calcopirita, que se encuentran incrustados en una matriz de cuarzo.

Las zonas de extracción de relaves y su estudio detallado permite optimizar las operaciones mineras para una explotación más eficiente y sostenible.

3.2 OPERACIONES UNITARIAS EN LA PLANTA CONCENTRADORA

El proceso de tratamiento del relave comienza cuando este es transportado por camiones volquete desde diversos puntos de acopio dentro de las zonas de extracción hasta la planta de procesamiento. A su llegada, el relave es cuidadosamente pesado y sometido a un análisis exhaustivo en el laboratorio para determinar sus características esenciales, como el tipo de mineral, la ley de oro, y otros parámetros relevantes.

El relave que se trata en la planta está compuesto principalmente por sulfuros como la pirita, calcopirita, arsenopirita y en menor cantidad, magnetitas. Además, se encuentran minerales de ganga como el cuarzo y la calcita que acompañan al mineral valioso.

Dadas las propiedades mineralógicas favorables y las características físico-químicas del relave, el método de procesamiento seleccionado es la cianuración. Este proceso implica una agitación mecánica que facilita la disolución del oro en una solución



de cianuro, seguido por la adsorción del oro disuelto en carbón activado en pulpa, conocido como el proceso CIP (Carbon in Pulp).

La planta inició operaciones en octubre de 2018 con un tratamiento exclusivo de relaves sulfurados y una capacidad instalada de 200 toneladas métricas secas por día (TMSPD). Las recuperaciones iniciales de oro fluctuaban entre el 45 y el 50%. Posteriormente, se llevó a cabo una expansión que aumentó la capacidad a 250 TMSPD. Esta mejora permitió alcanzar una mayor cantidad de oro.

3.2.1 Área de recepción de mineral

En la zona de recepción, se realiza el pesaje del relave mediante un procedimiento meticuloso. Los camiones que llegan cargados con relave son primeramente pesados en una balanza Thurman de alta precisión. Tras este primer pesaje, proceden a descargar el relave, ya sea directamente en la tolva de gruesos o en las canchas auxiliares de recepción, dependiendo de la disponibilidad y necesidad operativa del momento. Una vez vaciados, los camiones son pesados nuevamente para determinar la tara y, por ende, calcular con exactitud el peso del relave que ha sido descargado.

Dentro del área de recepción, contamos con dos canchas específicas para la acumulación temporal de relaves. Estas canchas se utilizan cuando no es posible realizar la descarga directa en la tolva de gruesos debido a que esta se encuentra al máximo de su capacidad o por alguna incidencia mecánica. La primera cancha tiene unas dimensiones de 7 metros por 12 metros y se encuentra situada junto a la cinta transportadora número 2. El mineral acumulado aquí es posteriormente introducido en el circuito principal por el personal operativo, quienes hacen uso de carretillas para trasladarlo hasta la tolva de gruesos. Por otro lado, la segunda



cancha mide 10 metros por 15 metros y está localizada justo detrás de la tolva de gruesos, que posee una capacidad máxima de 102 toneladas métricas. En esta cancha, los vehículos cargados se posicionan estratégicamente para proceder con el vaciado del mineral en la tolva mencionada.

3.2.2 Molienda y clasificación

El mineral que procede de la tolva es transportado por una faja al molino 5' x 5' donde es llevado a cabo la molienda reduciendo de tamaño de la partícula para liberar el oro y ser lixiviado por el cianuro, después que se efectuó la molienda sale el mineral en forma de pulpa el cual es clasificado por el clasificador helicoidal pasando los finos al rebose del clasificador y los gruesos son arrastrados por el gusano del clasificador para alimentar al molino 5' x 6' donde nuevamente se produce la molienda el cual la salida es clasificado por el clasificador helicoidal donde los gruesos son nuevamente molidos por el molino 5' x 6' y el rebose es clasificado por el hidrociclón cuyo ápex es de 1 11/16" y vortex de 2 1/8" pasando los gruesos al molino 3' x 6' para reducir el tamaño de partícula y nuevamente ser enviado a la salida del hidrociclón. Por el comportamiento mineralógico la Molienda óptima para cianuración es de 75%-m200, con 33.5 % sólidos (densidad de 1.260 kg/lit).

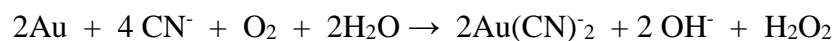
Los reactivos disueltos son agregados en la entrada del molino, la cantidad adicionada depende de mantener el cianuro libre en la molienda entre 0.05 a 0.10 %, así como agregar soda cáustica para mantener el pH en 10.5.

Las características del motor del molino 5' x 5' es de 125 HP, con 80.0

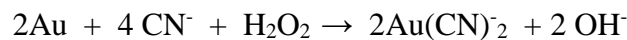


% de Velocidad crítica, con un trómmel de 3/8” y recargado con bolas de 1 ½” de diámetro, trabajando con una densidad de pulpa de 1.800 kg/lit y 76.9 % sólidos, el tiempo de permanencia del mineral es de 17.6 minutos.

En la molienda ocurre más del 40% de la disolución del oro que pasa a solución. El proceso de disolución del oro es de naturaleza electroquímica, la reacción global principal es:



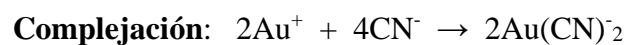
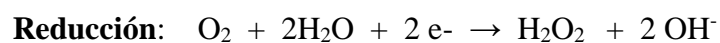
Algo de peróxido de hidrógeno formado puede ser usado en la reacción:



La disolución del oro y la plata en soluciones de cianuro y peróxido, en ausencia de oxígeno, es un proceso lento; el exceso de peróxido, inhibe la disolución del oro debido a que el ión cianuro es oxidado a cianato, el que ha demostrado no tener una acción disolvente sobre el oro.

En la Figura 20 se ilustra el mecanismo de la reacción de disolución del oro en una solución de cianuro:

Las reacciones principales que se desarrollan son:



Reacción Total:

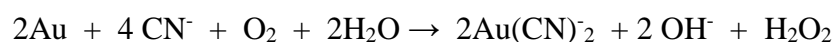
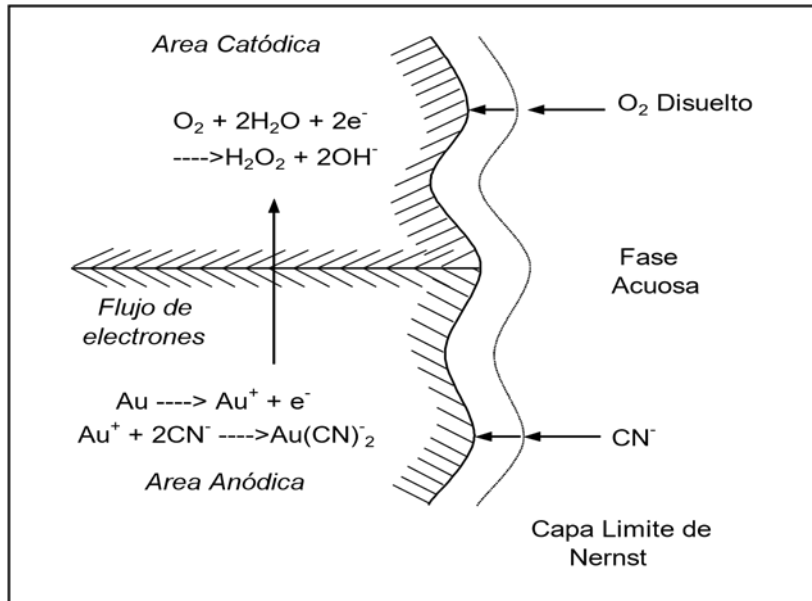


Figura 20

Esquema de disolución de Au en soluciones cianuradas por corrosión electroquímica.



Fuente: (Negreiros Vásquez & Rubio Ulloa, 2019)

3.2.3 Área de Agitación – Absorción

Los finos del hidrociclón (overflow) pasan a los tanques de agitación ocurriendo en los dos primeros tanques la lixiviación y el resto de los tanques se encargan de adsorber el oro disuelto mediante el carbón activado. Cuando el carbón activado llega a una ley de 3.0 g Au/ Kg. de carbón se producirá la cosecha de este tanque esto se lleva a cabo a las 2 o 3 semanas de la agitación de la pulpa con el carbón activado.

El tiempo de residencia es 75 horas en adsorción con carbón activado, pero previamente complementado con una lixiviación de 0.5 horas de residencia.

Entre los factores físicos y químicos que afectan la eficiencia del proceso de adsorción, tanto desde el punto de vista del equilibrio, al afectar la capacidad de carga, como de la cinética se encuentran la temperatura, la eficiencia del



mezclado, el tamaño de partícula de los carbones, la densidad del pulpa, la concentración de oro en la solución, la concentración de cianuro el pH de la solución, la fuerza iónica de la solución, la concentración de otros metales, el oxígeno disuelto y el envenenamiento del carbón.

En esta área se recupera el oro y la plata disueltos en la pulpa por medio de la absorción de estos metales en el carbón activado después de realizado el proceso de lixiviación.

La suspensión de la pulpa durante esta etapa se realiza en agitadores mecánicos, la adsorción del oro se realiza en contra corriente, el carbón activado se agrega al último agitador y avanza en dirección opuesta a la pulpa, mientras que el oro y la plata enriquecen el carbón, la pulpa se empobrece conforme se descarga de un agitador a otro hasta ser descartado como relave final. Este método de cianuración convencional se denomina Carbón en Pulpa.

El siguiente mecanismo de adsorción fue propuesto:

- 1.-El $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ se adsorbe sobre los intersticios del carbón activado.
- 2.-El Na^+ y Ca^{2+} son solo adsorbidos cuando el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ está presente.

Así, ellos probablemente pueden ser adsorbidos en la capa difusa.

- 3.-Cuando está presente, el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ adicional puede ser adsorbido en la capa difusa.

- 4.-El cianuro libre compite por los intersticios con el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$.

En nuestra planta el “Overflow” del circuito de molienda es la alimentación al circuito de tanques CIP, previamente pasa por una malla # 30 para



retirar basura y madera contenidas en la pulpa. En este punto llamado “cabeza” de tanques, se toma muestra de pulpa para ser analizada por contenido de oro tanto en líquido como en sólidos, como también para verificar el contenido de reactivo (fuerza de cianuro libre y pH). La pulpa limpia cae por gravedad al circuito de Tanques CIP (carbón en pulpa), los tanques están enumerados del 1 al 4 y sus dimensiones son 12' x 11.6' (30 m³) el primero, 13.8'x16.4' (60 m³) el segundo, 11.8' x 13.7' (36 m³) el tercero y 13.6' x 13.6' (50 m³) el cuarto.

Para avanzar la pulpa y retener el carbón, cada tanque tiene una canastilla con una malla # 30, la cual permite el avance de la pulpa de tanque a tanque por gravedad, y reteniendo el carbón contenido en cada tanque. Luego que la pulpa pasa por los cuatro tanques, tiene que pasar por una malla # 40 de seguridad que impide que fugue carbón activado a la relavera. La pulpa empobrecida cae a una caja de bomba de 1 m³ desde donde es bombeada, hacia la cancha de relaves, donde se recupera solución pobre (barren) y es recirculada al circuito de molienda.

La pulpa es retenida aproximadamente 75 horas en los cinco tanques. A cada hora se sacan muestras de cada tanque para verificar que los parámetros establecidos se cumplan. También es muestreada la pulpa de los tanques para ser analizada por oro tanto en el líquido como en los sólidos para realizar los balances metalúrgicos.

Una vez que el carbón activado del primer tanque llega a concentraciones de 2.5 a 3.0 gr Au/kg de carbón, el carbón es cosechado junto con el carbón del tanque 2 , luego se avanza el carbón de los otros tanques (T-3 pasa al T-1 y T-4 pasa al T-2), completando en cada tanque la cantidad establecida y agregando



carbón activado a los otros tanques. El carbón usado es “CALGON” de malla 6 x 12 y llega en bolsas de 25 Kg.

3.2.4 Descripción de la desorción

La técnica de desorción permite obtener una recuperación de oro y plata de forma efectiva y práctica. Los fines y objetivos de la etapa de desorción son:

Recuperar la mayor cantidad de Valores metálicos cargados.

Dejar la menor cantidad de oro y plata posible en el carbón después de la desorción.

Dejar el carbón listo para retornar el sistema de adsorción. Los parámetros importantes que gobiernan la desorción de carbón activado son: la temperatura, presión, concentración de cianuro, fuerza iónica, efecto del PH, solventes orgánicos, velocidad de flujo y concentración de oro en la solución. El procedimiento o el método que se realizará es el Proceso de Re extracción con Alcohol.

3.2.5 Procedimiento de desorción

3.2.5.1 Procedimiento con alcohol

En la planta Caravelí se empleará como base el mismo circuito de desorción y electro-obtención simultánea con una solución de 1% NaOH + 0.2% NaCN a la cual se le agrega en un 15-20% en volumen de Alcohol, en una operación a 70 - 80 °C, contando con un tanque de desorción (stripper) la solución eluyente pasará a un intercambiador de calor antes de llegar a la celda de electrodeposición, para su respectiva electrólisis y



luego pasará a una bomba de soluciones calientes para ser retornado al reactor o stripper, este proceso será para 1800 Kg de carbón con su respectivo tanque de almacenamiento de solución barren para su posterior reutilización.

3.2.6 Electrodeposición

En esta etapa se reducirá el oro con electrones sin adición de reactivos mediante un rectificador de corriente de 400Amp. a 2.5 Voltios; la electrólisis ocurrirá en una celda de 2.20x0.6x0.8m la cuál contará con 9 Ánodos y 8 Cátodos. Una vez que termina la electrodeposición se retira los cátodos con todo el material adherido y se coloca en un recipiente; este material contiene oro y plata; como lodo anódico y lana. Esta lana también tiene material fino de oro; antes de desecharla se lava con ácido muriático hasta su dilución total. El lodo que se obtiene se junta con el lodo anódico. Todo este lodo se le agrega agua regia precalentada a 60°C hasta que termina la reacción exotérmica. La solución obtenida es el oro diluido. Esta solución se lleva a decantar, utilizando como filtro algodón, para eliminar cloruros suspendidos; repitiendo este proceso hasta terminar la reacción de los lodos.

3.2.7 Refinación

En esta etapa se hará dos operaciones para obtener el oro refinado: la primera que tendrá que eliminar todos los metales menos la plata, y la segunda el refinado propiamente dicho que consiste en la separación de estos dos metales.

Para el mineral de Caravelí se hará el Proceso de Disolución con Agua Regia, ya que en nuestro mineral la plata no asciende a más de 7% por el contenido



de Cobre. Además, se contará con una campana extractora de gases con Neutralizador de óxidos nitrosos (NO_x). Los insumos se detallan en Tabla 3.

Tabla 3

Insumos químicos en la etapa de refinación.

ETAPAS	INSUMOS	DOSIFICACION
Disolución de la lana	Ácido clorhídrico o sulfúrico	0.8 l/100 _g de lana al 28%
Disolución de Au con agua regia	Ácido clorhídrico (HCl) al 28 %	10 l/ kg de Au al 28%
	Ácido nítrico (HNO ₃) al 68.2 %	1.15 l/ kg de Au al 68.2%
Precipitación de Au	Urea (CO(NH ₂) ₂)	0.76 gr/g Au
	Bisulfito de sodio (NaHSO ₄)	0.64 gr/g Au
Lavado	Ácido nítrico (HNO ₃) al 68.2%	0.1 l/ kg de Au
Refinación de plata	Ácido clorhídrico o sal común	0.3 l/ kg de Ag o 4600g/kg Ag
	Polvo de zinc	216 g/kg Ag

3.2.8 Fundición

En este proceso se contará con un horno de crisol accionado por petróleo o gas con un ventilador de 0.5hp de motor, para canalizar los gases generados por el precipitado de oro se contará con una campana extractora. En esta etapa el precipitado de oro se le adiciona 10 – 20 gr de bórax.

3.2.9 Reactivación del carbón activado

3.2.9.1 Lavado químico

En este proceso se hará un lavado simple con agua a fin de eliminar Soda residual de la desorción y lamas; para pasar a una lixiviación con HCl al 3% eliminando así los carbonatos, sílice y sulfatos de calcio. Para este proceso utilizaremos una columna de acero inoxidable para 1500kg de carbón seco.



3.2.9.2 Reactivación térmica

Este es un proceso altamente eficiente que permite activar los carbones y dejarlos en condiciones muy parecida a los carbones nuevos, se hará la remoción de productos acumulados y restauración de la estructura porosa y actividad del carbón con menor daño posible. Se llevará hasta la oxidación selectiva alcanzando temperatura de 800°C. para luego pasar por una zaranda para eliminar el carbón fino y dejar el carbón listo para su reutilización en los tanques de agitación por el método CIP.

3.2.10 Área de cancha de relaves

En el área de manejo de relaves, tras el tratamiento del mineral, los residuos generados, conocidos como relaves, son dirigidos hacia una caja de bombeo. Esta caja es el punto inicial para el traslado de los relaves mediante una bomba centrífuga de 2 ½" x 2", que los impulsa hacia la cancha de relaves. Esta cancha se encuentra a una distancia de 250 metros y el flujo con el que se transportan los relaves es de 3.37 m³/h.

El complejo cuenta con un total de seis canchas de relave, las cuales han sido construidas siguiendo el método de aguas arriba. Este método permite una eficiente clasificación de la solución barren (solución sin valor comercial que queda después del proceso de lixiviación). La solución barren es recuperada por medio de otra bomba centrífuga, esta vez de 1 ½" x 1", que opera con un flujo de 10 m³/h durante cinco horas al día.

Este proceso se realiza en un circuito cerrado, lo que significa que la solución barren es reutilizada y retorna a los molinos de 5'x5' para continuar con el proceso extractivo. Gracias a este sistema cerrado y a las condiciones áridas de



la zona, se logra un efluente igual a cero, evitando así la generación de desechos líquidos adicionales y minimizando el impacto ambiental.

3.3 FLOW SHEET DE LA PLANTA

Adjunto en anexos.

3.4 MATERIALES Y EQUIPOS DE LABORATORIO

3.4.1 Materiales

- Sacos de Polietileno
- Bolsas de plástico
- Sacos de Polietileno
- Manta de Cuarteo
- Periódico
- Brocha
- Rodillo
- Baldes de plástico (4)
- Bandejas (10)
- Pala metálica
- Pipetas 10 ml
- Espátula
- Probeta de 1 litro
- Pizeta de 500 ml
- Jeringa de 10 ml (10)
- Baguetas de vidrio (10)
- Vaso precipitado de 10 ml (10)



- Papel filtro
- Luna reloj (vidrio)

3.4.2 Equipos

- Papel panpeha
- Balanza de precisión
- Chancadora de quijadas $2\frac{1}{4} \times 3\frac{1}{2}$
- Celda de flotación denver
- Equipo de Ro-Tap
- Mufla
- Mallas Tyler -10
- Molino de bolas
- Reloj Cronómetro
- Balanza de Kg

3.4.3 Reactivos

- CaO
- Floculante

3.4.4 Equipos de Protección

- Mameluco
- Tapón de oídos
- Mascarilla de silicona
- Guantes de jebe
- Gafas de seguridad
- Calzado de seguridad



3.5 METODOLOGIA

3.5.1 Condiciones de Trabajo

Durante el proceso de lixiviación de relaves sulfurados, el cual se lleva a cabo mediante la técnica de cianuración, se establecen condiciones operativas específicas para garantizar la eficiencia y seguridad del procedimiento. Estas condiciones incluyen el control riguroso de la concentración de cianuro, la temperatura, el pH y la oxigenación de la solución, así como la granulometría del mineral y el tiempo de contacto entre el mineral y la solución lixivante.

