



UNIVERSIDAD
DE ATACAMA

FACULTAD DE INGENIERIA

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA EN METALURGIA

**ANALISIS DE OPTIMIZACIÓN DE LÍNEA 1 DE MOLIENDA-
CLASIFICACIÓN DE PLANTA SAN JOSÉ CON HARNEROS VIBRATORIOS
DE ALTA FRECUENCIA, PUCOBRE**

Trabajo de titulación presentado en conformidad a los requisitos para obtener el título de
Ingeniero Civil en Metalurgia.

Profesor guía: Dra. Ana María Rivera Varas.

Gustavo Sepúlveda Cortés

Copiapó 2024, Atacama



UNIVERSIDAD
DE ATACAMA

FACULTAD DE INGENIERIA

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA EN METALURGIA

**ANALISIS DE OPTIMIZACIÓN DE LÍNEA 1 DE MOLIENDA-
CLASIFICACIÓN DE PLANTA SAN JOSÉ CON HARNEROS VIBRATORIOS
DE ALTA FRECUENCIA, PUCOBRE**

Trabajo de titulación presentado en conformidad a los requisitos para obtener el título de
Ingeniero Civil en Metalurgia.

Profesor guía: Dra. Ana María Rivera Varas.

Comisión: Dr. Osvaldo Pavéz.

Dr. Mario Santander.

Gustavo Sepúlveda Cortés

Copiapó 2024, Atacama

AGRADECIMIENTOS

Este trabajo de titulación no habría sido posible sin el apoyo de muchas personas. En primer lugar, me gustaría expresar mi más profundo agradecimiento a mi familia y a mi pareja, Constanza, por su incondicional apoyo durante los momentos de incertidumbre, ha sido mi pilar fundamental, brindándome su confianza en cada etapa del trabajo, alentándome a seguir adelante cuando las fuerzas flaqueaban, y celebrando conmigo cada pequeño logro

Quiero también agradecer a quienes contribuyeron con su conocimiento al desarrollo y conclusión de esta tesis. A mi profesora guía, la Dra. Ana Rivera, por su valiosa orientación; a Rolando Moraga, por brindarme la oportunidad de realizar mi trabajo de titulación en PuCobre; y a mi tutor, Waldo Bustos, por su confianza en mis capacidades y por el tiempo que dedicó a este proyecto.

Asimismo, extiendo mi agradecimiento al equipo del laboratorio, especialmente a Gary Gálvez, cuya sabiduría fue clave para encaminar mi tesis de manera más efectiva. No puedo olvidar mencionar a Nilton Vega, por su gran disposición y apoyo en la elaboración de los planos presentados en este trabajo.

Finalmente, pero no menos importante, agradezco al equipo de Derrick, por su apoyo y transparencia en la provisión de los datos utilizado

INDICE

RESUMEN.....	1
ABSTRACT.....	2
CAPITULO I. MARCO INTRODUCTORIO	3
1.1 Introducción.....	3
1.1.1 Importancia de la minería a nivel país.....	3
1.1.2 Sobre la empresa.....	5
1.2 Objetivos	6
1.2.1 Objetivo general.....	6
1.2.2 Objetivos específicos	6
1.3 Hipótesis.....	7
1.4 Planteamiento del problema	7
1.5 Justificación.....	7
CAPITULO II. MARCO TEORICO	8
2.1 Circuito Planta San José.....	8
2.1.1. Circuito de chancado.....	8
2.1.2 Circuito de molienda.....	10
2.1.3 Circuito de flotación.....	11
2.2 Molienda.....	14
2.2.1 Molino de bolas	15
2.2.2 Movimiento dentro del molino.....	16
2.2.3 Consumo específico de energía.....	18
2.2.4 Modelo de molienda.....	19
2.3 Harneado	24
2.3.1 Harnero de alta frecuencia.....	25
2.3.2 Tipo de movimiento.....	29
2.3.3 Eficiencia clasificación harneado	31
2.3.4 Modelo matemático para harneros.....	33
2.4 Hidrociclón.....	34

2.4.1 Principio de funcionamiento del hidrociclón.....	35
2.4.2 Eficiencia de clasificación.	36
2.4.3 Variables que afectan a la eficiencia.....	38
2.4.4 Modelo de hidrociclón.....	41
2.5 Flotación.....	45
2.5.1 Reactivos de flotación.....	46
2.5.2 Variables que afectan al proceso.	47
2.6. Simulación de Montecarlo.....	50
2.6.1. Ejemplo básico de simulación de Montecarlo.	50
CAPITULO III. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL.	52
3.1 Explicación general.	52
3.2 Recolección de datos.	56
3.3 Modelado.....	57
3.3.1. Modelado de molino.....	57
3.3.2 Modelado de hidrociclón.....	59
3.3.3 Modelado harneros.....	60
3.3.4 Modelado de circuitos.....	60
3.3.5 Consideraciones de Montecarlo.....	61
3.3.6 Perdidas por malla.....	61
3.4 Preparación mecánica de muestras.....	63
3.5 Preparación de granulometrías y flotación de laboratorio.....	65
CAPITULO IV. RESULTADOS.....	67
4.1 Resultados obtenidos de muestreo.....	67
4.2 Resultados metalúrgicos de circuitos.	67
4.2.1. Circuito con batería de hidrociclones.	71
4.2.2. Circuito con harneros Derrick.....	75
4.2.3. Circuito con sistema híbrido.....	79
4.2.4. Circuito con clasificación de overflow.	83
4.2.5 Resultado flotaciones de laboratorio.....	84
4.3 Resultados económicos.	86
4.3.1 Flujo de caja de caso base.....	86
4.3.2 Flujo de caja con harneros Derrick.....	88