El proceso se realiza en tanques o pilas diseñadas para tal fin, donde se deposita el mineral y se añade la solución de cianuro. Se controla cuidadosamente la proporción de cianuro para optimizar la disolución del oro, manteniendo al mismo tiempo las medidas de seguridad necesarias debido a la toxicidad del compuesto.

La temperatura y el pH son monitoreados constantemente, ya que afectan directamente la velocidad de lixiviación y la estabilidad del cianuro. Además, se asegura una adecuada oxigenación para facilitar la reacción química entre el oro y el cianuro.

La granulometría del mineral es otro factor crucial; se busca que las partículas sean lo suficientemente pequeñas para maximizar la superficie de contacto sin llegar a ser tan finas que dificulten la percolación de la solución a través del lecho mineral.

Finalmente, el tiempo de contacto es ajustado según las características específicas del mineral y los resultados deseados, buscando siempre maximizar la



recuperación del oro mientras se minimiza el consumo de reactivos y se protege el medio ambiente.

Tabla 4

Condiciones de trabajo.

Condiciones	Valor
Sólidos (mineral)	43.21 %
Densidad de pulpa	1.35 t/m ³
Densidad de minera	2.5 t/m ³
Fuerza de cianuro de sodio	300 ppm
Dilución	1.31
Mineral	100 t
Agua	131.43 m ³

Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.

La Tabla 4 presenta datos técnicos detallados de la operación de procesamiento mineral. El porcentaje de sólidos en la pulpa se registra en un 43.21%, lo que indica la proporción de partículas minerales presentes en la mezcla. La densidad de esta pulpa es de 1.35 toneladas por metro cúbico, reflejando la masa total por unidad de volumen que incluye tanto el mineral como el agua.

Por otro lado, la densidad del mineral puro se especifica como 2.5 toneladas por metro cúbico, lo cual es un dato crucial para calcular la cantidad de mineral presente y para el diseño de equipos y procesos. La dilución, que es la relación entre el volumen de agua y el volumen de mineral en la pulpa, se ha determinado en 1.31. Esto significa que, por cada tonelada de mineral, se añaden 1.31 metros cúbicos de agua.

En términos absolutos, se manejan 100 toneladas de mineral y 131.43 metros cúbicos de agua para conformar la pulpa procesada. Además, se menciona que la inyección de oxígeno en la pulpa es variable y se mide en miligramos por

litro. Este parámetro es ajustable según las necesidades específicas del proceso y tiene un impacto significativo en las reacciones químicas involucradas en la extracción del mineral.

3.5.2 Análisis de Malla Valorada.

Tabla 5

Distribución de valores de oro en la alimentación.

Malla N°	Tamaño de Partícula (micras)	Peso Reten (g)	% Peso Retenido	Ley de Au (g/tms)	Contenido de Finos	Distribución %
140	106	82.15	16.43	6.664	109.49	21.98
200	74	45.6	9.12	6.272	57.20	11.48
325	43	68.95	13.79	5.684	78.38	15.74
400	37	21.15	4.23	4.900	20.73	4.16
-400	-	282.15	56.43	4.116	232.27	46.63
CABEZA CALCULADA		500	100.00	4.981	498.07	100
CABEZA ANALIZADA				4.900		

Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.

Según los datos presentados en la Tabla 5, se observa que en la malla 140, el porcentaje de material retenido es del 16.43%, el cual posee una concentración de oro de 6.664 gramos por tonelada métrica seca (g/tms). Este material retenido representa el 21.98% del total del oro distribuido en las diferentes mallas analizadas. En el caso de la malla 200, se retiene el 9.12% del material con una concentración de oro de 6.272 g/tms, lo que equivale al 11.48% de la distribución total del oro.

Al analizar la malla 325, se encuentra que el 13.79% del material es retenido y tiene una ley de oro de 5.684 g/tms, contribuyendo así al 15.74% de la distribución total del oro. En la malla 400, el porcentaje retenido disminuye a 4.23%, con una ley de oro más baja de 4.900 g/tms, lo que representa solo el 4.16% de la distribución total.

Por último, en la malla -400, se tiene el mayor porcentaje de material retenido con un 56.43%, pero con la ley más baja de oro de 4.116 g/tms, aunque representa el mayor porcentaje de distribución del oro con un 46.63%. Esto resulta en una ley promedio o ley de cabeza para todo el material analizado de 4.981 g/tms de oro, cercana a la ley de cabeza ensayada que es de 4.900 g/tms Au.

Estos resultados demuestran cómo varía la concentración y distribución del oro en función del tamaño de las partículas, siendo un factor crucial para entender la eficiencia y rendimiento en los procesos de recuperación del mineral.

Tabla 6

Distribución de valores de oro en la alimentación al molino 5x6 (Under).

Malla N°	Tamaño de Partícula (micras)	Peso Reten (g)	% Peso Retenido	Ley de Au (g/tms)	Contenido de Finos	Distribución %
140	106	74	14.80	6.336	93.77	11.73
200	74	131.8	26.36	7.128	187.89	23.49
325	43	151.45	30.29	9.108	275.88	34.50
400	37	43.65	8.73	8.415	73.46	9.19
-400	-	99.1	19.82	8.514	168.75	21.10
CABEZA CALCULADA		500	100.00	7.998	799.76	100
CABEZA ANALIZADA				7.275		

Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.

La Tabla 6 muestra un análisis detallado de la distribución del oro en diferentes tamaños de malla. En la malla 140, se retiene el 14.80% del material, con una ley de oro de 6.336 gramos por tonelada métrica seca (g/tms), lo que representa el 11.73% del total del oro distribuido. En la malla 200, el porcentaje de material retenido aumenta significativamente al 26.36%, con una ley de oro más alta de 7.128 g/tms, correspondiendo al 23.49% de la distribución total del oro.

Al examinar la malla 325, se encuentra un porcentaje aún mayor de material retenido, con un 30.29%, y una ley de oro considerablemente alta de

9.108 g/tms, lo que constituye el 34.50% de la distribución total del oro. Esto indica una concentración significativa de oro en esta fracción del material.

En la malla 400, se observa un menor porcentaje retenido de 8.73%, pero con una ley alta de oro de 8.415 g/tms, representando el 9.19% de la distribución total del oro.

Finalmente, en la malla -400, se retiene el 19.82% del material con una ley de oro de 8.514 g/tms, lo que representa el 21.10% del total distribuido, indicando que una proporción considerable del oro se encuentra en las partículas más finas.

La ley promedio o ley de cabeza calculada para todo el material es de 7.998 g/tms de oro, lo cual es comparativamente más alto que la ley ensayada que es de 7.275 g/tms Au.

Este análisis resalta la importancia del tamaño de partícula en la concentración y recuperación del oro, siendo un aspecto clave para optimizar los procesos metalúrgicos y maximizar la extracción del mineral.

Tabla 7

Distribución de valores de oro en el Over (Ingreso al TK-1).

Malla N°	Tamaño de Partícula (micras)	Peso Reten (g)	% Peso Retenido	Ley de Au (g/tms)	Contenido de Finos	Distribución %
140	106	11.1	2.22	1.782	3.96	1.56
200	74	18.95	3.79	2.277	8.63	3.41
325	43	50.95	10.19	3.762	38.33	15.16
400	37	33.3	6.66	3.960	26.37	10.43
-400	-	385.7	77.14	2.277	175.65	69.44
CABEZA CALCULADA		500	100.00	2.529	252.94	100
CABEZA ANALIZADA				2.716		

Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.



La Tabla 7 presenta un análisis de la distribución del oro en relación con el tamaño de las partículas retenidas en diferentes mallas. En la malla 140, solo el 2.22% del material es retenido, con una ley de oro de 1.782 g/tms, lo que contribuye con el 1.56% a la distribución total del oro. Esto indica que una pequeña fracción del oro se encuentra en partículas de este tamaño.

Al avanzar a la malla 200, se observa un ligero aumento en el porcentaje retenido al 3.79%, con una ley de oro de 2.277 g/tms y una contribución del 3.41% a la distribución total del oro.

En la malla 325, hay un salto significativo en el porcentaje retenido al 10.19%, con una ley de oro más elevada de 3.762 g/tms, representando el 15.16% de la distribución total del oro, lo que sugiere una mayor concentración de oro en estas partículas más finas.

La malla 400 retiene el 6.66% del material con una ley de oro de 3.960 g/tms, lo que representa el 10.43% de la distribución total del oro.

Por último, en la malla -400, se encuentra la mayor proporción del material retenido con un 77.14%, aunque con una ley más baja de oro de 2.277 g/tms, constituyendo sin embargo el mayor porcentaje de distribución del oro con un 69.44%. Esto refleja que la mayoría del oro está presente en las partículas más finas.

La ley promedio o ley de cabeza para todo el material analizado es calculada en 2.529 g/tms de oro, siendo ligeramente inferior a la ley ensayada que es de 2.716 g/tms Au.



Este análisis subraya cómo varía la concentración de oro dependiendo del tamaño de las partículas y resalta la importancia de considerar estos factores para mejorar los procesos de recuperación y refinación del mineral.

3.5.3 Presencia del oro pasante y retenido en la malla 325

El proceso de liberación de minerales es un factor crítico en la metalurgia extractiva, y su eficiencia se ve influenciada significativamente por el tiempo. En la Tabla 8 se detalla este proceso, tomando como referencia el tamaño de partícula correspondiente a la malla 325. Se considera tanto el material retenido como el pasante a través de esta malla para evaluar la liberación de los minerales.

A medida que transcurre el tiempo, se espera que las partículas de mineral se reduzcan en tamaño debido a los procesos de trituración y molienda, permitiendo que una mayor cantidad pase a través de la malla 325. Este cambio en la distribución del tamaño de las partículas es un indicador clave del grado de liberación del mineral, ya que sugiere que los minerales valiosos están siendo adecuadamente expuestos para su posterior recuperación y procesamiento.

La Tabla 8 proporcionará datos específicos sobre el porcentaje de material retenido y pasante en función del tiempo, lo cual es esencial para optimizar los tiempos de procesamiento y maximizar la eficiencia en la recuperación de los minerales. Este análisis es fundamental para ajustar las operaciones de conminución y asegurar que los minerales valiosos sean liberados de la ganga de manera efectiva.

Tabla 8*Presencia de oro retenido y pasante a la malla 325.*

Tiempo Minutos	Malla- Peso (g)		Malla-% Distribución mineral		Malla - g/t (Au)		Malla - % Distribución (Au)	
	325	-325	325	-325	325	-325	325	-325
5	38.5	113.69	25.30	74.70	6.336	4.947	30.25	69.75
10	21.86	134.44	13.99	86.01	5.643	5.049	15.38	84.62
15	13.38	106.41	11.17	88.83	8.91	5.247	17.60	82.40
20	7.66	121.94	5.91	94.09	5.643	5.148	6.44	93.56
25	5.99	142.14	4.04	95.96	5.643	4.95	4.58	95.42
30	3.03	126.82	2.33	97.67	5.693	4.752	2.78	97.22

Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.

La Tabla 8 ilustra cómo varía la liberación de oro en relación con el tiempo, utilizando la malla 325 como referencia para medir el material retenido y pasante. A lo largo del tiempo, se observa una tendencia clara hacia una mayor cantidad de material pasante, lo que indica una eficiente reducción del tamaño de las partículas y una efectiva liberación del mineral.

En un intervalo de 5 minutos, el 25.30% del material es retenido en la malla 325, mientras que el 74.70% logra pasar a través de ella. De este material, el 30.25% del oro se encuentra en la fracción retenida y el 69.75% en la fracción pasante.

Al duplicar el tiempo a 10 minutos, el porcentaje de material retenido disminuye a 13.99%, y el pasante aumenta al 86.01%. En este punto, solo el 15.38% del oro está retenido, mientras que una mayoría significativa del 84.62% ha pasado a través de la malla.

Para los 15 minutos de proceso, se registra un 11.17% de material retenido y un 88.83% pasante, con un 17.60% del oro aún retenido y un 82.40% pasante.

A los 20 minutos, solo el 5.91% del material queda retenido en la malla y un notable 94.09% ha pasado, reflejando que solo el 6.44% del oro está retenido y un predominante 93.56% es pasante.

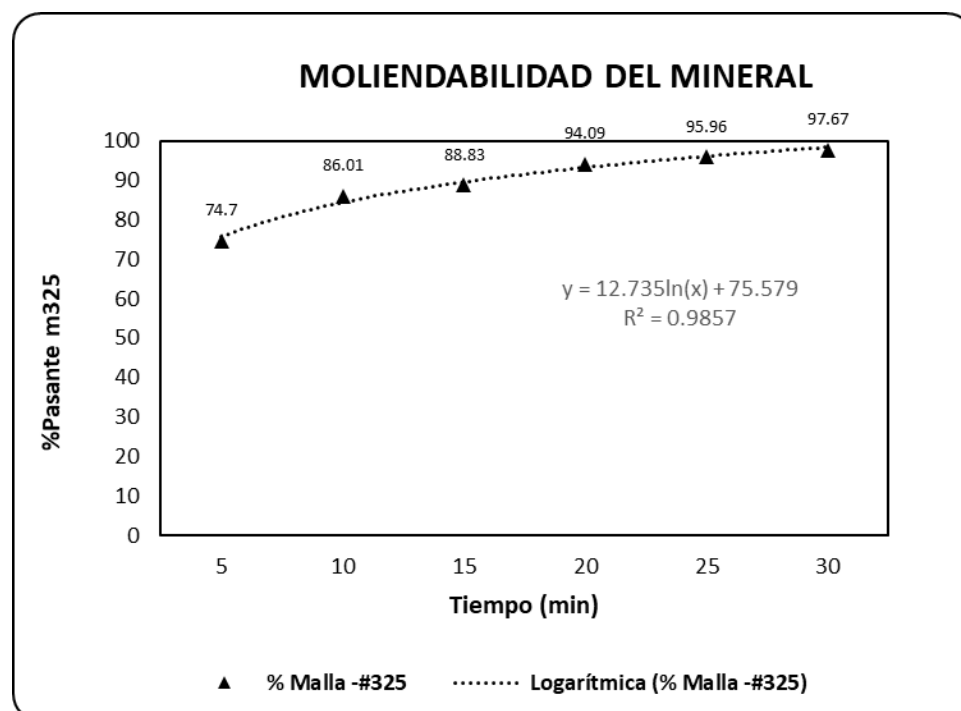
En el tiempo de 25 minutos, se tiene un menor porcentaje de retención del 4.04%, con un correspondiente aumento en el pasante al 95.96%. El oro retenido es solo el 4.58%, mientras que el pasante es del 95.42%.

Finalmente, para los 30 minutos, se observa que tan solo el 2.33% del material es retenido y un impresionante 97.67% pasa a través de la malla, con tan solo el 2.78% del oro retenido frente al 97.22% que ha pasado.

Este análisis demuestra cómo la eficiencia en la liberación de oro aumenta con el tiempo, permitiendo una mayor proporción de oro pasante que puede ser recuperado posteriormente en los procesos metalúrgicos.

Figura 21

Curva de liberación de mineral vs tiempo.





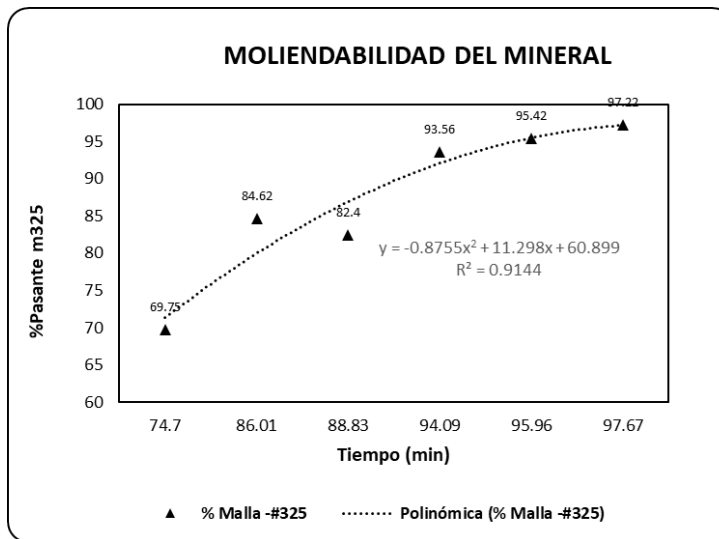
En la Figura 21 se observa que la liberación del mineral en función del tiempo muestra un incremento en el porcentaje que pasa a través de la malla 325. Esto se describe matemáticamente con la ecuación $Y (\% \text{ pasante } -325\text{m}) = 12.73 \ln t(\text{minutos}) + 55.095$, donde (t) representa el tiempo en minutos. El coeficiente de determinación ($R^2=0.9856$) y el coeficiente de correlación ($r=0.9928$) indican una alta precisión y fiabilidad de esta ecuación para modelar los datos observados.

La malla 325 se refiere al número de aberturas por pulgada en un tamiz o malla de clasificación, lo que implica que el mineral ha sido molido hasta un tamaño que le permite pasar a través de estas aberturas. La función logarítmica en la ecuación sugiere que la tasa de liberación del mineral disminuye a medida que el tiempo avanza, lo cual es común en procesos donde las reacciones o cambios ocurren más rápidamente al principio y luego se estabilizan.

El alto valor de (R^2) cerca de 1 indica que la ecuación proporciona un ajuste muy bueno a los datos experimentales, y el valor de (r) cercano a 1 sugiere una fuerte correlación positiva entre el tiempo y el porcentaje pasante del mineral, reafirmando la validez del modelo propuesto.

Figura 22

Curva de porcentaje de oro vs liberación -325m.



En la Figura 22, se ilustra que la curva del porcentaje de oro exhibe un incremento proporcional al aumento del porcentaje de liberación del mineral que pasa por la malla 325. Esta relación se expresa mediante la fórmula cuadrática $Y(\% \text{Au}) = 0.0103t(\text{minutos})^2 - 0.5782t(\text{minutos}) + 55.438$, donde (t) denota el tiempo en minutos. El coeficiente de correlación ($R^2 = 0.9674$) y ($r = 0.9836$) demuestran una correlación muy fuerte y una alta precisión del modelo matemático con respecto a los datos experimentales.

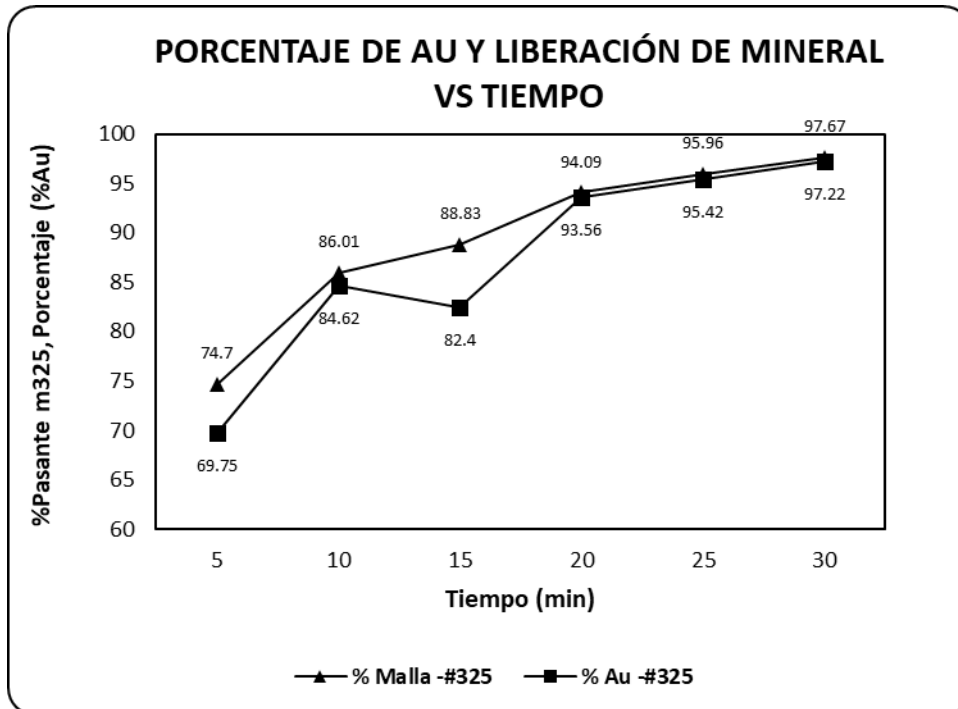
La ecuación cuadrática sugiere que el porcentaje de oro aumenta a un ritmo que se acelera con el tiempo hasta cierto punto, después del cual el ritmo de incremento comienza a desacelerarse. Esto podría deberse a la naturaleza del proceso de liberación del mineral, donde inicialmente hay más material fácilmente liberable y, con el tiempo, se requiere más esfuerzo para liberar el oro restante.

El valor elevado de (R^2), cercano a 1, indica que la ecuación proporciona un ajuste excelente a los datos recolectados, mientras que el valor de (r), también cercano a 1, refuerza la fuerte relación positiva entre el tiempo y el porcentaje de

oro obtenido, validando así la eficacia del modelo matemático utilizado para describir este fenómeno.

Figura 23

Curva de porcentaje de oro y liberación vs tiempo.



En la Figura 23, se muestra que la curva de liberación del mineral que pasa por la malla 325 se eleva conforme aumenta el tiempo de molienda. Esto indica que cuanto más tiempo se muele el mineral, mayor es la cantidad que logra pasar a través de la malla, lo que implica una mayor liberación del mismo. Paralelamente, se observa que la presencia de oro se incrementa en concordancia con el aumento de la liberación del mineral a lo largo del tiempo.

El proceso de molienda es crucial para liberar el oro contenido en el mineral, ya que al reducir el tamaño de las partículas, se expone más superficie al reactivo que recupera el oro. Por lo tanto, un tiempo de molienda prolongado puede resultar en una mayor recuperación de oro, siempre y cuando las



condiciones del proceso sean óptimas para evitar la sobre-molienda, que podría resultar en pérdidas de oro fino.

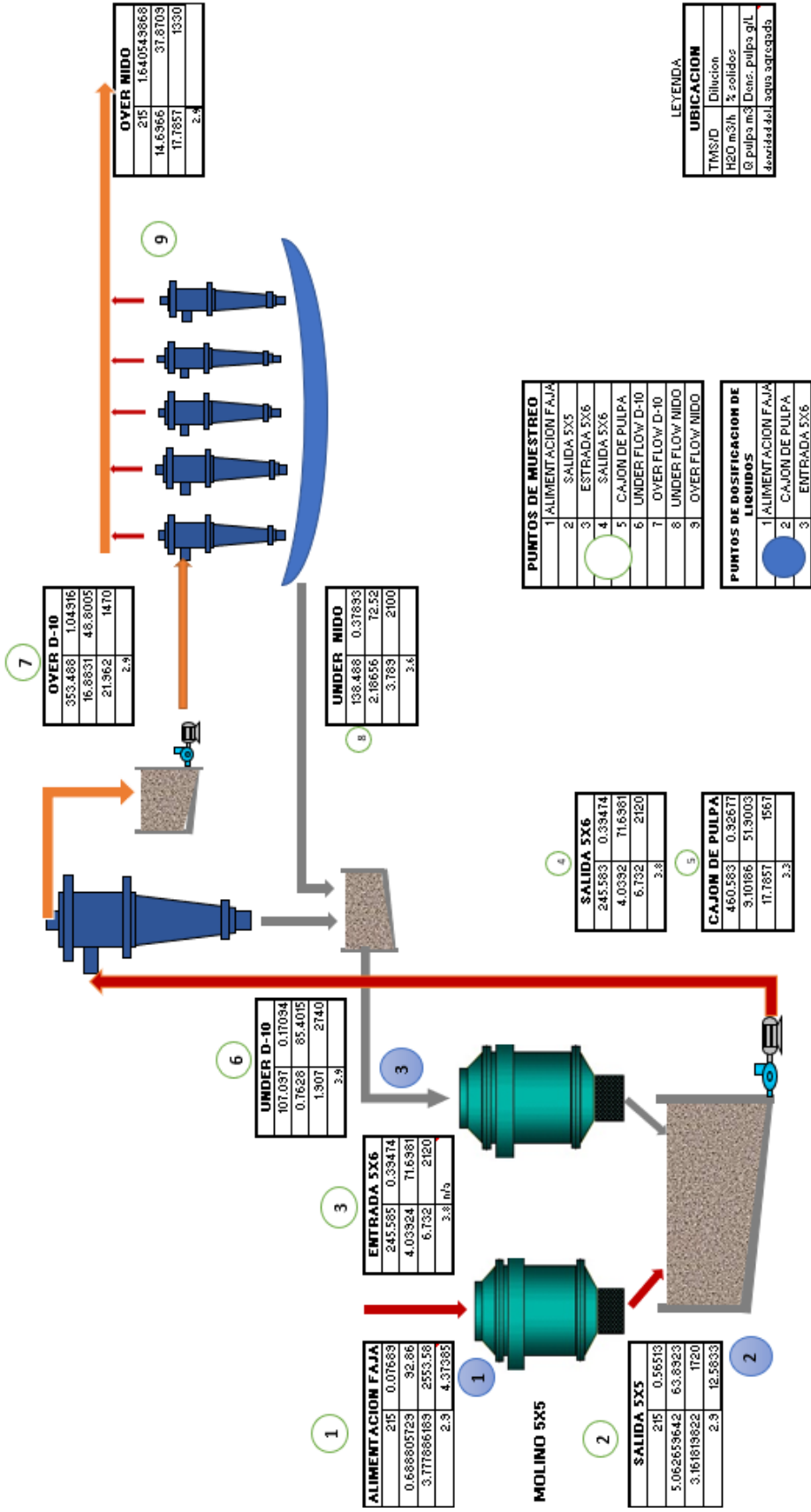
Este fenómeno refleja la importancia de optimizar el tiempo de molienda para maximizar la liberación del mineral y, por ende, la recuperación del oro. La correlación entre el tiempo de molienda y la presencia de oro es un factor clave en la eficiencia del proceso extractivo y debe ser cuidadosamente monitoreada para asegurar los mejores resultados posibles.

3.6 BALANCE DE SÓLIDOS EN TODO EL CIRCUITO DE MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN, HASTA LA ENTRADA AL TK-1.

Figura 24

Balance de sólidos minera *CORIRE SAC*

BALANCE DE SÓLIDOS COMPañÍA MINERA *CORIRE SAC*



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 MUESTREO DE PLANTA

Como primer punto para comenzar la toma de muestras, se necesita tomar la malla de control y densidades de Over para encontrar la estabilidad en nuestro proceso para proceder con la toma de muestras para eso se realiza un seguimiento de los últimos 5 días en planta para corroborar la información dada mediante el análisis de control de malla.

Tabla 9

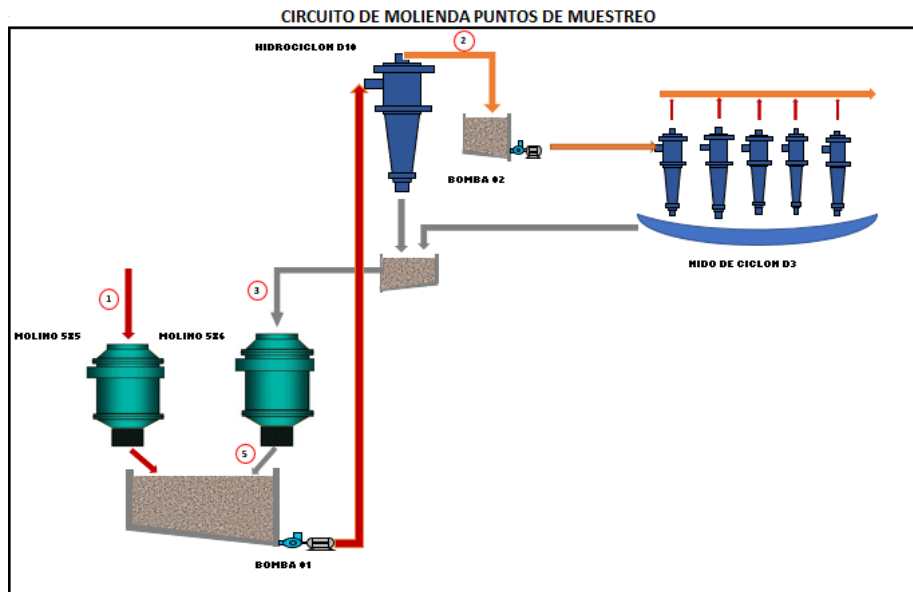
Seguimiento de Control de Molienda Consolidado.

Fecha	Turno	Humedad	Densidad	GE (tn/m ³)	%Malla 200	Cianuro libre over	Cianuro libre cola
8/09/2022	Día	2.980	1.290	3.020	85.000	0.170	0.112
8/09/2022	Noche	1.950	1.300	3.050	85.000	0.180	0.119
9/09/2022	Día	0.900	1.290	3.150	80.000	0.165	0.110
9/09/2022	Noche	1.480	1.260	3.040	82.000	0.185	0.110
10/09/2022	Día	1.480	1.300	3.100	84.000	0.160	0.111
10/09/2022	Noche	2.940	1.280	3.290	85.000	0.225	0.110
11/09/2022	Día	3.990	1.300	2.950	85.000	0.220	0.109
11/09/2022	Noche	3.700	1.280	2.970	85.000	0.170	0.110
12/09/2022	Día	4.410	1.295	2.900	83.000	0.140	0.084
12/09/2022	Noche	4.920	1.270	2.930	85.000	0.160	0.092
13/09/2022	Día	5.350	1.280	2.910	85.000	0.160	0.115
13/09/2022	Noche	3.940	1.290	2.860	80.000	0.165	0.086
14/09/2022	Día	4.490	1.290	2.990	80.000	0.180	0.082
14/09/2022	Noche	5.320	1.290	3.010	84.000	0.185	0.088

Fuente: Empresa Minera CIA Minera Corire S.A.C., abril del 2022.

Figura 25

Circuito de molienda puntos de muestreo en el área.



4.2 INGRESO DE DATOS

Datos obtenidos de los parámetros de operación de los molinos.

4.2.1 Datos operativos

A continuación, se muestran los datos operativos de cada equipo que compone el circuito de molienda en la planta.

4.2.1.1 Molino de bolas 5x5

Tabla 10

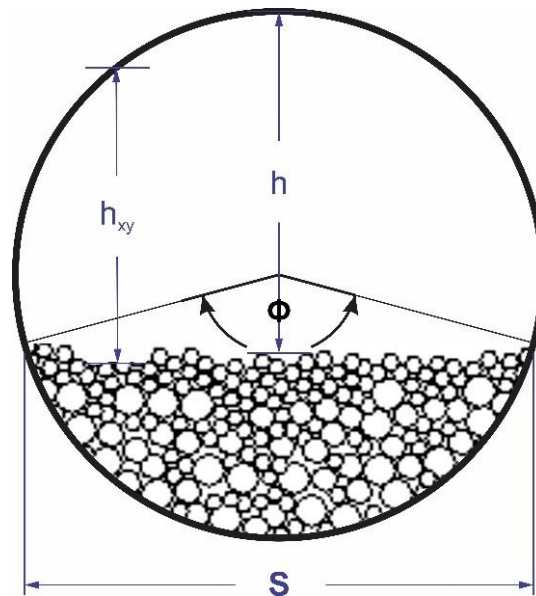
Parámetros de operación molino 5x5.

Parámetros de molino de bolas	Valores
Diámetro interno (m)	1.525
Longitud interna (m)	1.525
Fracción de velocidad crítica	0.77
Fracción de carga	0.35
Ore Work Index [kWh/t]	16.00
tamaño superior de bola de molino simulado (mm)	26.987
Potencia (KW)	37.00
Tiempo de Residencia aprox.	13.80

4.2.1.2 Cálculos realizados para Balance Molino 5x5

4.2.1.2.1 Cálculo del Llenado de Bolas

Consiste en tomar medidas directas de la Altura Libre Promedio (h) en el interior del molino (la distancia desde el nivel de carga hasta el punto más alto del casco del molino). Se recomienda encarecidamente realizar mediciones repetidas para tener en cuenta las variaciones de nivel a lo largo y ancho del molino.



Si Φ representa el ángulo central creado por los dos radios que apuntan a los extremos laterales opuestos de la superficie de carga superior, entonces, a partir de la geometría del molino, se aplican las siguientes relaciones.

$$\Phi = \left(\frac{360}{\pi}\right) * \cos^{-1} \left[2 * \left(\frac{h}{D}\right) * \left(\frac{D}{h} - 1\right)^{0.5} \right]$$

$$J = \left[\left(\frac{\Phi}{360}\right) - \left(\frac{4}{\pi}\right) \right] * \left(\frac{h}{D}\right) * \left[\left(\frac{h}{D}\right) - \frac{1}{2} \right] * \left(\frac{D}{h} - 1\right)^{0.5}$$

Donde:



D representa el diámetro interno efectivo del molino (revestimientos interiores) y J representa el nivel de carga aparente fraccional, incluidos todos los huecos intersticiales. D y h deben expresarse en las mismas unidades de medida.

$$\emptyset = \left(\frac{360}{\pi}\right) * \cos^{-1} \left[2 * \left(\frac{2.81}{5}\right) * \left(\frac{5}{2.81} - 1\right)^{0.5} \right] = 165.75$$

$$J = \left[\left(\frac{165.75}{360}\right) - \left(\frac{4}{\pi}\right) \right] * \left(\frac{2.81}{5}\right) * \left[\left(\frac{2.81}{5}\right) - \frac{1}{2} \right] * \left(\frac{5}{2.81} - 1\right)^{0.5} = 42.13\%$$

4.2.1.2.2 Cálculo de la Velocidad Crítica del Molino

La **velocidad crítica** ($N_{critica}$) se calcula con la siguiente fórmula:

$$N_{critica} = \frac{76.6}{\sqrt{D}}$$

$$N = N_C * N_{critica}$$

$$\% N_C = \frac{N}{N_{critica}} * 100$$

Dónde:

D = Diámetro interno del molino (ft)

$N_{critica}$ = Velocidad crítica en rpm

N_C = Fracción de la velocidad crítica

N = Velocidad de operación en rpm

$\% N_C$ = % de la fracción de la velocidad crítica

Sustituyendo en la fórmula:



$$N_{critica} = \frac{76.6}{\sqrt{5}} = 34.26 \text{ RPM}$$

$$\% N_C = \frac{26.55}{34.26} * 100 = 77.5\%$$

4.2.1.2.3 Cálculo de la Velocidad de Operación del Molino

La velocidad de operación del molino (N) se calcula multiplicando la velocidad crítica por el porcentaje de la velocidad crítica:

$$N = N_C * N_{critica}$$

Dónde:

$N_{critica}$ = Velocidad crítica en rpm

N_C = Fracción de la velocidad crítica

N = Velocidad de operación en rpm

$\% N_C$ = % de la fracción de la velocidad crítica

Sustituyendo los valores:

$$N = 0.77 * 34.26 \text{ RPM} = 26.38 \text{ RPM}$$

4.2.1.2.4 Cálculo del tonelaje de bolas

Volumen total del molino

$$\text{Volumen Total Molino} = \frac{\pi}{4} \times D^2 \times L$$

Donde:

- D es el diámetro interno efectivo del Molino
- L es la longitud interna efectiva del Molino



Sustituyendo los valores:

$$\text{Volumen Total Molino} = \frac{\pi}{4} \times (1.524)^2 \times 1.524 = 2.78 \text{ m}^3$$

Volumen de la carga

$$\text{Volumen de la Carga Molino} = \frac{\pi}{4} \times D^2 \times L \times \frac{\%C}{100}$$

Sustituyendo los valores:

$$\begin{aligned} \text{Volumen de la Carga Molino} &= \frac{\pi}{4} \times (1.524)^2 \times 1.524 \times \frac{35}{100} \\ &= 0.973 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Volumen de bolas

$$\text{Volumen de Bolas} = \frac{\pi}{4} \times D^2 \times L \times \frac{\%C}{100} \times (1 - e)$$

Sustituyendo los valores:

$$\begin{aligned} \text{Volumen de Bolas} &= \frac{\pi}{4} \times (1.524)^2 \times 1.524 \times \frac{35}{100} \times (1 - 0.35) \\ &= 0.63244998 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Masa de bolas

$$\text{Masa de bolas} = \text{Dens. de las Bolas} \times \left[\frac{\pi}{4} \times D^2 \times L \times \frac{\%C}{100} \times (1 - e) \right]$$

Sustituyendo los valores:

$$\begin{aligned} \text{Masa de bolas} &= 7.85 \times \left[\frac{\pi}{4} \times (1.524)^2 \times 1.524 \times \frac{35}{100} \times (1 - 0.35) \right] \\ &= 4.9647 \text{ ton} \end{aligned}$$

Tabla 11

Cálculo de la masa de bolas de molino 5x5.

Bola (in)	%Retenido	Masa de bolas (ton)
3.0	30.94	1.536
2.5	39.09	1.941
2.0	20.00	0.993
1.5	8.44	0.419
1.0	1.53	0.076
TOTAL		4.965

Fuente: Elaboración propia.