4.3.3 Flujo de caja con circuito hibrido	90
4.3.4 Flujo de caja con circuito de clasificación de overflow.....	92
4.4 Disposición de equipos.....	93
4.4.1 Disposición de equipos en caso base.....	93
4.4.2 Disposición de equipos en caso de reemplazo completo por harneros vibratorios de alta frecuencia.....	93
4.4.3 Disposición de equipos en caso de clasificación de underflow con harneros vibratorios de alta frecuencia.....	94
4.4.4 Disposición de equipos en caso de clasificación de overflow con harneros vibratorios de alta frecuencia.....	95
CAPITULO V. CONCLUSIONES.....	97
CAPITULO VI. REFERENCIAS.....	98
CAPITULO VII. ANEXOS	99
7.1 Tablas.....	99
7.2 Código circuito de Hidrociclón.....	109
7.3 Código con harneros vibratorios de alta frecuencia	115
7.4 Código de circuito hibrido.....	119
7.5 Módulos necesarios	128
7.5.1 Modelo molino.....	128
7.5.2 Modelo hidrociclón.....	129
7.5.3 Lectura de acumulado pasante de alimentación fresca.....	130
7.5.4 Lectura de tamaño de abertura.....	131
7.5.5 Lectura de función fractura.....	132
7.5.6 Inicio de ciclo.....	132
7.5.7 Alimentación hidrociclón.....	133
7.5.8 Underflow y Overflow.....	133
7.5.9 Ciclo normal.....	134
7.5.10 Imprimir granulometría de circuito de ciclones.....	135
7.5.11 Calculo P_{80}	135
7.5.12 Modelo harnero.....	136
7.5.13 Alimentación harnero.....	137
7.5.14 Imprimir harnero.....	138
7.5.15 Ciclo hibrido	138

7.5.16 Imprimir circuito híbrido	139
--	-----

INDICE FIGURAS

Figura 1.1. Proyección de producción de cobre en Chile	3
Figura 1.2. Consumo de energía eléctrica según proceso	4
Figura 1.3. Ubicación Planta San José	6
Figura 2.1. Línea de chancado Planta San José	9
Figura 2.2. Línea de chancado Besalco.....	10
Figura 2.3. Circuito de molienda.....	11
Figura 2.4. Torre de alimentación Rougher.....	12
Figura 2.5. Esquema de etapa de flotación.	13
Figura 2.6. Esquema de etapa Re-Cleaner.	14
Figura 2.7. a) Zona verde: abrasión, b) Zona roja: impacto c) Zona azul: Compresión ..	15
Figura 2.8. Interior molino de bolas.....	16
Figura 2.9. Zonas y movimiento dentro del molino.....	17
Figura 2.10. Esquemización de cinética de molienda.	20
Figura 2.11. Distribución de las partículas durante operación de harneado.	25
Figura 2.12. Stacksizer	27
Figura 2.13. Superstack.....	28
Figura 2.14. a) Esquema de movimiento circular, b) Esquema de movimiento elíptico.	30
Figura 2.15. Esquema de movimiento lineal.....	30
Figura 2.16. Esquema de movimiento elíptico con 3 ejes.....	31
Figura 2.17. Balance masas de una malla del harnero.	33
Figura 2.18. Esquema de hidrociclón (fuente: Magne & Titichoca, 2011)	34
Figura 2.19. Esquema de movimiento dentro de un hidrociclón.	35
Figura 2.20. Equilibrio de fuerzas sobre una partícula circular en el seno del hidrociclón	36
Figura 2.21. Representación gráfica de la eficiencia de clasificación, izquierda) clasificación ideal, derecha) clasificación real.....	36
Figura 2.22. Ejemplo de curva de partición real y corregida.	38
Figura 2.23. Tipos de descarga de un hidrociclón.....	40
Figura 2.24. Representación de la flotación.....	45

Figura 2.25. Tipos de colectores	46
Figura 2.26. Adhesión de espumante en burbuja.	47
Figura 2.27. Recuperación por tamaños.....	48
Figura 2.28. Ilustración aproximada del problema.	51
Figura 3.1. Circuito cerrado directo con hidrociclón.	52
Figura 3.2. Circuito cerrado directo con harnero vibratorio de alta frecuencia.	53
Figura 3.3. Circuito cerrado directo con hidrociclón y harnero vibratorio de alta frecuencia (underflow).....	54
Figura 3.4. Circuito cerrado directo con hidrociclón y harnero vibratorio de alta frecuencia (overflow).....	55
Figura 3.5. Esquema de circuito molienda-clasificación	57
Figura 3.6. Gráfico de función selección experimental y modelada.....	58
Figura 3.7. Gráfico de eficiencia corregida experimental comparada con modelada.....	59
Figura 3.8. Curvas enviadas por Derrick.	60
Figura 3.9. Filtro de muestra.....	63
Figura 3.10. Chancador de laboratorio Terminator.	64
Figura 3.11. Molino de Bond de laboratorio.....	64
Figura 3.12. Celda de flotación de laboratorio.....	66
Figura 4.1. 200 simulaciones para caso base con mezcla de mineral	68
Figura 4.2. 200 simulaciones para caso con harnero vibratorio de alta frecuencia con mezcla de mineral	68
Figura 4.3. 200 simulaciones para caso híbrido con mezcla de mineral.....	69
Figura 4.4. 200 simulaciones para caso base con mineral propio.....	69
Figura 4.5. 200 simulaciones para caso con harnero vibratorio de alta frecuencia mineral propio.....	70
Figura 4.6. 200 simulaciones para híbrido mineral propio.....	70
Figura 4.7. Recuperaciones por malla.....	71
Figura 4.8. Vista aérea (izquierda), lateral (vista A) y de perfil (vista B) de caso base. ...	93
Figura 4.9. Vista aérea (izquierda), lateral (vista A) y de perfil (vista B) en caso de reemplazo por harneros.....	94
Figura 4.10. Vista aérea (izquierda), lateral (vista A) y de perfil (vista B) de caso de clasificación de underflow con harneros vibratorios de alta frecuencia.....	95
Figura 4.11. Vista aérea (izquierda), lateral (vista A) y de perfil (vista B) de caso de clasificación de overflow con harneros vibratorios de alta frecuencia.....	96