4.2.1.2.5 Cálculo del collarín de bolas de molino 5x5

$$\%D = \left(\frac{X^4 - X_F^4}{X_0^4 - X_F^4} \right) * 100$$

$$Xi = (Di * D_{i+1})^{0.5} * 100$$

Datos:

Tamaño de bola óptimo (Xo) (in) : 3

Tamaño de bola final (Xf) (in) : 1

Tabla 12

Cálculo del collarín de bolas de molino 5x5.

Bola (in)	Tamaño intermedio (X) (in)	%Db	%Retenido
3	$Xi = (3 * 2.5)^{0.5} * 100 = 2.74$	$\%D = \left(\frac{2.74 - 1}{3 - 1} \right) * 100 = 69.0625$	30.9375
2.5	$Xi = (2.5 * 2)^{0.5} * 100 = 2.24$	$\%D = \left(\frac{2.24 - 1}{3 - 1} \right) * 100 = 30$	39.0625
2	$Xi = (2 * 1.5)^{0.5} * 100 = 1.73$	$\%D = \left(\frac{1.73 - 1}{3 - 1} \right) * 100 = 10$	20
1.5	$Xi = (1.5 * 1)^{0.5} * 100 = 1.22$	$\%D = \left(\frac{1.22 - 1}{3 - 1} \right) * 100 = 1.5625$	8.4375
1	1.00	0	1.5625
		Total	100

Fuente: Elaboración propia.

4.2.1.3 Balance de bolas de molino de Bolas 5x5

Dimensiones del Molino y condiciones de operación:

Diámetro : 5



Longitud : 5

Velocidad Crítica : 77

Densidad de Bola : 7.75

Llenado de Bola : 35

Scrap Size : 0.5

Densidad Mineral : 2.80

Work Index : 16.00

F80 : 94

Realizando las conversiones a metros y los cálculos

Diámetro : 1.525 m

Longitud : 1.525 m

Velocidad Molino : 26.378 rpm

Volumen Molino : 2.785 m³

Peso de carga: 7.556 tons

a. Tamaño de bola óptimo

Azzaroni

Tamaño óptimo bola : 1.062 in

Tamaño óptimo bola : 26.987 mm

String Area, m²/m³ : 167.541 m²/m³



Allis Chalmer

Tamaño óptimo bola : 0.329 in

Tamaño óptimo bola : 8.365 mm

String Area, m²/m³ : 332.546 m²/m³

Tamaño óptimo bola : 1

b. Balance de Carga

Tabla 13

Balance de Carga de molino 5x5.

	String 1	String 2	Overall Area	Charge
Top Size, in	3.500	2.500	Indicated Mix	
Área específica, m2/m3	53.858	75.106	57.957	
Recharge Policy, %	75.000	25.000	Target Value	
Contenido Carga Molino %	80.708	19.292	58.020	
		Exceso Área	-0.063	

Ball Size, in	% Passing	% Passing	% Retained	Mid-Points	String 1	String 2	Combined	Carga Inicial
3.500	100.000	100.000	21.421	3.500	100.000	100.000	100.000	21.421
3.000	53.958	100.000	29.055	3.240	73.458	100.000	78.579	29.055
2.500	26.000	100.000	23.770	2.739	37.458	100.000	49.524	23.770
2.000	10.625	40.865	16.523	2.236	16.625	63.942	25.753	16.523
1.500	3.333	12.821	6.971	1.732	5.958	22.917	9.230	6.971
1.000	0.625	2.404	2.065	1.225	1.458	5.609	2.259	2.065
0.500	0.000	0.000	0.194	0.707	0.125	0.481	0.194	0.194
0.500	0.000	0.000	0.000	0.500	0.000	0.000	0.000	0.000

	% Passing	% Passing	% Retained
Weight, tons	6.098	1.458	7.556
Volumen, m3 (app)	0.787	0.188	0.975
Área, m2	42.378	14.126	56.504
# Balls per ton	2005.106	5141.297	

4.2.1.4 Molino de Bolas 5x6

Tabla 14

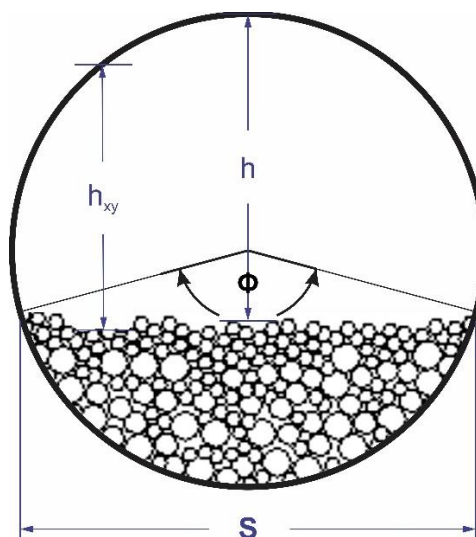
Parámetros de operación molino 5x6.

Parámetros de molino de bolas	Valores
Diámetro interno (m)	1.525
Longitud interna (m)	1.830
Fracción de velocidad crítica	0.75
Fracción de carga	0.35
Ore Work Index [kWh/t]	16.00
tamaño superior de bola de molino simulado (mm)	27.644
Potencia (KW)	47.00
Tiempo de Residencia aprox.	16.80

4.2.1.5 Cálculos realizados para Balance Molino 5x6

a) Cálculo del Llenado de Bolas

Consiste en tomar medidas directas de la Altura Libre Promedio (h) en el interior del molino (la distancia desde el nivel de carga hasta el punto más alto del casco del molino). Se recomienda encarecidamente realizar mediciones repetidas para tener en cuenta las variaciones de nivel a lo largo y ancho del molino.



Si Φ representa el ángulo central creado por los dos radios que apuntan a los extremos laterales opuestos de la superficie de carga superior, entonces, a partir de la geometría del molino, se aplican las siguientes relaciones.

$$\Phi = \left(\frac{360}{\pi}\right) * \cos^{-1} \left[2 * \left(\frac{h}{D}\right) * \left(\frac{D}{h} - 1\right)^{0.5} \right]$$
$$J = \left[\left(\frac{\Phi}{360}\right) - \left(\frac{4}{\pi}\right) \right] * \left(\frac{h}{D}\right) * \left[\left(\frac{h}{D}\right) - \frac{1}{2} \right] * \left(\frac{D}{h} - 1\right)^{0.5}$$

Donde:

D representa el diámetro interno efectivo del molino (revestimientos interiores) y **J** representa el nivel de carga aparente fraccional, incluidos todos los huecos intersticiales. **D** y **h** deben expresarse en las mismas unidades de medida.

$$\Phi = \left(\frac{360}{\pi}\right) * \cos^{-1} \left[2 * \left(\frac{2.85}{5}\right) * \left(\frac{5}{2.85} - 1\right)^{0.5} \right] = 163.904$$
$$J = \left[\left(\frac{163.904}{360}\right) - \left(\frac{4}{\pi}\right) \right] * \left(\frac{2.85}{5}\right) * \left[\left(\frac{2.85}{5}\right) - \frac{1}{2} \right] * \left(\frac{5}{2.85} - 1\right)^{0.5} = 41.12\%$$

4.2.1.5.1 Cálculo de la Velocidad Crítica del Molino

La **velocidad crítica** ($N_{critica}$) se calcula con la siguiente fórmula:

$$N_{critica} = \frac{76.6}{\sqrt{D}}$$

$$N = N_C * N_{critica}$$

$$\% N_C = \frac{N}{N_{critica}} * 100$$

Dónde:

D = Diámetro interno del molino (ft)



$N_{critica}$ = Velocidad crítica en rpm

N_C = Fracción de la velocidad crítica

N = Velocidad de operación en rpm

% N_C = % de la fracción de la velocidad crítica

Sustituyendo en la fórmula:

$$N_{critica} = \frac{76.6}{\sqrt{5}} = 34.26 \text{ RPM}$$

$$\% N_C = \frac{25.68}{34.26} * 100 = 74.96\%$$

4.2.1.5.2 Cálculo de la Velocidad de Operación del Molino

La velocidad de operación del molino (N) se calcula multiplicando la velocidad crítica por el porcentaje de la velocidad crítica:

$$N = N_C * N_{critica}$$

Dónde:

$N_{critica}$ = Velocidad crítica en rpm

N_C = Fracción de la velocidad crítica

N = Velocidad de operación en rpm

% N_C = % de la fracción de la velocidad crítica

Sustituyendo los valores:

$$N = 0.75 * 34.26 \text{ RPM} = 25.695 \text{ RPM}$$



4.2.1.5.3 Cálculo del tonelaje de bolas

Volumen total del molino

$$\text{Volumen Total Molino} = \frac{\pi}{4} \times D^2 \times L$$

Donde:

- D es el diámetro interno efectivo del Molino
- L es la longitud interna efectiva del Molino

Sustituyendo los valores:

$$\text{Volumen Total Molino} = \frac{\pi}{4} \times (1.524)^2 \times 1.524 = 3.34 \text{ m}^3$$

Volumen de la carga

$$\text{Volumen de la Carga Molino} = \frac{\pi}{4} \times D^2 \times L \times \frac{\%C}{100}$$

Sustituyendo los valores:

$$\begin{aligned} \text{Volumen de la Carga Molino} &= \frac{\pi}{4} \times (1.524)^2 \times 1.524 \times \frac{35}{100} \\ &= 1.170 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Volumen de bolas

$$\text{Volumen de Bolas} = \frac{\pi}{4} \times D^2 \times L \times \frac{\%C}{100} \times (1 - e)$$

Sustituyendo los valores:

$$\begin{aligned} \text{Volumen de Bolas} &= \frac{\pi}{4} \times (1.524)^2 \times 1.524 \times \frac{35}{100} \times (1 - 0.35) \\ &= 0.760434933 \text{ m}^3 \end{aligned}$$



Masa de bolas

$$\text{Masa de bolas} = \text{Dens. de las Bolas} \times \left[\frac{\pi}{4} \times D^2 \times L \times \frac{\%C}{100} \times (1 - e) \right]$$

Sustituyendo los valores:

$$\begin{aligned} \text{Masa de bolas} &= 7.85 \times \left[\frac{\pi}{4} \times (1.524)^2 \times 1.524 \times \frac{35}{100} \times (1 - 0.35) \right] \\ &= 5.9694 \text{ ton} \end{aligned}$$

Tabla 15

Cálculo de la masa de bolas de molino 5x6.

Bola (in)	%Retenido	Masa de bolas (ton)
3.0	30.94	1.536
2.5	39.09	1.941
2.0	20.00	0.993
1.5	8.44	0.419
1.0	1.53	0.076
TOTAL		4.965

4.2.1.5.4 Cálculo del collarín de bolas de molino 5x6

$$\%D = \left(\frac{X^4 - X_F^4}{X_0^4 - X_F^4} \right) * 100$$

$$Xi = (Di * D_{i+1})^{0.5} * 100$$

Datos:

Tamaño de bola óptimo (Xo) (in) : 3

Tamaño de bola final (Xf) (in) : 1



Tabla 16

Cálculo del collarín de bolas de molino 5x6.

Bola (in)	Tamaño intermedio (X) (in)	%Db	%Retenido
3	$Xi = (3 * 2.5)^{0.5} * 100 = 2.74$	$\%D = \left(\frac{2.74 - 1}{3 - 1}\right) * 100 = 69.0625$	30.9375
2.5	$Xi = (2.5 * 2)^{0.5} * 100 = 2.24$	$\%D = \left(\frac{2.24 - 1}{3 - 1}\right) * 100 = 30$	39.0625
2	$Xi = (2 * 1.5)^{0.5} * 100 = 1.73$	$\%D = \left(\frac{1.73 - 1}{3 - 1}\right) * 100 = 10$	20
1.5	$Xi = (1.5 * 1)^{0.5} * 100 = 1.22$	$\%D = \left(\frac{1.22 - 1}{3 - 1}\right) * 100 = 1.5625$	8.4375
1	1.00	0	1.5625
Total			100

4.2.1.6 Balance de bolas de molino de Bolas 5x6

Dimensiones del Molino y condiciones de operación:

- Diámetro** : 5
- Longitud** : 6
- Velocidad Crítica** : 75
- Densidad de Bola** : 7.75
- Llenado de Bola** : 35
- Scrap Size** : 0.5
- Densidad Mineral** : 2.80
- Work Index** : 16.00
- F80** : 100

Realizando las conversiones a metros y los cálculos

- Diámetro** : 1.525 m
- Longitud** : 1.830 m
- Velocidad Molino**: 25.692 rpm
- Volumen Molino** : 3.343 m³
- Peso de carga** : 9.067 tons



a) **Tamaño de bola óptimo**

Azzaroni

Tamaño óptimo bola : 1.088 in

Tamaño óptimo bola : 27.644 mm

String Area, m²/m³ : 164.110 m²/m³

Allis Chalmer

Tamaño óptimo bola : 0.343 in

Tamaño óptimo bola : 8.723 mm

String Area, m²/m³ : 328.622 m²/m³

Tamaño óptimo bola : 1

a) **Balance de Carga**

Tabla 17

Balance de Carga de molino 5x6.

	String 1	String 2	Overall Charge Area
Top Size, in	3.500	2.500	Indicated Mix
Área específica, m²/m³	53.858	75.106	57.957
Recharge Policy, %	75.000	25.000	Target Value
Contenido Carga Molino %	80.708	19.292	58.020
		Exceso Área	-0.063

Ball Size, in	% Passing	% Passing	% Retained	Mid-Points	String 1	String 2	Combined	Carga Inicial
3.500	100.000	100.000	21.421	3.500	100.000	100.000	100.000	21.421
3.000	53.958	100.000	29.055	3.240	73.458	100.000	78.579	29.055
2.500	26.000	100.000	23.770	2.739	37.458	100.000	49.524	23.770
2.000	10.625	40.865	16.523	2.236	16.625	63.942	25.753	16.523
1.500	3.333	12.821	6.971	1.732	5.958	22.917	9.230	6.971
1.000	0.625	2.404	2.065	1.225	1.458	5.609	2.259	2.065
0.500	0.000	0.000	0.194	0.707	0.125	0.481	0.194	0.194
0.500	0.000	0.000	0.000	0.500	0.000	0.000	0.000	0.000



	% Passing	% Passing	% Retained
Weight, tons	7.318	1.749	9.067
Volumen, m3 (app)	0.944	0.226	1.170
Área, m2	50.853	16.951	67.804
# Balls per ton	2005.106	5141.297	

4.2.1.7 Hidrociclón D-10

Tabla 18

Parámetros de operación Hidrociclón D-10 primario.

Parámetros ciclo D-10	Valores
Diámetro de ciclón - Dc (m)	0.254
Diámetro del inlet - Di (m)	0.076
Diámetro Vortex Finder Do (m)	0.045
Diámetro Spigot - Du (m)	0.025
Longitud del cilindro - Lc (m)	0.7
Angulo de cono - Theta (deg)	20
División de agua O/F (%)	76.78
Corregida D50, mm (Total)	0.057
Presión de operación, kPa	96.53

4.2.1.8 Hidrociclón D-3

Tabla 19

Parámetros de operación hidrociclón D-3.

Parámetros ciclo D-3	Valores
Diámetro de ciclón - Dc (m)	0.152
Diámetro del inlet - Di (m)	0.076
Diámetro Vortex Finder - Do (m)	0.051
Diámetro Spigot - Du (m)	0.038
Longitud del cilindro - Lc (m)	0.62
Angulo de cono - Theta (deg)	20
División de agua O/F	72.48
Corregida D50, mm (Total)	0.057
Presión de operación, kPa	135.28

4.2.2 Análisis granulométrico

Se realiza el análisis granulométrico con los datos obtenidos de los muestreos en el circuito de molienda.

Tabla 20

Análisis granulométrico del circuito de molinos.

N° Malla	#Malla	Abertura (μ)	MOLINO 5x5			MOLINO 5x6			HIDROCICLON 1			HIDROCICLON 2		
			ALIMENTO	DESCARGA	% Peso	ALIMENTO	DESCARGA	% Peso	INLET	OVER	% Peso	UNDER	OVER	% Peso
			% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso
1	50	300	3.01	0.71	1.08	0.13	0.86	0.18	1.53	0.17	0.01	0.33		
2	70	212	2.37	1.80	1.88	0.23	1.58	0.88	2.28	1.00	0.17	1.82		
3	100	150	5.49	3.70	3.21	0.98	3.47	1.90	5.04	2.10	0.67	3.53		
4	140	106	5.56	3.91	8.63	3.32	6.33	2.95	9.71	2.65	1.37	3.93		
5	200	74	9.12	8.58	26.36	14.47	17.20	6.56	27.83	10.12	3.79	16.45		
6	325	43	13.79	14.06	30.29	36.17	26.36	20.01	32.71	25.33	10.19	40.47		
7	400	37	4.23	3.65	8.73	5.86	4.47	5.00	3.93	7.44	6.66	8.22		
8	-400	-	56.43	63.59	19.82	38.84	39.75	62.52	16.97	51.20	77.14	25.25		
	TOTAL		100	100	100	100	100	100.00	100	100	100	100		

Tabla 21

Cálculo del P80 a partir del análisis granulométrico.

N° Malla	#Malla	Abertura (μ)	MOLINO 5x5			MOLINO 5x6			HIDROCICLON 1			HIDROCICLON 2		
			ALIMENTO	DESCARGA	% Peso	ALIMENTO	DESCARGA	% Peso	INLET	OVER	% Peso	UNDER	OVER	% Peso
			% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso
1	50	300												
2	70	212												
3	100	150	93.697											
4	140	106												
5	200	74		71.206										
6	325	43			100.129									
7	400	37												
8	-400	-												
	TOTAL					73.309	91.943	62.620	104.485	69.338	86.023	39.617		

Figura 26

Curva Granulométrica del Molino 5x5.