INDICE DE TABLAS

Tabla 1.1. Consumo de energía según etapa de conminución.	5
Tabla 2.1. Especificaciones de Stacksizer.....	27
Tabla 2.2. Especificaciones Superstack	29
Tabla 3.1. Datos necesarios para poder modelar.	56
Tabla 3.2. Valores S_i^E experimental y modelado.....	58
Tabla 3.3. Valores eficiencia experimental y modelada.	59
Tabla 4.1. Valores obtenidos en muestreo.	67
Tabla 4.2. Caso recuperación mínima con mezcla de mineral (Hidrociclón).	72
Tabla 4.3. Caso recuperación mínima con mineral propio(Hidrociclón).	72
Tabla 4.4. Caso recuperación promedio con mezcla de mineral (Hidrociclón).	73
Tabla 4.5. Caso recuperación promedio con mineral propio (Hidrociclón).	73
Tabla 4.6. Caso recuperación máxima con mezcla de mineral (Hidrociclón).	74
Tabla 4.7. Caso recuperación máxima con mineral propio (Hidrociclón).	74
Tabla 4.8. Caso recuperación mínima con mezcla mineral (Derrick).	75
Tabla 4.9. Caso recuperación mínima con mineral propio (Derrick).	76
Tabla 4.10. Caso recuperación promedio con mezcla de mineral (Derrick).	77
Tabla 4.11. Caso recuperación promedio con mineral propio (Derrick).	77
Tabla 4.12. Caso recuperación máxima con mezcla de mineral (Derrick).	78
Tabla 4.13. Caso recuperación máxima con mineral propio (Derrick).	78
Tabla 4.14. Caso recuperación mínima con mezcla de mineral (Hibrido).	79
Tabla 4.15. Caso recuperación mínima con mineral propio (Hibrido).	80
Tabla 4.16. Caso recuperación promedio con mezcla de mineral (Hibrido).	81
Tabla 4.17. Caso recuperación promedio con mineral propio (Hibrido).	81
Tabla 4.18. Caso recuperación máxima con mezcla de mineral (Hibrido).	82
Tabla 4.19. Caso recuperación máxima con mineral propio (Hibrido).	83
Tabla 4.20. Caso estudio clasificación de overflow.	84
Tabla 4.21. Resultado de flotaciones a nivel de laboratorio.	85

Tabla 4.22. Flujo de caja para caso base.	87
Tabla 4.23. Flujo de caja para caso de reemplazo de hidrociclones por harneros.	89
Tabla 4.24. Balance flujo para circuito hibrido.	90
Tabla 4.25. Flujo de caja caso hibrido.	91
Tabla 4.26. Flujo de caja para caso de clasificación de overflow.	92
Tabla 7.1. Balance ajustado con 20% mineral Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.	99
Tabla 7.2. Balance ajustado con 100% Mineral Planta San José.	99
Tabla 7.3. Granulometría alimentación fresca ajustada para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.	100
Tabla 7.4. Granulometría descarga molino ajustada para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.	101
Tabla 7.5. Granulometría overflow hidrociclón ajustada para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.	102
Tabla 7.6. Granulometría underflow hidrociclón ajustada para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.	103
Tabla 7.7. Granulometría alimentación fresca ajustada para 100% Mineral Planta San José.	104
Tabla 7.8. Granulometría descarga molino ajustada para 100% Mineral Planta San José.	105
Tabla 7.9. Granulometría overflow ajustada para 100% Mineral Planta San José.	106
Tabla 7.10. Granulometría underflow ajustada para 100% Mineral Planta San José. ...	107
Tabla 7.11. Alimentación de prueba de recuperación por malla para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.	107
Tabla 7.12. Relave de prueba de recuperación por malla para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.	108
Tabla 7.13. Alimentación de prueba de recuperación por malla para 100% Mineral Planta San José.	108
Tabla 7.14. Relave de prueba de recuperación por malla para 100% Mineral Planta San José.	109

RESUMEN.

En el presente trabajo se evaluó la posibilidad de sustituir o complementar los hidrociclones tradicionales con harneros vibratorios de alta frecuencia en el proceso de clasificación. Para ello, se realizaron muestreos en el molino 1 de la Planta San José, que sirvió como caso de estudio, con el objetivo de desarrollar un modelo representativo del circuito de clasificación. Posteriormente, se estableció contacto con Derrick, principal proveedor de esta tecnología, para obtener las curvas de partición bajo diferentes condiciones de flujo de alimentación y porcentajes de sólidos. Con los modelos del circuito definidos, se utilizó Visual Basic para construir la base de una simulación que permitiera evaluar varios esquemas de clasificación: el circuito base, la sustitución completa de los hidrociclones por harneros vibratorios de alta frecuencia, y dos configuraciones híbridas en las que se clasificaba el underflow o el overflow de los hidrociclones con estos harneros. Posteriormente, se llevó a cabo una simulación de Monte Carlo con 200 casos. Se seleccionaron tres escenarios representativos: uno de recuperación mínima, uno de recuperación promedio y uno de recuperación máxima. A partir de estos casos, se obtuvieron las curvas granulométricas y se recrearon artificialmente con muestras minerales clasificadas por tamaño, las cuales fueron sometidas a pruebas de flotación para comparar el comportamiento simulado con la realidad. Finalmente, se realizó un análisis de los resultados, donde la mayor recuperación se logró al remplazar completamente con harneros vibratorios de alta frecuencia, obteniendo un aumento de recuperación de hasta 3%, sin embargo, al realizar una evaluación económica para determinar la mejor alternativa, los resultados indicaron que la opción más rentable fue la clasificación del underflow de los hidrociclones mediante harneros vibratorios de alta frecuencia, logrando un aumento del VAN de \$14.163.376 USD y una TIR del 221%, especialmente debido a un aumento en la capacidad de tratamiento.

ABSTRACT.

This study was carried out to evaluate the possibility of substituting or complementing traditional hydrocyclones with high-frequency vibrating screens in the classification process. For this purpose, samples were taken at mill 1 of the San José plant, which served as a case study, in order to develop a representative model of the classification circuit. Subsequently, contact was established with Derrick, the main supplier of this technology, to obtain the partition curves under different conditions of feed flow and solids percentages. With the circuit models defined, Visual Basic was used to build the basis of a simulation to evaluate various classification schemes: the base circuit, the complete replacement of the hydrocyclones with high-frequency vibrating screens, and two hybrid configurations in which the underflow or overflow of the hydrocyclones was classified with these screens. Subsequently, a Monte Carlo simulation was carried out with 200 cases. Three representative scenarios were selected: one of minimum recovery, one of average recovery, and one of maximum recovery. From these cases, the granulometric curves were obtained and artificially recreated with mineral samples classified by size, which were subjected to flotation tests to compare the simulated behavior with reality. Finally, an analysis of the results was performed, where the highest recovery was achieved by completely replacing with high frequency vibrating screens, obtaining an increase in recovery of up to 3%, however, when performing an economic evaluation to determine the best alternative. The results indicated that the most profitable option was the classification of the hydrocyclone underflow using high-frequency vibrating screens, achieving an increase in NPV of USD 14,163,376 USD and an IRR of 221%.

CAPITULO I. MARCO INTRODUCTORIO

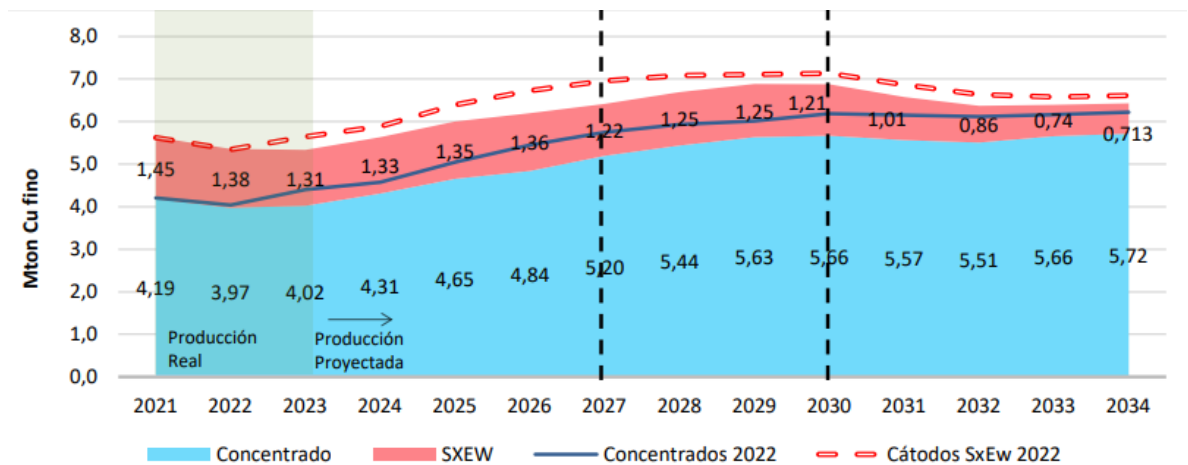
1.1 Introducción

1.1.1 Importancia de la minería a nivel país.

Chile se posiciona como uno de los principales productores globales de cobre, un recurso vital que representa hasta un 20% del Producto Interno Bruto (PIB) del país (Cardemil, 2023). Las plantas concentradoras, en el proceso de convertir mineral de baja ley en concentrados de alto contenido de cobre, desempeñan un papel fundamental en la industria, siendo pilares esenciales en la producción nacional (Muñoz et al., 2023) (figura 1.1).

Estas instalaciones no solo son clave en la cadena de producción del cobre, sino que también son elementos cruciales en el entramado económico y social chileno. No solo generan empleo directo e indirecto en varias regiones del país, sino que también promueven el desarrollo local y regional

Figura 1.1. Proyección de producción de cobre en Chile

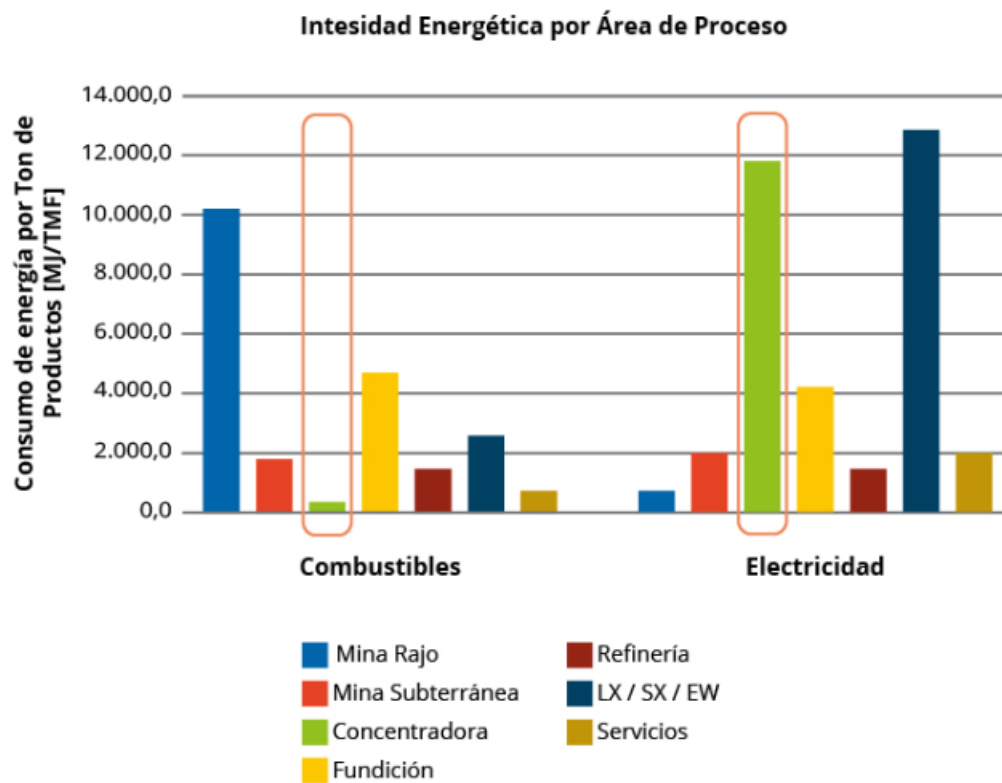


Fuente: Muñoz et al.,2023

La planta concentradora se destaca como uno de los principales consumidores de energía en el proceso de producción de cobre, ocupando el segundo lugar en términos de demanda energética, según la figura 1.2. Este alto consumo se debe principalmente a la etapa de molienda, donde aproximadamente el 85% de la energía suministrada se disipa como calor, alrededor del 12% se pierde mecánicamente, y solo el 1% se utiliza efectivamente en la conminución del mineral (Energía en Minería | Conminución Sulfuros, s. f.).

La molienda requiere entre 10 y 20 veces más energía que la etapa de chancado, como lo muestran los datos recopilados en la tabla 1.1. Esta disparidad en el consumo energético resalta la importancia crítica de la molienda en el proceso de producción y destaca la necesidad de optimizar su eficiencia energética y reducir su impacto ambiental.

Figura 1.2. Consumo de energía eléctrica según proceso



Fuente: Energía En Minería | Conminución Sulfuros, s. f.

Tabla 1.1. Consumo de energía según etapa de conminución.