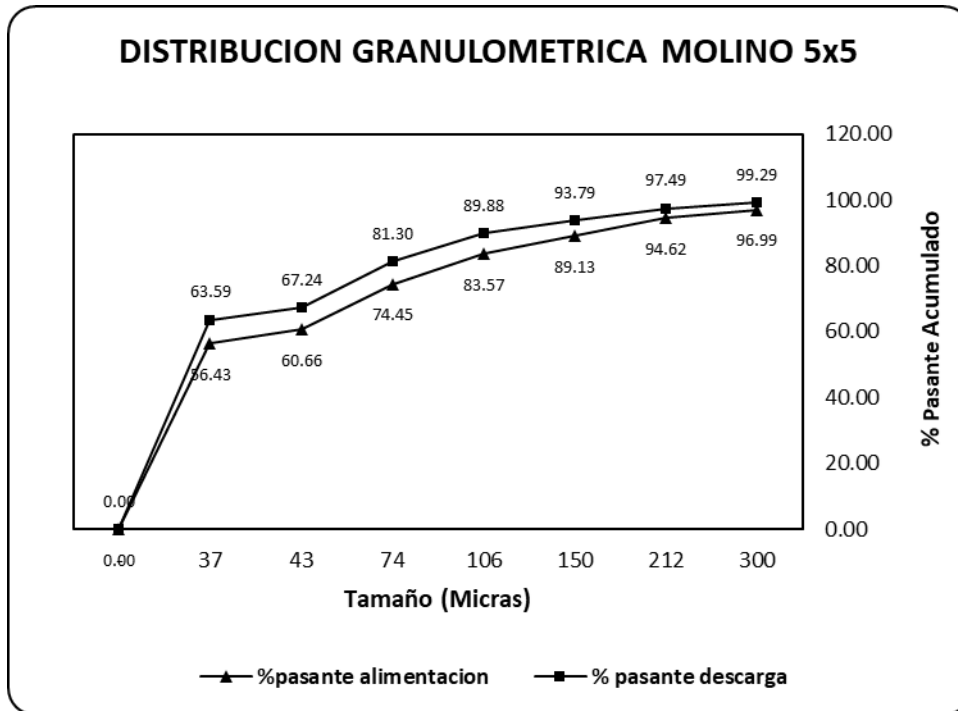
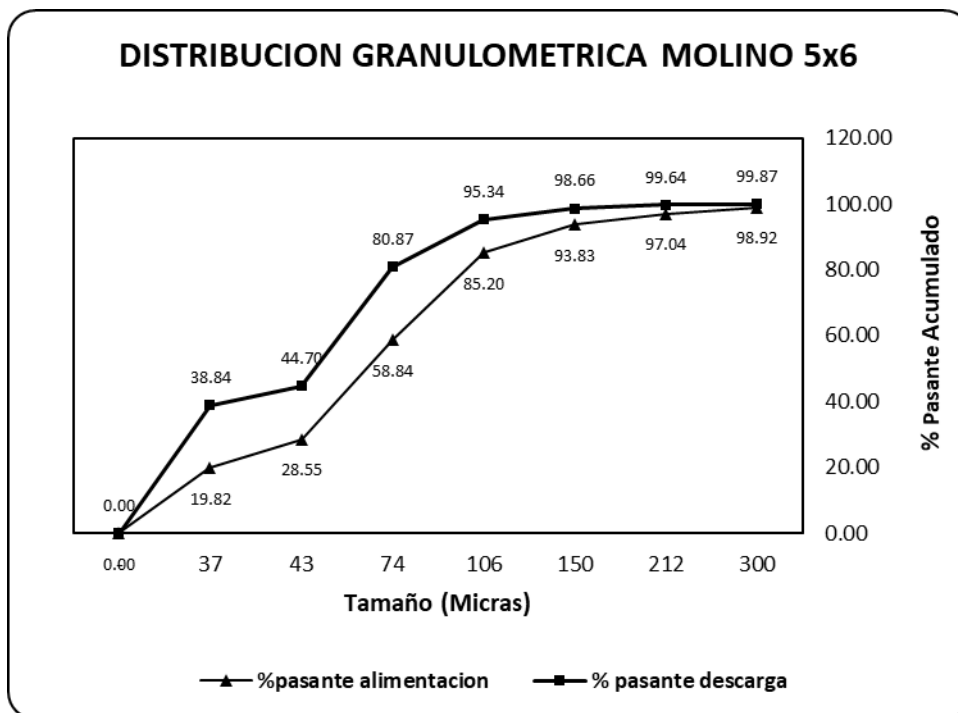


Figura 27

Curva Granulométrica Molino 5x6.



4.2.3 Análisis estadístico del Hidrociclón D-10 y D-3.

Se realiza un análisis estadístico de los 2 ciclones presentes en el circuito de molinos.

Tabla 22. Análisis de Consistencia Estadística del Hidrociclón D-10.

Malla N°	Abertura (um)	INLET (ENTRADA)			OVER FLOW D-10			UNDER FLOW D-10		
		Peso Reten (g)	% Reten	%Reten Acum	Peso Reten (g)	% Reten	%Reten Acum	Peso Reten (g)	% Reten	%Reten Acum
50	300	1.71	0.86	0.86	0.18	0.18	0.18	1.53	1.53	1.53
70	212	3.16	1.58	2.44	0.88	0.88	1.06	2.28	2.28	3.81
100	150	6.94	3.47	5.91	1.90	1.90	2.96	5.04	5.04	8.85
140	106	12.66	6.33	12.24	2.95	2.95	5.91	9.71	9.71	18.56
200	74	34.39	17.20	29.43	6.56	6.56	12.47	27.83	27.83	46.39
325	43	52.72	26.36	55.79	20.01	20.01	32.48	32.71	32.71	79.10
400	37	8.93	4.47	60.26	5.00	5.00	37.48	3.93	3.93	83.03
-400	-	79.49	39.75	100.00	62.52	62.52	100.00	16.97	16.97	100.00
TOTAL		200	100		100.00	100.00		100	100	

Tabla 23. Análisis de Consistencia Estadística del Hidrociclón D-3.

Malla N°	Abertura (um)	INLET (ENTRADA)			OVER FLOW D-10			UNDER FLOW D-10		
		Peso Reten (g)	% Reten	%Reten Acum	Peso Reten (g)	% Reten	%Reten Acum	Peso Reten (g)	% Reten	%Reten Acum
50	300	0.34	0.17	0.17	0.01	0.01	0.01	0.33	0.33	0.33
70	212	1.99	1.00	1.17	0.17	0.17	0.18	1.82	1.82	2.15
100	150	4.2	2.10	3.27	0.67	0.67	0.85	3.53	3.53	5.68
140	106	5.3	2.65	5.92	1.37	1.37	2.22	3.93	3.93	9.61
200	74	20.24	10.12	16.04	3.79	3.79	6.01	16.45	16.45	26.06
325	43	50.66	25.33	41.37	10.19	10.19	16.20	40.47	40.47	66.53
400	37	14.88	7.44	48.81	6.66	6.66	22.86	8.22	8.22	74.75

-400	-	102.39	51.20	100.00	77.14	77.14	100.00	25.25	100.00
TOTAL	200	100	100	100	100	100	100	100	100

Tabla 24. Análisis de corte de sólidos del Hidrociclón D-10.

Malla N°	Abertura (um)	Peso Retenido	Peso Acumulado INLET	Peso Retenido	Peso Acumulado UNDER	% Eficiencia Under Flow	Peso Retenido	Peso Acumulado OVER	% Eficiencia Over Flow	Factor de carga circulante
50	300	3.94	3.94	1.64	1.64	9.68	0.64	0.64	12.40	-1.44
70	212	7.28	11.22	2.44	4.08	7.80	3.11	3.75	32.81	-1.05
100	150	15.98	27.20	5.40	9.48	7.85	6.72	10.46	32.25	-0.94
140	106	29.15	56.35	10.40	19.88	8.29	10.43	20.89	27.45	-0.97
200	74	79.20	135.55	29.81	49.68	8.75	23.19	44.08	22.47	-1.07
325	43	121.41	256.96	35.03	84.71	6.71	70.73	114.81	44.71	-0.83
400	37	20.57	277.52	4.21	88.92	4.76	17.67	132.49	65.96	-0.77
-400	-	183.06	460.58	18.17	107.10	2.31	221.00	353.49	92.66	
Total		460.58		107.10						

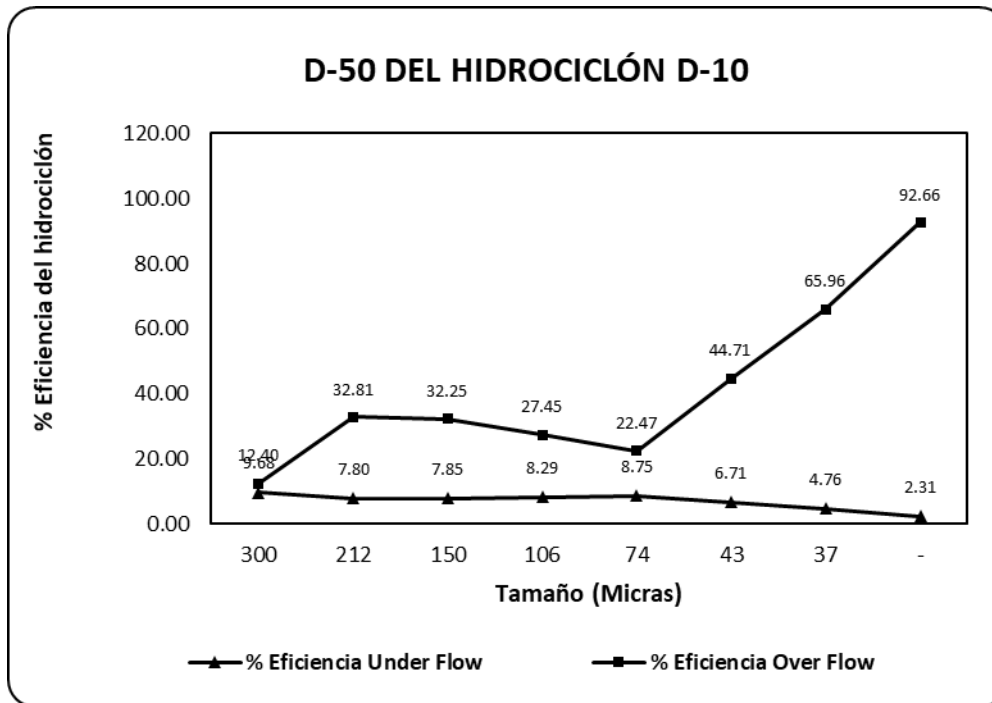


Figura 28. Gráfico de D-50 del hidrociclón D-10.

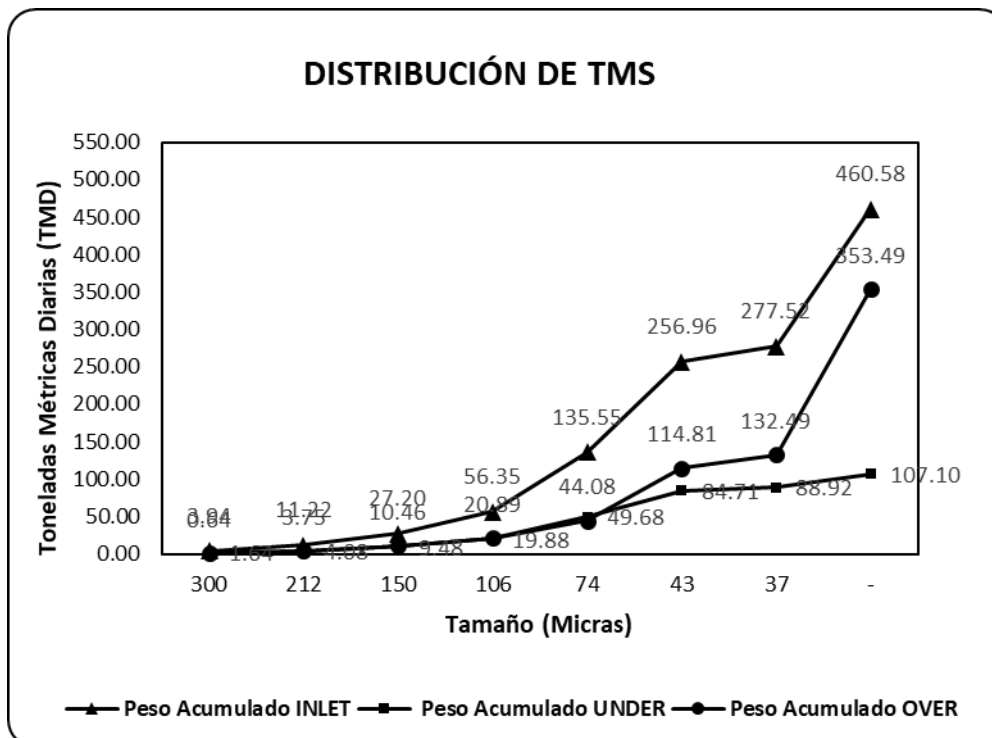


Figura 29. Grafica de Toneladas Métricas Diarias (TMD), Peso Acumulado (INLET, OVER Y UNDER).

Tabla 25. Análisis de corte de sólidos del Hidrociclón D-3.

Malla N°	Abertura (um)	Peso Retenido	Peso Acumulado INLET	Peso Retenido	Peso Acumulado UNDER	% Eficiencia Under Flow	Peso Retenido	Peso Acumulado OVER	% Eficiencia Over Flow	Factor de carga circulante
50	300	3.94	3.94	1.64	1.64	9.68	0.64	0.64	12.40	-1.4
70	212	7.28	11.22	2.44	4.08	7.80	3.11	3.75	32.81	-1.0
100	150	15.98	27.20	5.40	9.48	7.85	6.72	10.46	32.25	-0.9
140	106	29.15	56.35	10.40	19.88	8.29	10.43	20.89	27.45	-0.9
200	74	79.20	135.55	29.81	49.68	8.75	23.19	44.08	22.47	-1.0
325	43	121.41	256.96	35.03	84.71	6.71	70.73	114.81	44.71	-0.8
400	37	20.57	277.52	4.21	88.92	4.76	17.67	132.49	65.96	-0.7
-400	-	183.06	460.58	18.17	107.10	2.31	221.00	353.49	92.66	
	TOTAL	460.58		107.10			353.49			

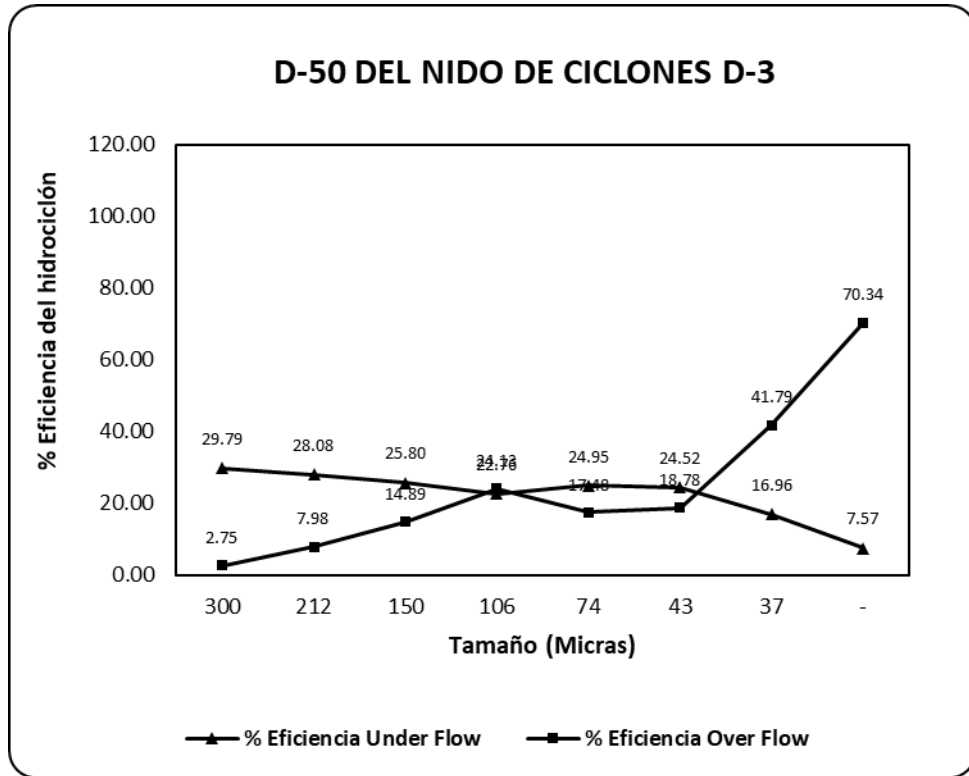


Figura 30. D50 del nido de ciclones D-3.

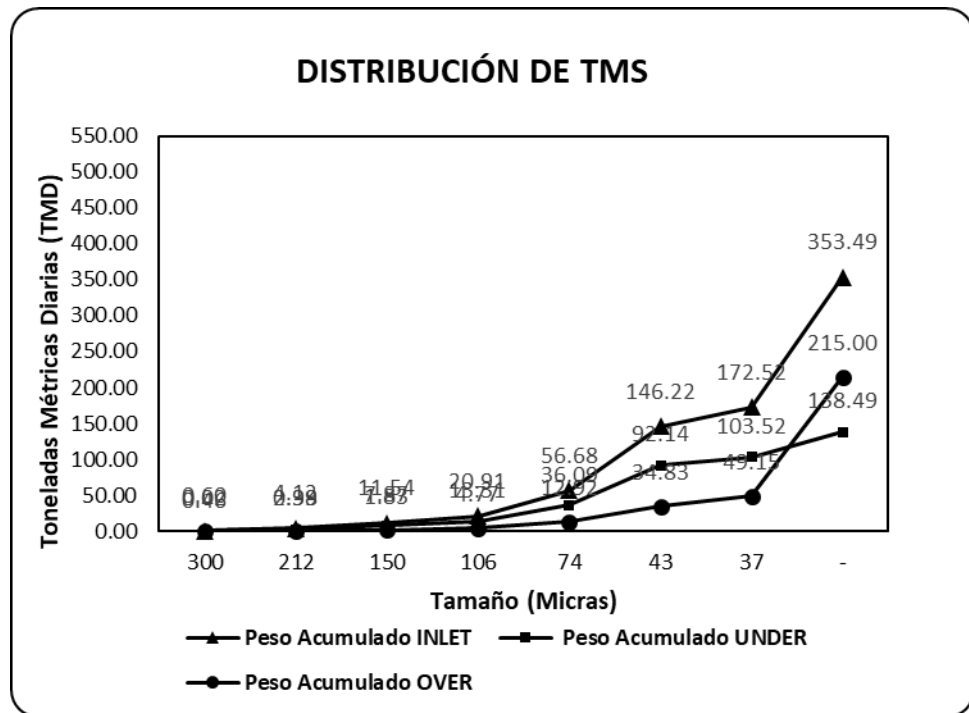


Figura 31. Distribución de Toneladas métricas secas.

4.3 SIMULACIÓN MOLIENDA

Se realiza el balance y simulación de los tres molinos y los dos ciclones presentes en el circuito de molienda de manera individual usando la hoja de cálculo Microsoft Excel.

4.3.1 Balance Molino 5x5

Tabla 26. Cálculo Parámetros de ingreso.

Datos de ingreso a la hoja de cálculo Microsoft Excel			
Diámetro en pies	5.0	Consumo de energía (kW h/bruta)	37.00
Longitud en pies	5.0	Consumo de energía (kW h/neta)	33.00
Velocidad crítica, (%)	76.0	Rendimiento (ton/hr)	12.8
Densidad aparente ton/m ³	2.37	% sólidos (por peso)	68.0
Nivel de carga, (%)	40.0	Sp., energía (kWh/ton)	2.89
Llenado de bolas, (%)	40.0	Relación de reducción	1.13
Angulo de elevación, (°)	32.0	Número del árbitro	0.55

Tabla 27. Balance de ingreso y salida molino 5x5.