Etapa	Sub-etapa	Rango de Tamaño (Referencial)	Consumo de energía [kWh/t]
Chancado	Primario	100 a 10 cm	0,3 a 0,4
	Secundario	10 a 1 cm	0,3 a 2
	Terciario	1 a 0,5 cm	0,4 a 3
Molienda	Primaria	10 a 1 mm	3 a 6
	Secundaria	1 a 0,5 mm	4 a 10

Fuente: Energía En Minería | Conminución Sulfuros, s. f.

1.1.2 Sobre la empresa.

La Planta San José, perteneciente a PuCobre, opera como una planta concentradora de minerales sulfurados de cobre en el norte de Chile, ubicada específicamente en la región de Atacama. Se encuentra a 2km distancia de la comuna de Tierra Amarilla y a unos 16 km de la ciudad de Copiapó. Su proceso se centra en operaciones unitarias como chancado, molienda, flotación, espesamiento y filtrado.

Esta planta procesa una variedad de minerales, incluyendo mineral propio (PSJ), así como minerales de otras procedencias como Tigresa y Manto Cobrizo.

La Planta San José no solo es un eslabón fundamental en la cadena de valor del cobre, sino también un motor económico y social en Atacama, generando empleo y promoviendo el desarrollo local. Su papel destaca el compromiso de PuCobre con la eficiencia, sostenibilidad e innovación en la industria minera chilena, siendo un activo invaluable para el sector cuprífero del país.

Figura 1.3. Ubicación Planta San José



Fuente: Elaboración propia, extraído de Google maps.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Analizar el efecto de la sustitución de hidrociclones por harneros vibratorios de alta frecuencia en circuito 1 de molienda-clasificación, analizando su efecto sobre la carga circulante, P_{80} y recuperación en flotación.

1.2.2 Objetivos específicos

- Realizar un análisis del funcionamiento actual del circuito 1 de molienda-clasificación
- Desarrollar simulaciones para evaluar y comparar efecto de harneros vibratorios de alta frecuencia en carga circulante, capacidad, tamaño P_{80} , sobremolienda y efecto en recuperación.
- Comparar eficiencia de los hidrociclones y harneros vibratorios.
- Realizar dimensionamiento y evaluación de rentabilidad de la estrategia de optimización.

1.3 Hipótesis

El presente estudio tiene como objetivo optimizar el circuito 1 de molienda-clasificación de Planta San José, mediante la utilización de harneros vibratorios de alta frecuencia. Debido a la mejor eficiencia de clasificación de los harneros se espera que esta implementación reduzca la carga circulante, lo cual permitirá aumentar la capacidad de tratamiento del molino. Asimismo, se tendría una disminución de la sobremolienda, mejorando tanto la calidad del concentrado como la recuperación final, contribuyendo así a una operación más eficiente y rentable.

1.4 Planteamiento del problema

La ineficiencia en la clasificación y un posible control deficiente de la molienda generan un retorno del mineral al molino como carga circulante, lo que reduce su capacidad y propicia la sobremolienda. Esta situación afecta negativamente la flotación, ya que las partículas no pueden ser captadas por las burbujas ascendentes debido a las corrientes adyacentes, lo que aumenta el consumo de reactivos y reduce la recuperación. Además, un alto porcentaje de carga circulante indica una mala clasificación, lo que requiere más energía para tratar el mineral. Optimizar este proceso es fundamental para mejorar la eficiencia y la rentabilidad de la operación.

1.5 Justificación

La etapa de molienda se destaca como una de las más cruciales en cualquier planta concentradora, ya que es el momento en que se logra la liberación del mineral de interés y se consume la mayor cantidad de energía. Por lo tanto, optimizar esta fase se convierte en un factor determinante para alcanzar un proceso más eficaz y, consecuentemente, reducir los costos operativos. Mejorar la eficiencia de la molienda no solo puede aumentar la recuperación, sino también optimizar el uso de recursos energéticos y mejorar la rentabilidad general de la operación.

CAPITULO II. MARCO TEORICO

2.1 Circuito Planta San José (W. Bustos, 2023)

En términos generales, el proceso productivo de la Planta San José abarca varias etapas clave, comenzando con el circuito de chancado para reducir el tamaño del material, seguido de la molienda para obtener una granulometría óptima en cuando al grado de liberación del mineral de interés . A continuación, se lleva a cabo el proceso de flotación, donde el mineral de cobre es concentrado. Posteriormente, el concentrado obtenido se somete a espesamiento y filtrado para recuperar el agua y obtener un producto final listo para su comercialización.

2.1.1. Circuito de chancado.

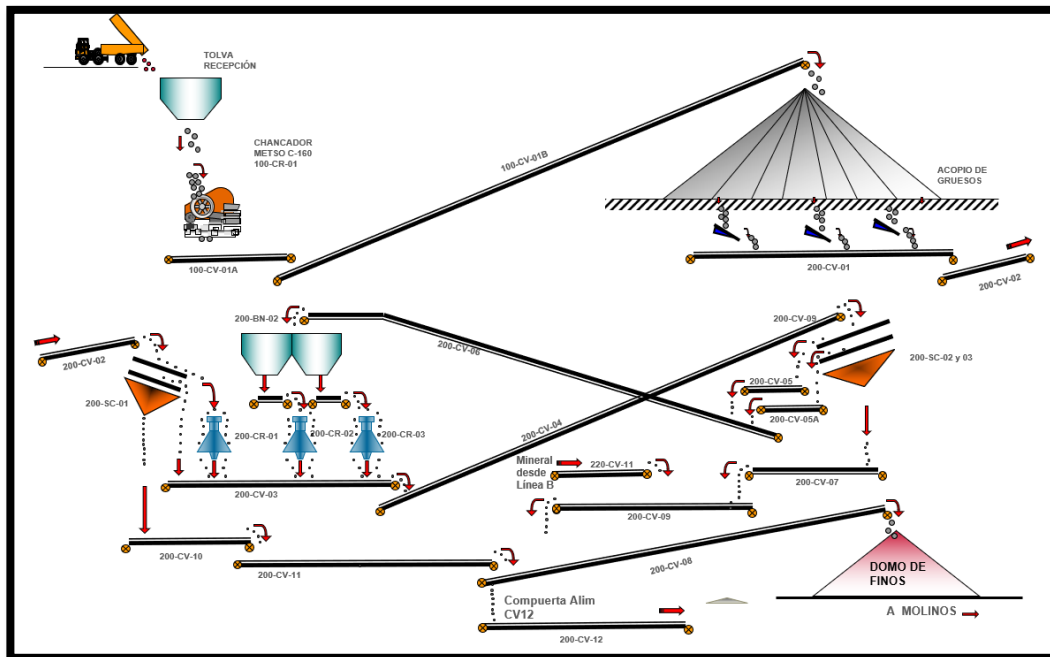
La Planta San José está equipada con dos líneas de chancado, una operada internamente y otra perteneciente a Besalco. El proceso comienza con el depósito del mineral en una tolva que alimenta a un harnero Grizzly de 5x17 pies. El mineral que pasa a través del Grizzly se dirige hacia un chancador de mandíbula Metso de 47”x 63” con una alimentación máxima de 32" con un ajuste de CSS de 6 pulgadas. El producto resultante del chancador de mandíbula primario se acumula en un stock pile de grueso que cuenta con tres alimentadores, los cuales son los encargados de alimentar a la correa 200-CV-02 encargada de llevar el mineral hacia el circuito de chancado secundario.

El circuito secundario se inicia con un proceso de clasificación inversa en circuito abierto. En primer lugar, el mineral se introduce en un harnero de 2 decks Tyrok de 8’x16’, con tres decks diferentes. El primer deck tiene una malla de 64x64mm, el segundo de 30x30mm y el tercero es una combinación de 6x18mm y 9x25mm. El material que pasa a través de esta última malla se dirige al stock pile de finos, mientras que el sobretamaño del primer deck se redirige al circuito de chancado secundario H-6000, y el producto intermedio se envía directamente al circuito de chancado terciario H-870.

El circuito de chancado terciario opera en un sistema cerrado-inverso con dos harneros de banana de 10’x24’ y dos chancadores H-870. El material de bajo

tamaño de los harneros se almacena en el stock pile de finos, con una granulometría de 92% -#1/4” (granulometría final del circuito completo de chancado)

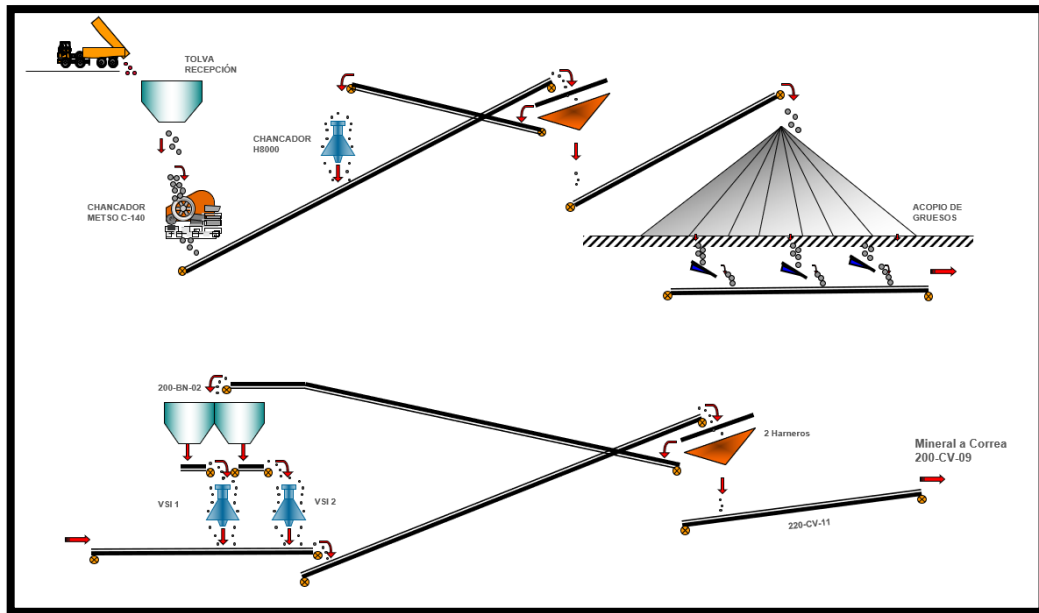
Figura 2.1. Línea de chancado Planta San José



Fuente: PuCobre, Planta San José.

La empresa contratista Besalco gestiona un circuito que se inicia con un chancador primario de mandíbula METSO. El producto de este equipo es transferido a una correa transportadora que lleva el mineral al circuito de chancado secundario, el cual funciona como un circuito cerrado-inverso. El material resultante de este proceso se almacena en el stock pile de gruesos. Siguiendo un esquema similar al del circuito interno de la Planta San José, a través de tres alimentadores se suministra el mineral a correas transportadoras que lo trasladan al circuito de chancado terciario. Este último opera como un circuito cerrado-inverso, con dos chancadores terciarios, y su producto se almacena en el stock pile de finos, donde el mineral alcanza una granulometría de 100% -1/4” (figura 2.2).

Figura 2.2. Línea de chancado Besalco.

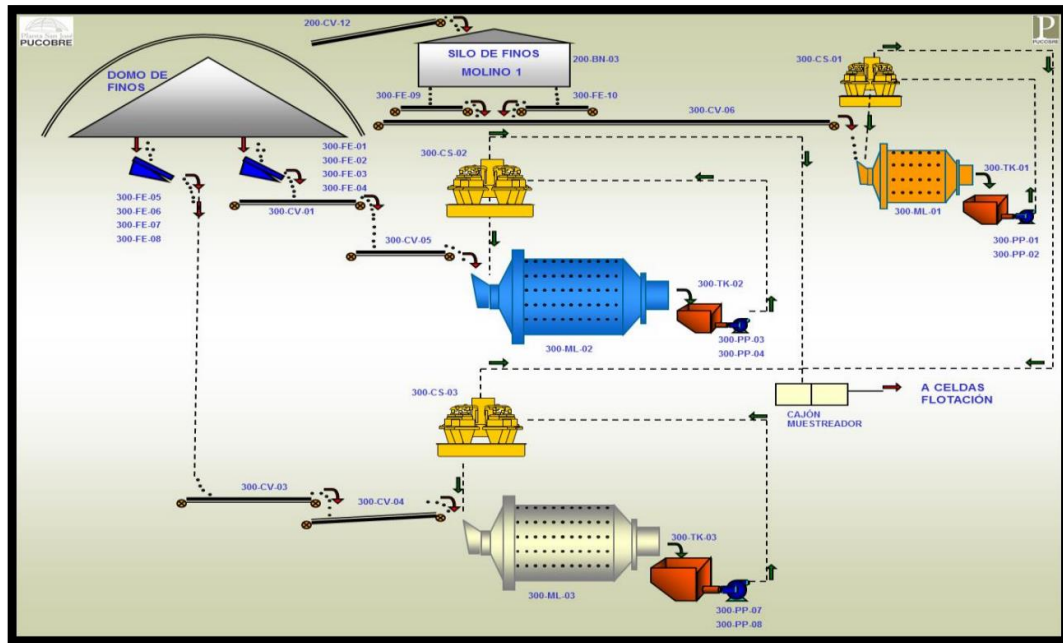


Fuente: PuCobre, Planta San José.