	Alimento al molino	Descarga en el molino
Mineral, ton/hr	12.8	12.8
agua, m ³ /hr	0.7	6.0
Pulpa, ton/hr	13.5	18.8
Pulpa, m ³ /hr	5.0	10.3
Densidad de pulpa, ton/m ³	2.723	1.829
% Sólidos (volumen)	86.1	41.5
% Sólidos (peso)	94.90	68.00

4.3.1.1 Para calcular la relación sólido-líquido, se utiliza la siguiente

fórmula:

$$\text{Relación sólido - líquido} = \frac{\text{Mineral} \left(\frac{\text{toneladas}}{\text{hora}} \right)}{\text{Agua} \left(\frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right)}$$

a) Alimento al molino:

- Mineral (toneladas/hora) = 12.8
- Agua (m³/h) = 0.7

Aplicamos la fórmula:

$$\text{Relación sólido – líquido} = \frac{12.8 \frac{\text{tonelada}}{\text{hora}}}{0,7 \frac{\text{metro}^3}{\text{hora}}} = 18.29 \frac{\text{tonelada}}{\text{m}^3}$$

b) Descarga del molino:

- Mineral (toneladas/hora) = 12.8
- Agua (m³/h) = 6.0

Aplicamos la fórmula:

$$\text{Relación sólido – líquido} = \frac{12.8 \frac{\text{tonelada}}{\text{hora}}}{6.0 \frac{\text{metro}^3}{\text{hora}}} = 2.13 \frac{\text{tonelada}}{\text{m}^3}$$

c) Resultado:

Relación sólido-líquido en el alimento: 18.29 ton/m³

Relación sólido-líquido en la descarga: 2.13 ton/m³

Este cálculo muestra que la proporción de sólidos es mucho mayor en el alimento en comparación con la descarga del molino.

Tabla 28. Cálculo del D80 en alimentación y descarga molino 5x5.

Distribuciones de tamaño % Passing				
Nº	Malla (")	Abertura	Alimento	Descarga
1	1.05	25400	100.00	100.00
2	0.742	19050	100.00	100.00
3	0.525	12700	100.00	100.00
4	3/8	9500	100.00	100.00
5	1/4	6300	100.00	100.00
6	4	4750	100.00	100.00
7	5	4000	100.00	100.00
8	8	2380	100.00	100.00
9	10	2000	100.00	100.00
10	12	1700	100.00	100.00
11	20	850	99.67	99.79
12	40	425	97.45	98.22
13	50	300	94.28	95.58
14	70	212	82.26	85.89
15	100	150	70.92	75.20
16	140	106	55.97	61.03
17	200	75	40.53	45.79
18	270	53	30.26	34.73
19	325	43	25.76	29.16

20	400	38	22.59	25.42
D80 micrones			281	249

Tabla 29. Cálculo Parámetros de función selección y fractura.

PARÁMETROS DE FUNCIÓN SELECCIÓN					
alpha01	alpha02	alpha11	alpha12	alpha2	Dcrit
0.00649	0.0000000	0.517	1.000	3.50	5745

PARÁMETROS DE LA FUNCIÓN DE ROTURA			
Beta00	Beta01	Beta1	Beta2
0.200	0.000	0.25	4.00

Figura 32. Cálculos del circuito primario.

Datos Experimentales						
i	Malla	Abertura (um)	Tamaño medio	ton/hr	%Retenido	%Pasante
1	1.05	25400	-	-	-	100
2	0.742	19050	21997	0.00	0	100
3	0.525	12700	15954	21.25	5	95
4	0.371	9500	10984	70.55	16.6	78.4
5	3	6700	7978	59.80	14.07	64.33
6	4	4750	5641	43.90	10.33	54
7	6	3350	3989	35.45	8.34	45.66
8	8	2360	2812	29.07	6.84	38.82
9	10	1700	2003	22.99	5.41	33.41
10	14	1180	1416	21.68	5.1	28.31
11	20	850	1001	16.58	3.9	24.41
12	28	600	714	15.05	3.54	20.87
13	35	425	505	12.79	3.01	17.86
14	48	300	357	11.01	2.59	15.27
15	65	212	252	9.39	2.21	13.06
16	100	150	178	7.99	1.88	11.18
17	150	106	126	6.89	1.62	9.56
18	200	75	89	5.87	1.38	8.18
19	270	53	63	5.02	1.18	7
20	400	38	45	3.61	0.85	6.15
21	-400	0	19	26.14	6.15	0

Dimensiones del Molino		Carga		Alimento Fresco	
D. Molino	5.00 ft	Vol. Carga	1.11 m3	Allimento Fresco	425 ton/hr
L. Molino	5.00 ft	Carga Bolsas	5.18 tons	Tonela je Max.	1277.98 ton/hr
Vel. Crit	76.00 %	Carga Pulpa	0.73 tons	c.c	3.01
Carga Bolsas	40.00 %	Pulpa Bolsas	0.00 tons	Tamaño bola opt.	50.00 mm
Carga Llenado	40.00 %	D. Aparente	5.31 ton/m3	Viscosidad Pulpa	9.073
Llenado Pulpa	100.00 %			Nº Ray n.	55.600
Angulo elev.	32.00 °			Ebar	0.017
				N	17.882

Potencia del Molino (kw)	
Bolsas	28.60
Sobrellenado	0.00
Pulpa	4.05
Total Neto	33
%Perdida	10.00
Total Bruto	36.29

%sol. Molino		Densidad		Caída Pulpa	
%sol. Molino	66.00	Dens. Mineral	2.37 ton/m3	Caída Pulpa	1270.47 m3/hr
Dens. Mineral	2.37 ton/m3	Dens. Pulpa	1.65 ton/m3		
Dens. Pulpa	1.65 ton/m3	Dens. Bola	7.75 ton/m3		
Dens. Bola	7.75 ton/m3	%Sol. Vol. Mol.	47.8723		
%Sol. Vol. Mol.	47.8723				

SOLUCIÓN	
Función Selección	Función Fractura
alpha01 0.00649	Beta00 0.2
alpha02 0	Beta01 0
alpha11 0.517	Beta1 0.25
alpha12 1	Beta2 4
alpha2 3.5	
dcrit 5745.49	

Fuente: Plantilla realizada en hoja de cálculo Microsoft Excel.

4.3.2 Balance Molino 5x6

Tabla 30. Cálculo Parámetros de ingreso.

Datos de ingreso			
Diámetro en pies	5.0	Consumo de energía (kW h/bruta)	47
Longitud en pies	6.0	Consumo de energía (kW h/neta)	42
Velocidad crítica, (%)	76.0	Rendimiento (ton/hr)	20.9
Densidad aparente ton/m3	2.37	% sólidos (por peso)	70.0
Nivel de carga, (%)	40.0	Sp., energía (kWh/ton)	2.25
Llenado de bolas, (%)	40.0	Relación de reducción	1.06
Angulo de elevación, (°)	34.0	Número de día del árbitro	0.85



Tabla 31. Balance de ingreso y salida molino 5x6.

	Alimento al molino	Descarga en el molino
Mineral, ton/hr	20.9	20.9
agua, m ³ /hr	1.1	9.0
Pulpa, ton/hr	22.0	29.9
Pulpa, m ³ /hr	8.1	15.9
Densidad de pulpa, ton/m ³	2.727	1.875
% Solidos (volumen)	86.4	43.8
% Solidos (peso)	95.00	70.00

4.3.2.1 4.3.2.1. Para calcular la relación sólido-líquido, se utiliza la siguiente fórmula:

$$\text{Relación sólido - líquido} = \frac{\text{Mineral} \left(\frac{\text{toneladas}}{\text{hora}} \right)}{\text{Agua} \left(\frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right)}$$

d) Alimento al molino:

- Mineral (toneladas/hora) = 20.9
- Agua (m³/h) = 1.1

Aplicamos la fórmula:

$$\text{Relación sólido - líquido} = \frac{20.9 \frac{\text{tonelada}}{\text{hora}}}{1.1 \frac{\text{metro}^3}{\text{hora}}} = 19.00 \frac{\text{tonelada}}{\text{m}^3}$$

e) Descarga del molino:

- Mineral (toneladas/hora) = 20.9
- Agua (m³/h) = 9.0

Aplicamos la fórmula:

$$\text{Relación sólido - líquido} = \frac{20.9 \frac{\text{tonelada}}{\text{hora}}}{9.0 \frac{\text{metro}^3}{\text{hora}}} = 2.32 \frac{\text{tonelada}}{\text{m}^3}$$



f) Resultado:

Relación sólido-líquido en el alimento: 19.00 ton/m³

Relación sólido-líquido en la descarga: 2.32 ton/m³

Este cálculo muestra que la proporción de sólidos es mucho mayor en el alimento en comparación con la descarga del molino.

Tabla 32. Cálculo del D80 en alimentación y descarga molino 5x6.

Distribuciones de tamaño % Passing				
Nº	Malla (")	Abertura	Alimento	Descarga
1	1.05	25400	100.00	100.00
2	0.742	19050	100.00	100.00
3	0.525	12700	100.00	100.00
4	3/8	9500	100.00	100.00
5	1/4	6300	100.00	100.00
6	4	4750	100.00	100.00
7	5	4000	100.00	100.00
8	8	2380	100.00	100.00
9	10	2000	100.00	100.00
10	12	1700	100.00	100.00
11	20	850	100.00	100.00
12	40	425	99.99	99.99
13	50	300	99.99	99.99
14	70	212	99.93	99.94
15	100	150	99.66	99.71
16	140	106	98.44	98.64
17	200	75	93.69	94.38
18	270	53	84.11	85.44
19	325	43	76.48	77.79
20	400	38	67.87	69.22
D80 micrones			62	59

Tabla 33. Cálculo Parámetros de función selección y fractura.

PARÁMETROS DE FUNCIÓN SELECCIÓN					
alpha01	alpha02	alpha11	alpha12	alpha2	D _{crit}
0.00649	0.0000000	0.517	1.000	3.50	5745

PARÁMETROS DE LA FUNCIÓN DE ROTURA			
Beta00	Beta01	Beta1	Beta2
0.200	0.000	0.25	4.00

Datos Experimentales						
i	Malla	Abertura (um)	Tamaño medio	ton/hr	%Retenido	%Pasante
1	1.05	25400	-	-	-	100
2	0.742	19050	21997	0.00	0	100
3	0.525	12700	15554	21.25	5	95
4	0.371	9500	10984	70.55	16.6	78.4
5	3	6700	7978	59.80	14.07	64.33
6	4	4750	5641	43.90	10.33	54
7	6	3350	3989	35.45	8.34	45.66
8	8	2360	2812	29.07	6.84	38.82
9	10	1700	2003	22.99	5.41	33.41
10	14	1180	1416	21.68	5.1	28.31
11	20	850	1001	16.58	3.9	24.41
12	28	600	714	15.05	3.54	20.87
13	35	425	505	12.79	3.01	17.86
14	48	300	357	11.01	2.59	15.27
15	65	212	252	9.39	2.21	13.06
16	100	150	178	7.99	1.88	11.18
17	150	106	126	6.89	1.62	9.56
18	200	75	89	5.87	1.38	8.18
19	270	53	63	5.02	1.18	7
20	400	38	45	3.61	0.85	6.15
21	-400	0	19	26.14	6.15	0

Dimensiones del Molino		
D. Molino	5.00	ft
L. Molino	6.00	ft
Vel. Crit.	76.00	%
Carga Bolas	40.00	%
Carga Llenado	40.00	%
Llenado Pulpa	100.00	%
Angulo elev.	34.00	*

Carga		
Vol. Carga	1.34	m3
Carga Bolas	6.22	tons
Carga Pulpa	0.90	tons
Pulpa-Bolas	0.00	tons
D. Aparente	5.32	ton/m3

Potencia del Molino (kw)		
Bolas	36.22	
Sobrelleñado	0.00	
Pulpa	5.23	
Total Neto	41	
%Perdida	10.00	
Total Bruto	46.06	

Alimento Fresco		
Alimento Fresco	425	ton/hr
Tonelaje Max.	1277.98	ton/hr
c.c	3.01	
Tamaño bola opt.	50.00	mm
Viscosidad Pulpa	9.073	
N° Reyn.	56.680	
Ebar	0.021	
N	21.585	

Función Selección		
alpha01	0.00649	
alpha02	0	
alpha11	0.517	
alpha12	1	
alpha2	3.5	
dcrit	5745.49	

Función Fractura		
Beta00	0.2	
Beta01	0	
Beta1	0.25	
Beta2	4	

Figura 33. Balance del circuito secundario.

Fuente: Plantilla realizada en hoja de cálculo Microsoft Excel.

4.3.3 Hidrociclón D-10

Tabla 34. Parámetros de ingreso al software.

Condiciones de operación			
Número de ciclones	1.00	Caudal de alimentación	25.7
Dimensiones del ciclón, en Diámetro	10.00	Presión, PSI	14.0
Altura	26.80	D50 corregido micrones	46.1
Inlet	3.00	% By-pass de agua	29.9
Vortex	1.85	% By-pass de solidos	29.1
Apex	1.06	Parámetro de Plitt	0.74
Densidad de mineral ton/m3	3.00	Carga Circulante, %	225

Tabla 35. Cálculo del D80 en el hidrociclón D-10.

Distribución de tamaño, % Passing y Clasificación de Eficiencia							
Nº	Malla (")	Abertura	Alimento	U floc	O flow	Actual	Corregido
1	1.05	25400	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
2	0.742	19050	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
3	0.525	12700	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
4	3/8	9500	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
5	1/4	6300	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
6	4	4750	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
7	5	4000	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
8	8	2380	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
9	10	2000	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
10	12	1700	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
11	20	850	99.40	99.13	100.00	0.999	0.999
12	40	425	96.41	94.84	99.95	0.995	0.995
13	50	300	92.85	89.78	99.75	0.983	0.983
14	70	212	84.01	77.55	98.54	0.958	0.958

15	100	150	71.66	61.26	95.05	0.913	0.913
16	140	106	57.77	44.23	88.22	0.849	0.849
17	200	75	41.89	26.61	76.25	0.768	0.768
18	270	53	31.46	16.41	65.30	0.677	0.677
19	325	43	27.09	12.73	59.37	0.583	0.583
20	400	38	23.72	10.33	53.82	0.493	0.493
D80 micrones			270	323	118.8		

Tabla 36. Cálculo de la Constante de clasificación.

	Alimento	U flow	O flow	Constantes de Clasificación	
Mineral, ton/hr	26.6	18.4	8.2	a1	8.317
Agua, m3/hr	16.9	5.0	11.8	a2	1.237
Pulpa, ton/hr	43.5	23.5	20.0	a3	33.175
Pulpa, m3/hr	25.7	11.2	14.5	a4	-0.309
Densidad de pulpa, ton/m3	1.689	2.098	1.375	□	0.000
% Solidos (volumen)	34.5	54.9	18.8	Bpc	3.75E-05
% Solidos (peso)	61.2	78.5	40.9		

4.3.4 Hidrociclón D-3

Tabla 37. Parámetros de ingreso al software.

Condiciones de operación			
Número de ciclones	12	Caudal de alimentación	36.8
Dimensiones del ciclón, en Diámetro	3.00	Presión, PSI	20.0
Altura	7.50	D50 corregido micrones	23.0
Inlet	0.75	% By-pass de agua	26.9
Vortex	1.05	% By-pass de solidos	39.2
Apex	0.50	Parámetro de Plitt	0.69
Densidad de mineral ton/m3	3.00	Carga Circulante, %	209

Tabla 38. Cálculo del D80 en el ciclón D-3.

Distribución de tamaño, % Passing y Clasificación de Eficiencia							
N°	Malla (")	Abertura	Alimento	U flom	O flow	Actual	Corregido
1	1.05	25400	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
2	0.742	19050	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
3	0.525	12700	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
4	3/8	9500	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
5	1/4	6300	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
6	4	4750	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
7	5	4000	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
8	8	2380	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
9	10	2000	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
10	12	1700	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
11	20	850	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
12	40	425	100.00	100.00	100.00	0.999	0.999
13	50	300	100.00	100.00	100.00	0.997	0.997
14	70	212	99.16	98.77	99.97	0.989	0.989
15	100	150	96.37	94.76	99.73	0.972	0.972



16	140	106	89.62	85.36	98.50	0.941	0.941
17	200	75	75.15	66.26	93.70	0.892	0.893
18	270	53	58.59	45.99	84.89	0.828	0.828
19	325	43	49.61	36.03	77.95	0.750	0.750
20	400	38	41.33	27.87	69.43	0.666	0.666
D80 micrones			120	137	58.9		

Tabla 39. *Calculo Constante de clasificación.*

	Alimento	U flow	O flow	Constantes de Clasificación	
Mineral, ton/hr	37.7	25.5	12.2	a1	22.496
Agua, m3/hr	24.2	6.5	17.7	a2	0.953
Pulpa, ton/hr	61.9	32.0	29.9	a3	47.676
Pulpa, m3/hr	36.8	15.0	21.8	a4	-0.196
Densidad de pulpa, ton/m3	1.684	2.133	1.374	□	0.000
% Solidos (volumen)	34.2	56.7	18.7	Bpc	4.034E-05
% Solidos (peso)	60.9	79.7	40.8		

4.3.5 Balance de Circuito primario

A continuación, se realiza el balance de masa en el circuito primario, usando la hoja de cálculo Microsoft Excel.

Tabla 40

Calculo balance de masa del circuito primario.

BALANCE DE MASA DEL CIRCUITO CONFIGURACIÓN: REVERSA							
	Alimento fresco	Alimento molino	Descarga de molino	Agua	Alimento Hidrociclón	U flow	O flow
Mineral, ton/hr	12.8	40.6	40.6	0.0	40.6	27.8	12.8
Agua, m ³ /hr	5.8	13.9	19.1	7.6	26.6	8.2	18.5
Pulpa, ton/hr	18.6	54.5	59.6	7.6	67.2	35.9	31.3
Pulpa, m ³ /hr	10.0	27.5	32.6	7.6	40.2	17.4	22.7
Densidad de pulpa ton/m ³	1.852	1.985	1.829	1.0	1.673	2.061	1.375
% Solidos (en volumen)	42.6	49.2	41.5	0.0	33.7	53.1	18.8
% Solidos (en peso)	69.0	74.4	68.0	0.0	60.4	77.2	40.9

Tabla 41

Calculo balance de masa del circuito primario.