2.1.2 Circuito de molienda.

El sistema de molienda está compuesto por tres molinos de bolas que operan en conjunto. Los dos molinos principales, identificados como Molino 2 y Molino 3, tienen dimensiones de 16,5 x 28 pies y 16,5 x 29 pies, respectivamente, con una capacidad de procesamiento de 330 toneladas por hora (tph) cada uno. El Molino 1, siendo el más antiguo y de menor tamaño, mide 13 x 18 pies y tiene una capacidad de 100 tph. Estos molinos funcionan simultáneamente en un circuito cerrado-directo, en el cual el mineral se alimenta directamente a cada molino y luego se clasifica mediante una batería con 4 hidrociclones de 20" de diámetro, donde operan 2 y los otros 2 están en stand-by. En el proceso de molienda, el material grueso (underflow) retorna a los molinos como carga circulante, mientras que el material fino (overflow) se envía al circuito de flotación. Este overflow tiene una granulometría de aproximadamente 52%-200# y un P_{80} de cerca de 230 micrómetros.

Figura 2.3. Circuito de molienda.

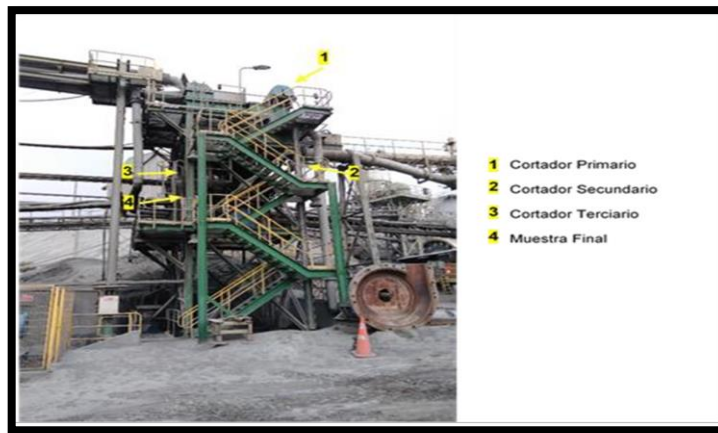


Fuente: PuCobre, Planta San José.

2.1.3 Circuito de flotación.

El circuito de flotación comienza con la torre de alimentación Rougher, desempeñando funciones cruciales en la provisión para el circuito y control de diversas variables. Esta torre no solo posee la altura necesaria para suministrar pulpa mediante gravedad a las celdas Rougher, sino que también funciona como la fase inicial de muestreo del circuito. Además, sirve como punto de adición de reactivos, tales como colectores, espumantes y cal (figura 2.4).

Figura 2.4. Torre de alimentación Rougher.



Fuente: PuCobre, Planta San José.

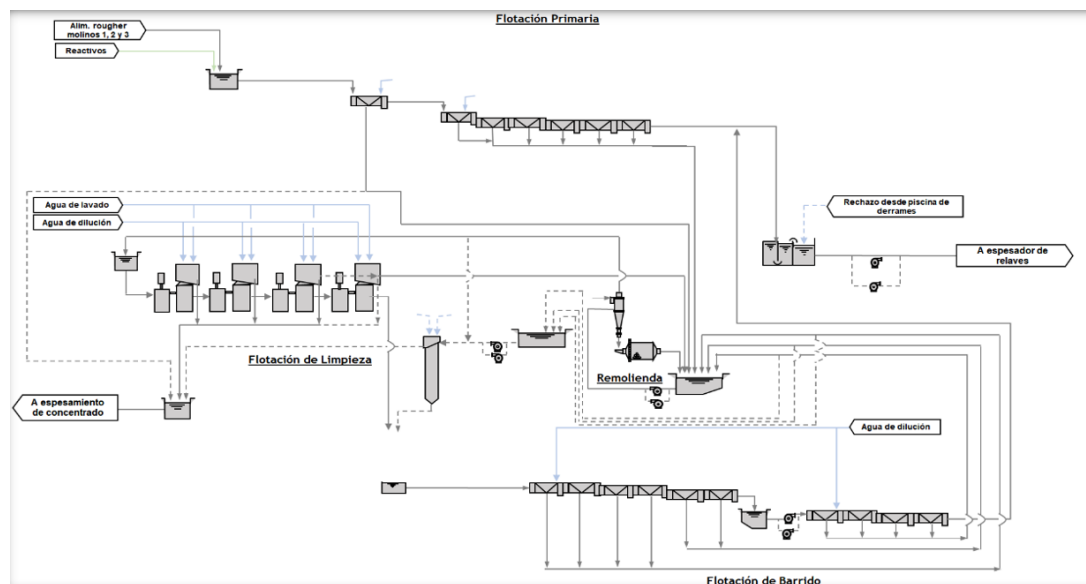
La etapa de flotación Rougher consta de tres bancos de celdas. Los dos primeros bancos están equipados con dos celdas mecánicas Metso Outotec de 160 m³ de capacidad cada una, mientras que el tercer y cuarto banco tienen dos celdas mecánicas Metso Outotec de 100 m³ por banco. El circuito opera en forma de cascada, es decir, el relave del banco superior alimenta al siguiente banco inferior; por ejemplo, el relave del banco 1 alimenta al banco 2. El sistema se alimenta con pulpa proveniente de la etapa de molienda, con una granulometría aproximada de 52% -#200 y un contenido de sólidos superior al 40%. Ocasionalmente, el banco 2 también recibe el relave de las celdas Scavenger, dependiendo de la ley del mineral.