DISTRIBUCIONES DE TAMAÑO DE PARTÍCULAS (% ACUMULADO QUE PASA)									
Nº	Malla (")	Abertura	Alimento fresco	Alimento molino	Descarga de molino	Agua	Alimento Hidrociclones	U flow	O flow
1	1.05	25400	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
2	0.742	19050	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
3	0.525	12700	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
4	3/8	9500	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
5	1/4	6300	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
6	4	4750	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
7	5	4000	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
8	8	2380	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
9	10	2000	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
10	12	1700	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
11	20	850	97.78	98.96	99.67	0.00	99.67	99.51	100.00
12	40	425	90.37	94.42	97.45	0.00	97.45	96.28	99.99
13	50	300	83.90	89.24	94.28	0.00	94.28	91.70	99.89
14	70	212	74.74	74.74	82.26	0.00	82.26	74.74	98.57
15	100	150	64.65	61.16	70.92	0.00	70.92	59.56	95.56
16	140	106	55.97	45.87	55.97	0.00	55.97	41.21	87.96
17	200	75	46.40	31.37	40.53	0.00	40.53	24.44	75.41
18	270	53	39.43	22.61	30.26	0.00	30.26	14.85	63.67
19	325	43	36.21	19.18	25.76	0.00	25.76	11.32	57.08
20	400	38	32.36	16.54	22.59	0.00	22.59	9.25	51.52
D80 micrones			368	343	281	0	281	337	121.1

Tabla 42

Consumo de energía y Word índice.

Consumo de energía específico:	2.89 KWH/ton (Gross)
Índice de trabajo operativo:	7.46 KWH/ton

Tabla 43

Cálculo del rendimiento del hidrociclón primario.

RENDIMIENTO DE LOS CLASIFICADORES			
Número de ciclones	1.00	Caudal de alimentación	40.2
Dimensiones del ciclón, en Diámetro	10.00	Presión, PSI	14.0
Altura	26.80	D50 corregido micrones	66.4
Inlet	3.00	% By-pass de agua	30.7
Vortex	1.85	% By-pass de solidos	10.4
Apex	1.06	Parámetro de Plitt	0.92
Densidad de mineral ton/m3	3.00	Carga Circulante, %	217



Tabla 44

Calculo distribución de tamaño y eficiencia de clasificación ciclón D-10.

N°	Malla (")	Abertura	Distribución de tamaño, % passing			Clasificación de eficiencia	
			Alimento	U flow	O flow	Actual	Corregido
1	1.05	25400	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
2	0.742	19050	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
3	0.525	12700	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
4	3/8	9500	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
5	1/4	6300	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
6	4	4750	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
7	5	4000	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
8	8	2380	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
9	10	2000	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
10	12	1700	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
11	20	850	99.67	99.51	100.00	0.998	0.998
12	40	425	97.45	96.28	99.99	0.990	0.989
13	50	300	94.28	91.70	99.89	0.966	0.962
14	70	212	82.26	74.74	98.57	0.916	0.906
15	100	150	70.92	59.56	95.56	0.840	0.821
16	140	106	55.97	41.21	87.96	0.743	0.714
17	200	75	40.53	24.44	75.41	0.639	0.597
18	270	53	30.26	14.85	63.67	0.537	0.484
19	325	43	25.76	11.32	57.08	0.447	0.383
20	400	38	22.59	9.25	51.52	0.280	0.197
D80 micrones			343	337	121.1		

Tabla 45

Cálculos de las constates de clasificación D-10.

	Alimen to fresco	U Flo w	O Flo w	Constantes de clasificación	
Mineral, ton/hr	40.6	27.8	12.8	a1	4.80 2
Agua, m ³ /hr	26.6	8.2	18.5	a2	2.30 1
Pulpa, ton/hr	67.2	35.9	31.3	a3	33.7 25
Pulpa, m ³ /hr	40.2	17.4	22.7	a4	- 0.03 7
Densidad de pulpa ton/m ³	1.673	2.06	1.37		0.33 8
% Solidos (en volume n)	33.7	53.1	18.8	Bp c	0.00 0
% Solidos (en peso)	60.4	77.2	40.9		

Tabla 46

Cálculos del rendimiento del molino 5x5.

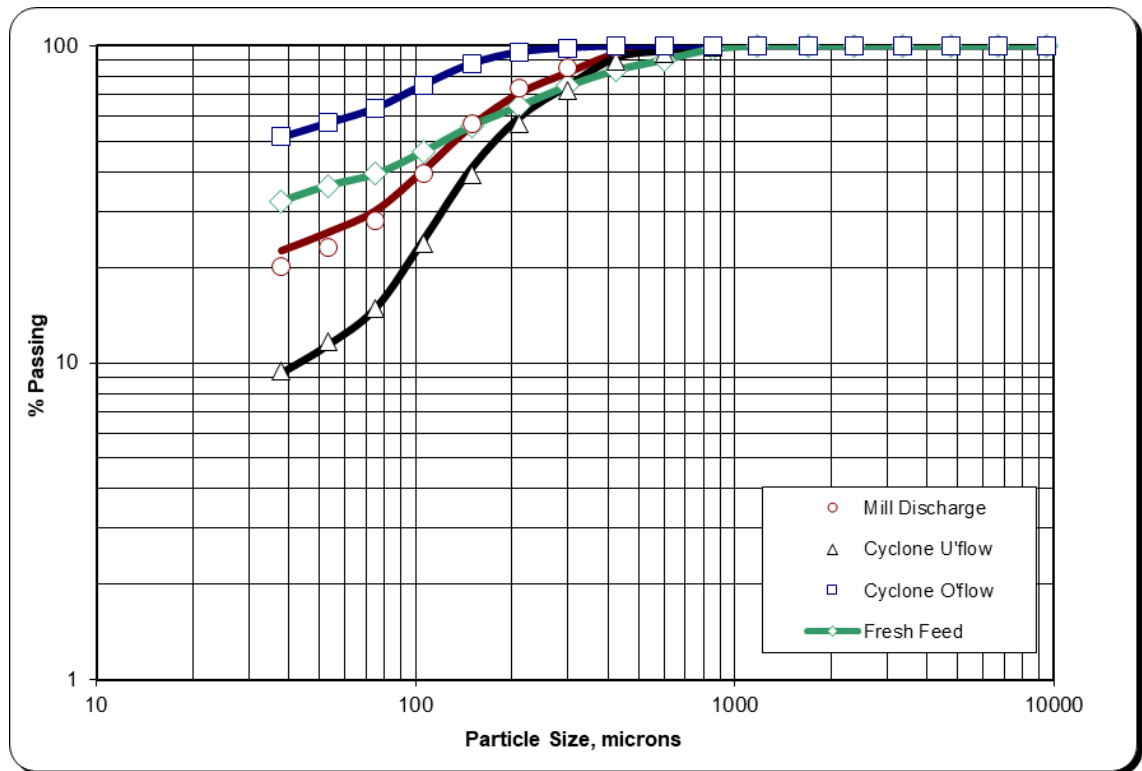
RENDIMIENTO DEL MOLINO			
Parámetro	Valor	Parámetro	Valor
Diámetro en pies	5.0	Consumo de energía (kW h/bruta)	37
Longitud en pies	5.0	Consumo de energía (kW h/neta)	33
Velocidad crítica (%)	76.0	Rendimiento (ton/hr)	40.6
Densidad aparente (ton/m ³)	5.41	% sólidos (por peso)	74.4
Nivel de carga (%)	40.0	Sp., energía (kWh/ton)	0.91
Llenado de bolas (%)	40.0	Relación de reducción	1.22
Ángulo de elevación (°)	32.0	Número de día del árbitro	1.74

Tabla 47. *Cálculo de distribución y D80 Hidrociclón primario.*

Distribución de tamaño, % passing				
N°	Malla (")	Abertura	Alimento	U flow
1	1.05	25400	100.00	100.00
2	0.742	19050	100.00	100.00
3	0.525	12700	100.00	100.00
4	3/8	9500	100.00	100.00
5	1/4	6300	100.00	100.00
6	4	4750	100.00	100.00
7	5	4000	100.00	100.00
8	8	2380	100.00	100.00
9	10	2000	100.00	100.00
10	12	1700	100.00	100.00
11	20	850	98.96	99.67
12	40	425	94.42	97.45
13	50	300	89.24	94.28
14	70	212	74.74	82.26
15	100	150	61.16	70.92
16	140	106	45.87	55.97
17	200	75	31.37	40.53
18	270	53	22.61	30.26
19	325	43	19.18	25.76
20	400	38	16.54	22.59
D80 micrones			343	281

Figura 34

Cierre del balance de masa de un circuito de molienda de molino de bolas.



4.3.6 Balance de Circuito secundario

A continuación, realizamos el balance de masa en el circuito secundario, usando la hoja de cálculo Microsoft Excel.

Tabla 48

Calculo balance de masa del circuito secundario.

BALANCE DE MASA DEL CIRCUITO CONFIGURACIÓN: REVERSA							
	Alimento fresco	Alimento molino	Descarga de molino	Agua	Alimento Hidrociclón	U flow	O flow
Mineral, ton/hr	20.9	69.4	69.4	0.0	69.4	48.5	20.9
Agua, m ³ /hr	40.9	65.7	29.7	36.4	66.1	24.8	41.3
Pulpa, ton/hr	61.8	135.1	99.1	36.4	135.5	73.3	62.2
Pulpa, m ³ /hr	47.9	88.9	52.8	36.4	89.2	41.0	48.3
Densidad de pulpa ton/m ³	1.291	1.520	1.875	1.000	1.518	1.789	1.289
% Solidos (en volumen)	14.5	26.0	43.8	0.0	25.9	39.4	14.4
% Solidos (en peso)	33.8	51.3	70.0	0.0	51.2	66.1	33.6

Tabla 49

Calculo balance de masa del circuito secundario.

DISTRIBUCIONES DE TAMAÑO DE PARTÍCULAS (% ACUMULADO QUE PASA)									
Nº	Malla (")	Abertura	Alimento fresco	Alimento molino	Descarga de molino	Agua	Alimento Hidrociclones	U flow	O flow
1	1.05	25400	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
2	0.742	19050	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
3	0.525	12700	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
4	3/8	9500	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
5	1/4	6300	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
6	4	4750	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
7	5	4000	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
8	8	2380	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
9	10	2000	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
10	12	1700	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
11	20	850	97.78	98.99	99.66	0.00	99.66	99.51	99.99
12	40	425	90.37	94.49	97.37	0.00	97.37	96.26	99.94
13	50	300	99.70	99.76	99.85	0.00	99.85	99.79	100.01
14	70	212	98.62	98.74	99.15	0.00	99.15	98.79	99.98
15	100	150	94.18	94.79	96.46	0.00	96.46	95.05	99.73
16	140	106	83.14	84.70	89.30	0.00	89.30	85.37	98.42
17	200	75	63.91	65.25	74.16	0.00	74.16	65.83	93.46
18	270	53	44.76	44.90	56.80	0.00	56.80	44.95	84.27
19	325	43	34.84	34.66	47.34	0.00	47.34	34.59	76.91
20	400	38	26.00	25.98	38.52	0.00	38.52	25.97	67.64
D80 micrones			101	98	85	0	89	98	47.7

Tabla 50.

Consumo de energía y caculo Word índex.

Consumo de energía específico:	2.25 KWH/ton (Gross)
Índice de trabajo operativo:	5.15 KWH/ton

Tabla 51

Cálculo del rendimiento del hidrociclón secundario.

RENDIMIENTO DE LOS CLASIFICADORES			
Número de ciclones	12.00	Caudal de alimentación	89.2
Dimensiones del ciclón, en Diámetro	3.00	Presión, PSI	20.0
Altura	7.50	D50 corregido micrones	21.2
Inlet	0.75	% By-pass de agua	37.5
Vortex	1.05	% By-pass de solidos	0.0
Apex	0.50	Parámetro de Plitt	0.69
Densidad de mineral ton/m3	3.00	Carga Circulante, %	232

Tabla 52

Calculo distribución de tamaño y eficiencia de clasificación.

Nº	Malla (")	Abertura	Distribución de tamaño, % passing			Clasificación de eficiencia	
			Alimento	U flow	O flow	Actual	Corregido
1	1.05	25400	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
2	0.742	19050	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
3	0.525	12700	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
4	3/8	9500	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
5	1/4	6300	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
6	4	4750	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
7	5	4000	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
8	8	2380	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
9	10	2000	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
10	12	1700	100.00	100.00	100.00	0.994	1.000
11	20	850	99.66	99.51	99.99	0.993	1.000
12	40	425	97.37	96.26	99.94	0.992	0.998
13	50	300	99.85	99.79	100.01	0.986	0.992
14	70	212	99.15	98.79	99.98	0.972	0.978
15	100	150	96.46	95.05	99.73	0.945	0.951
16	140	106	89.30	85.37	98.42	0.901	0.907
17	200	75	74.16	65.83	93.46	0.840	0.846
18	270	53	56.80	44.95	84.27	0.766	0.770
19	325	43	47.34	34.59	76.91	0.683	0.688
20	400	38	38.52	25.97	67.64	0.471	0.474
D80 micrones			80	139	122		

Tabla 53

Cálculos de las constantes de clasificación.

	Alimento fresco	U Flow	O Flow	Constantes de clasificación	
Mineral, ton/hr	69.4	48.5	20.9	a1	6.011
Agua, m ³ /hr	66.1	24.8	41.3	a2	3.298
Pulpa, ton/hr	135.5	73.3	62.2	a3	67.126
Pulpa, m ³ /hr	89.2	41.0	48.3	a4	0.028
Densidad de pulpa ton/m ³	1.518	1.789	1.289	□	0.000
% Solidos (en volumen)	25.9	39.4	14.4	Bpc	0.006
% Solidos (en peso)	51.2	66.1	33.6		

Tabla 54

Cálculos del rendimiento del molino secundario 5x5.

RENDIMIENTO DEL MOLINO			
Parámetro	Valor	Parámetro	Valor
Diámetro en pies	5.0	Consumo de energía (kW h/bruta)	47
Longitud en pies	6.0	Consumo de energía (kW h/neta)	42
Velocidad crítica (%)	76.0	Rendimiento (ton/hr)	69.4
Densidad aparente (ton/m ³)	5.43	% sólidos (por peso)	51.3
Nivel de carga (%)	40.0	Sp., energía (kWh/ton)	0.68
Llenado de bolas (%)	40.0	Relación de reducción	1.14
Ángulo de elevación (°)	34.0	Número de día del árbitro	2.82

Tabla 55

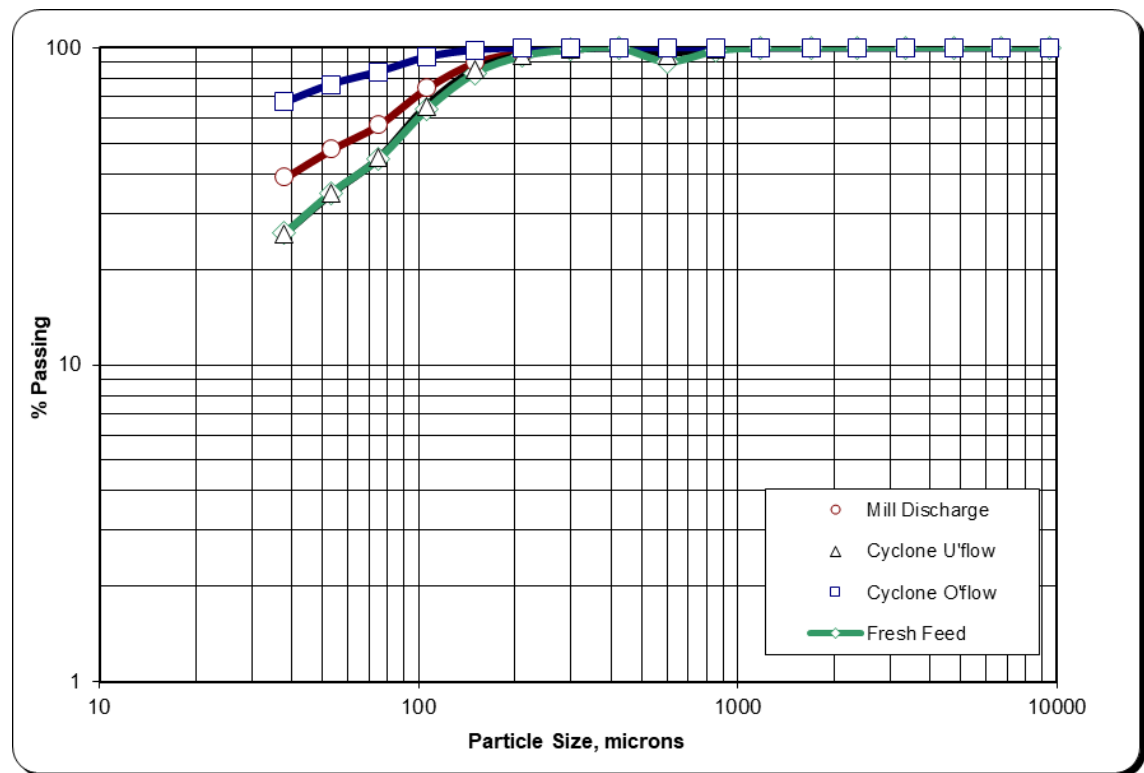
Cálculo de distribución y D80 molino 5x6.

Distribución de tamaño, % passing				
N°	Malla (")	Abertura	Alimento	Descarga
1	1.05	25400	100.00	100.00
2	0.742	19050	100.00	100.00
3	0.525	12700	100.00	100.00
4	3/8	9500	100.00	100.00
5	1/4	6300	100.00	100.00
6	4	4750	100.00	100.00
7	5	4000	100.00	100.00
8	8	2380	100.00	100.00
9	10	2000	100.00	100.00
10	12	1700	100.00	100.00
11	20	850	98.99	99.66

12	40	425	94.49	97.37
13	50	300	99.76	99.85
14	70	212	98.74	99.15
15	100	150	94.79	96.46
16	140	106	84.70	89.30
17	200	75	65.25	74.16
18	270	53	44.90	56.80
19	325	43	34.66	47.34
20	400	38	25.98	38.52
D80 micrones			139	122

Figura 35.

Cierre del balance de masa de un circuito de molienda de molino de bolas.



4.4 EVALUACIÓN DE DISOLUCIÓN EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA

Tabla 56

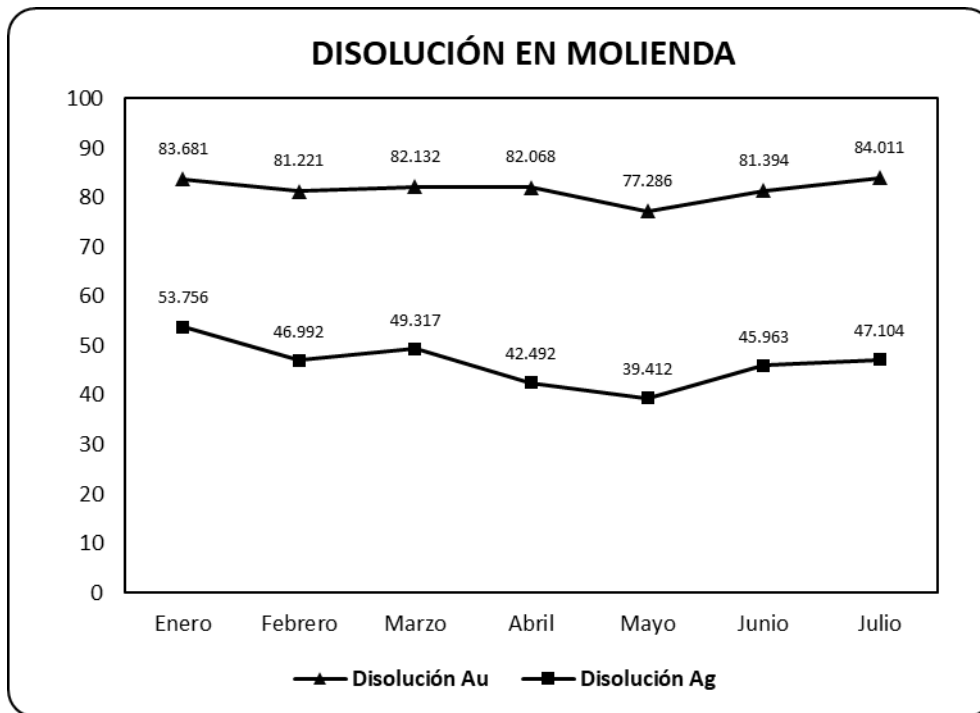
Disolución de Au y Ag en el circuito de molienda.

Disolución en Molienda		
	Disolución Au	Disolución Ag
Enero	83.681	53.756
Febrero	81.221	46.992
Marzo	82.132	49.317
Abril	82.068	42.492

Mayo	77.286	39.412
Junio	81.394	45.963
Julio	84.011	47.104
PROM	81.685	46.434
MAX	84.011	53.756
MIN	77.286	39.412
STD	2.213	4.614

Figura 36

Disolución de molienda consolidada.





V. CONCLUSIONES

- Los resultados de la evaluación mostraron que el tiempo de residencia promedio de las partículas en el molino primario 5x5 es de 18.04 minutos, en el molino secundario 5x6 es de 11.26 minutos, con una potencia total de 84.00 kW.
- El análisis granulométrico reveló un D-80 en el circuito primario compuesto por el molino del 5x5 y el hidrociclón D-10 es de 118.8 micras y el D-80 del circuito secundario compuesto por el molino 5x6 y el hidrociclón D-3 es de 58.9 micras, lo que indica una adecuada reducción de tamaño de partícula.
- La eficiencia de clasificación del hidrociclón primario D-10 es de 88.47% y de la clasificación del hidrociclón D-3 es de 93.19%, el by pass de finos en clasificación del circuito primaria es de 26.20 % y clasificación del circuito secundaria 36.10 %, hay un potencial significativo para incrementar la recuperación de oro al ajustar estos parámetros.



VI. RECOMENDACIONES

- Se recomienda realizar una evaluación metalúrgica del manejo de flujos, enfocándose en la densidad y el porcentaje de sólidos, para reducir el bypass de finos y aumentar la eficiencia global del circuito de molienda y clasificación. Un control preciso de estos parámetros puede mejorar significativamente el rendimiento del sistema. Además, se sugiere implementar técnicas avanzadas de monitoreo y control en tiempo real, realizar pruebas a escala piloto y simulaciones computacionales para optimizar el comportamiento del flujo, y capacitar continuamente al personal operativo para mantener y mejorar la eficiencia del circuito de manera sostenible.
- Se recomienda realizar simulaciones para el cambio de configuración del circuito de molienda y clasificación es crucial para optimizar el proceso. Esta etapa debe incluir variaciones en el ápex y el vortex de los hidrociclones, que afectan la eficiencia de separación y el tamaño de partícula. Las simulaciones deben probar diferentes configuraciones para identificar las condiciones óptimas, minimizando el bypass de finos y mejorando la eficiencia del circuito. Es esencial validar los resultados con pruebas experimentales en planta y ajustar los modelos según sea necesario.
- Para optimizar el proceso de molienda, es fundamental controlar el consumo de medios de molienda y llevar un registro detallado de su reposición para cada molino. Mantener el nivel de llenado por encima del 35% es crucial para asegurar la eficiencia y evitar desgastes innecesarios. Se recomienda añadir un nuevo collar de bolas de 3" y 2.5" en el molino primario y reponer billas de 1.5" y 1" en el molino 5x6 para mejorar la eficiencia y lograr una molienda más uniforme. Estas



prácticas aumentarán la productividad y la recuperación de metales,
contribuyendo a una operación más sostenible y rentable.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Akkaya, B., Toroğlu, İ., & Bilen, M. (2020). Studying the effect of different operation parameters on the grinding energy efficiency in laboratory stirred mill. *Advanced Powder Technology*, 31(11), 4517-4525. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.appt.2020.09.026>
- Alonso, C. A. P., Bahena, J. L. R., & del Carmen Ojeda, M. (2005). *Optimización de la recuperación-grado de minerales sulfuros mediante un tratamiento estadístico*. https://www.researchgate.net/publication/285580097_OPTIMIZACION_DE_LA_RECUPERACION-GRADO_DE_MINERALES_SULFUROS_MEDIANTE_UN_TRATAMIENTO_ESTADISTICO
- Álvarez Rodríguez, B. (2010). *Análisis de la influencia de los modelos de distribución de tamaños de partículas en la determinación de consumos energéticos en molienda mediante el método Bond*. <https://dialnet.unirioja.es/servlet/tesis?codigo=180857&orden=0&info=link>
- Apaza Choquehuayta, W. C. (2022). Optimización de los parámetros del proceso de cianuración para mejorar la recuperación del oro en la planta de beneficio CIA Minera Jerusalén S.A.C. - Chala. *Universidad Nacional del Altiplano*. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/17943>
- Apaza Mamani, J. C. (2024). *Optimización del circuito de molienda y clasificación para mejorar el grado de liberación de partículas de oro en la Compañía Minera Sol de Los Andes – Condesuyos Arequipa*. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/22309>
- Aquino Quiñones, J. T. (2009). *Método simplificado en la determinación del índice de trabajo de bond en las operaciones comerciales de la planta concentradora Yauliyacu–Casapalca*. <http://hdl.handle.net/20.500.12894/2214>
- Austin, L. G., Klimpel, R. R., & Luckie, P. T. (1984). *Process engineering of size reduction: ball milling*. Society of Mining Engineers of the AIME. https://books.google.com.pe/books/about/Process_Engineering_of_Size_Reduction.html?id=7uScQgAACAAJ&redir_esc=y



- Callasaca Casazola, R. (2024). *Influencia de la granulometria y la concentracion de cianuro en la lixiviacion de oro de concentrados gravimetricos arseno-piriticos en la planta de beneficio PROCNEAL SAC.* <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/21844>
- Chambi Condori, D. (2013). *Diseño de un Molino de Bolas para la Corporacion Minera Ananea S.A. Universidad Nacional del Altiplano.* <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/1923>
- Choquehuayta Nina, W. E. (2022). *Optimización de la granulometría del mineral en la etapa rougher para mejorar la concentración del estaño en la etapa cleaner en laboratorio metalúrgico de la Unidad Minera San Rafael - Minsur. Universidad Nacional del Altiplano.* <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/19151>
- Concha, F., & Austin, L. (1994). *Diseño y Simulación de Circuitos de Molienda y Clasificación. Universidad Técnica Federico Santa María Ediciones.* https://www.google.com.pe/books/edition/Dise%C3%B1o_y_simulaci%C3%B3n_de_circuitos_de_mo/8YYQAQAAMAAJ?hl=es
- de Carvalho, R. M., & Tavares, L. M. (2013). Predicting the effect of operating and design variables on breakage rates using the mechanistic ball mill model. *Minerals Engineering*, *43-44*, 91-101. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.09.008>
- de Oliveira, A. L. R., & Tavares, L. M. (2018). Modeling and simulation of continuous open circuit dry grinding in a pilot-scale ball mill using Austin's and Nomura's models. *Powder Technology*, *340*, 77-87. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.powtec.2018.09.016>
- Del Carpio Valencia, G. A. (2018). *Estudio de la adsorción en la Planta de Cianuración CIP Corire-Caraveli SAC.* <https://repositorio.unsa.edu.pe/bitstreams/e2d78d65-f00c-42db-8c1c-9f1a15725c91/download>
- Delgado Mita, V. D. (2020). *Proyecto de ampliación técnica - económica de 80 TMD a 120 TMD de la planta de beneficio de minerales Jerusalén S.A.C. - Arequipa. Universidad Nacional del Altiplano.* <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/13994>



- Gonzales Guevara, D. (2018). Implementación de una unidad de flotación rápida en la descarga del molino de bolas secundario en la Empresa Minera Silver Minsperu S.A.C. *Universidad Nacional del Altiplano*.
<https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/12701>
- Hasan, M., Palaniandy, S., Hilden, M., & Powell, M. (2017). Calculating breakage parameters of a batch vertical stirred mill. *Minerals Engineering*, 111, 229-237.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.06.024>
- Hinojosa Quispe, J. H. (2017). *Diseño y simulación de un molino de bolas horizontal de 15 [tn/hr] aplicado a una planta concentradora mediante el uso de software CAD especializado*.
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/4496/Hinojosa_Quispe_Joel_Harry.pdf
- Huillca Cáceres, M. (2018). *Optimización del proceso de molienda de minerales mediante el reaprovechamiento de los chips (mineral y bolas de acero desgastadas) de la compañía minera Antapaccay – 2017*.
<https://repositorio.uap.edu.pe/xmlui/handle/20.500.12990/8765>
- Hukki, R. T. (1975). *The principles of comminution: an analytical summary*.
<http://pascal-francis.inist.fr/vibad/index.php?action=getRecordDetail&idt=PASCAL7688000251>
- Ibacache, M. R. (2016). *Evaluación de circuito molienda-clasificación de planta las luces de compañía minera LAS CENIZAS, utilizando Moly-Cop Tools como software de apoyo*. http://opac.pucv.cl/pucv_txt/txt-5500/UCD5751_01.pdf
- Katubilwa, F. M., & Moys, M. H. (2009). Effect of ball size distribution on milling rate. *Minerals Engineering*, 22(15), 1283-1288.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2009.07.008>
- Kawatra, S. K. (2006). *Advances in comminution*. SME.
https://books.google.com.pe/books/about/Advances_in_Comminution.html?id=UY7fqVhR41oC&redir_esc=y



- Lima Paucar, J. C. (2018). Proyecto de ampliación de 30 a 60 tm/día en la planta de beneficio Geza Minerales Asis E.I.R.L. Rinconada Puno. *Universidad Nacional del Altiplano*. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/9245>
- Machaca Chuquimamani, R. F. (2019). Optimización de la recuperación de oro mediante el control de la densidad y el pH por el método carbón en pulpa en la procesadora NEAL SAC. Chala - Arequipa. *Universidad Nacional del Altiplano*. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/11388>
- Mamani Benito, J. J. (2020). Evaluación del tamaño de partícula y flotación para mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado de oro en la CIA Cori Puno S.A.C. *Universidad Nacional del Altiplano*. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/14374>
- Mamani Gonzales, E. A. (2023). *Implementación de un molino continuo con trampas de fácil acceso para procesar minerales auríferos en la Unidad Minera Monteflor - Limbani*. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/20004>
- Mamani Vargas, G. (2022). Estudio de factibilidad para la ampliación de la planta Minera Confianza S.A.C. de 140 TM/día a 200 TM/día para la lixiviación de minerales auríferos. *Universidad Nacional del Altiplano*. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/17945>
- Maza, M. A. O., Mostacero, Z. E. R., Matos, E. A. P., & Jaramillo, L. A. (2014). Modelamiento matemático aplicado a conminución. *TECNIA*, 24(1), 75-86. <https://doi.org/https://doi.org/10.21754/tecnia.v24i1.34>
- Negreiros Vásquez, H. D., & Rubio Ulloa, E. J. (2019). *Influencia del carburo de calcio y la granulometría en la lixiviación de oro de un Mineral refractario*. <https://dspace.unitru.edu.pe/bitstreams/b57c5669-a30b-44f5-ae69-ec263fb2cde0/download>
- Nikolić, V., Doll, A., & Trumić, M. (2022). A new methodology to obtain a corrected Bond ball mill work index valid with non-standard feed size. *Minerals Engineering*, 188, 107822. <https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2022.107822>
- Palomares, D. V., Ureta, A. M., & Tineo, C. C. (2010). Remolienda de mixtos en planta concentradora de zinc Sociedad Minera Austria Duvaz SAC. *Revista del Instituto de investigación de la Facultad de minas, metalurgia y ciencias geográficas*, 13(26),



59-65.

<https://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/download/431/370/1534>

Pryor, M. R. (2012). *Mineral processing*. Springer Science & Business Media.

Shi, F., & Xie, W. (2015). A specific energy-based size reduction model for batch grinding ball mill. *Minerals Engineering*, 70, 130-140.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2014.09.006>

Tromans, D. (2008). Mineral comminution: Energy efficiency considerations. *Minerals Engineering*, 21(8), 613-620.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2007.12.003>

Tuncdemir, H., Bilgin, N., Copur, H., & Balci, C. (2008). Control of rock cutting efficiency by muck size. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 45(2), 278-288.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2007.04.010>

Turpo Cahuana, Y. R. (2019). Estudio técnico económico para incrementar la producción de la planta concentradora de minerales San Carlos - provincia de Lampa - región Puno. *Universidad Nacional del Altiplano*.
<https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/15851>

Valery, W., & Jankovic, A. (2002). The future of comminution. *Proceedings of 34th International October Conference on Mining and Metalurgy. October*, 287-298.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.08.003>

Wills, B. A., & Finch, J. (2015). *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. Butterworth-Heinemann. <https://doi.org/10.1016/B978-0-08-097053-0.00001-7>

Xia, W., Niu, C., & Zhang, Z. (2017). Effects of attrition on coarse coal flotation in the absence of collectors. *Powder Technology*, 310, 295-299.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.powtec.2017.01.056>

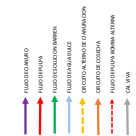
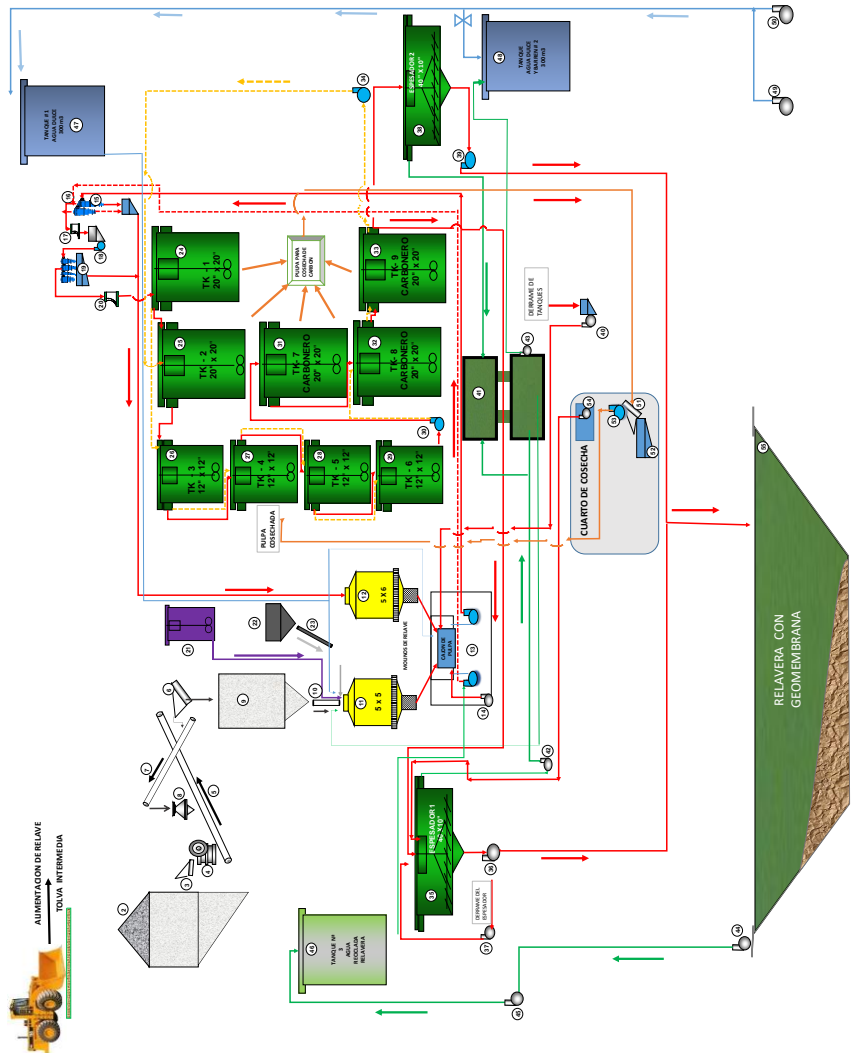
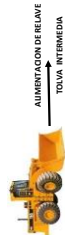
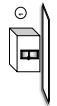
Zeballos, J. H. R. (2003). *Compendio de conminución*. CONCYTEC.
https://www.google.com.pe/books/edition/Compendio_de_conminuci%C3%B3n/BM7pxgEACAAJ?hl=es





ANEXOS

FLWSHEET PLANTA DE BENEFICIO DE 200 TMSD - COMPAÑÍA MINERA CORIRE SAC



N°	DESCRIPCION	CANT.	IMP TOTAL	COMENTARIOS
1	ALIMENTACION DE RELAVE TOLVA INTERMEDIA	1	24	
2	RELAVERA CON GEOMEMBRA	1	10	
3	CUARTO DE COSECHA	1	10	
4	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
5	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
6	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
7	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
8	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
9	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
10	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
11	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
12	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
13	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
14	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
15	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
16	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
17	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
18	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
19	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
20	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
21	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
22	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
23	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
24	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
25	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
26	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
27	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
28	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
29	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
30	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
31	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
32	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
33	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
34	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
35	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
36	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
37	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
38	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
39	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
40	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
41	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
42	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
43	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
44	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
45	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
46	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
47	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
48	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
49	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	
50	TANQUE DE AGUAS REUSADAS	1	10	

COMPAÑÍA MINERA CORIRE SAC
DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE CIANURACION
 CALLO NUÑEZ CRISTIAN (26/01/2021)
 DIBUJADO: SANCHEZ DIELTRA, LUIS (26/01/2021)
 REVISADO: [Signature]
 APROBADO: [Signature]



DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo Cristian Yilmer Ccallo Nuñez
, identificado con DNI 4804 1033 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería Metalúrgica
, informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado
 Título Profesional denominado:

" Evaluación del circuito de molinera para la recuperación
de oro en relaves sulfurados en la CIA minera Coire Sac - Caraveli
" Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 15 de octubre del 2024

FIRMA (obligatoria)

48041033
Cristian Y. Ccallo Nuñez



Huella



3

AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo Christian Yilmer Cevallo Muñoz,
identificado con DNI 4804 1033 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería Metalúrgica

, informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado

Título Profesional denominado:

"Evaluación del circuito de molinera para la recuperación de oro en relaves sulfurados en la CIA minera Corire sac - Caraveli"

" Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 15 de octubre del 2024


FIRMA (obligatoria)
Christian Y. Cevallo Muñoz
DNI : 48041033



Huella