El concentrado de la etapa Rougher se envía a remolienda, mientras que el relave se elimina del circuito y se envía al tranque de relave, alcanzando una recuperación metalúrgica Rougher de aproximadamente 89-94%, dependiendo de las condiciones de operación y del tipo de mineral procesado. Es importante destacar que, en ciertas ocasiones, el concentrado de esta etapa se dirige a la flotación Cleaner, lo cual puede deberse a una alta ley del concentrado o a la necesidad de mantenimiento del molino de remolienda.

En el caso de continuar con el proceso normal de flotación, la pulpa se alimenta a un circuito cerrado-inverso de remolienda, que cuenta con un molino de 10,5 x 14 pies y una batería de 3-4 hidrociclones con un apex de 63,5 mm, logrando una granulometría final de 72% -#325. Este enfoque permite optimizar la liberación de minerales valiosos y maximizar la eficiencia del proceso de flotación, adaptándose a las variaciones en las características del mineral tratado y a las necesidades operativas del momento

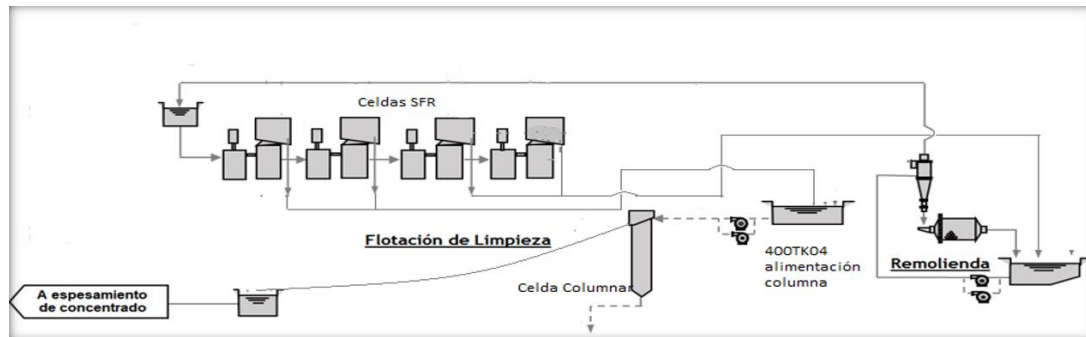
Continuando con el proceso, el producto de la remolienda es llevada a la etapa de flotación Cleaner, el cual consiste en una celda Dorr Oliver de 4 m de diámetro y 11 m de alto, donde dependiendo de la ley obtenida en el concentrado (cerca de 29% Cu), este puede ser considerado como el producto final y el relave es alimentado a las celdas Scavenger que consta de 10 celdas Wemco de 1000 *pie*³, sin embargo, si no se logra el concentrado deseado, es necesario utilizar un circuito alternativo, donde se ocupan 4 celdas SFR como etapa de re-cleaner, donde el concentrado de las 2 primeras alimenta a la etapa re-cleaner, la cual sería la celda Dorr Oliver, mientras que el concentrado de las ultimas 2 va a la etapa de remolienda, mientras que el relave va a la etapa Scavenger.

Figura 2.5. Esquema de etapa de flotación.



Fuente: PuCobre, Planta San José.

Figura 2.6. Esquema de etapa Re-Cleaner.



Fuente: PuCobre, Planta San José.

2.2 Molienda

La molienda es la última operación unitaria de conminución, y tiene como objetivo principal liberar el mineral de interés. Al reducir el tamaño del mineral, se incrementa la superficie de contacto entre el mineral y los reactivos, mejorando la eficiencia del proceso de separación. La molienda se realiza mediante cuerpos molidores, que pueden ser el propio mineral (molienda autógena), bolas de acero (molino de bolas), una combinación de mineral grueso y bolas de acero (molienda semiautógena), o barras de acero (molino de barras).

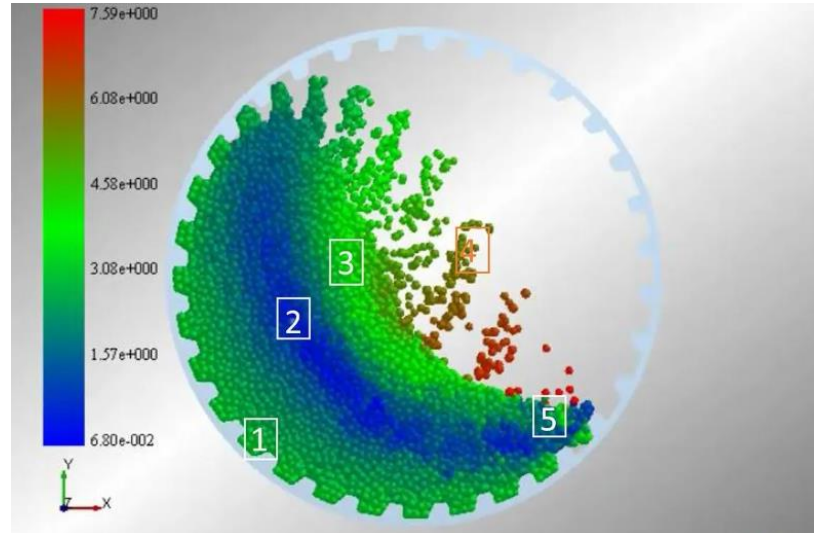
En cada tipo de molino, los mecanismos de conminución predominantes son el impacto, la abrasión y la compresión (figura 2.7), aunque la intensidad y predominancia de cada uno varían según el diseño y operación del molino. Estos mecanismos permiten una reducción efectiva del tamaño del mineral, facilitando la liberación de los minerales valiosos de la ganga.

La elección del tipo de molienda depende de varios factores, incluyendo la naturaleza del mineral, la dureza, y el tamaño de alimentación y de producto deseado. La molienda con bolas es preferida para una mayor finura del producto final.

Además, es crucial optimizar las condiciones de operación, como la velocidad de rotación del molino, la carga de los cuerpos molidores y la densidad de la pulpa, para

maximizar la eficiencia del proceso. La correcta implementación de estas variables no solo mejora la liberación del mineral, sino que también reduce el consumo de energía y los costos operativos, contribuyendo a un proceso de molienda más sostenible y económico.

Figura 2.7. a) Zona verde: abrasión, b) Zona roja: impacto c) Zona azul: Compresión



Fuente: LININGS | Revestimientos o Forros Para Molinos de Bolas y SAG, s. f.

La variable clave que se busca controlar en la molienda es el P_{80} , que se refiere al tamaño al cual el 80% del mineral logra pasar. Controlar el P_{80} es crucial, ya que se logra el grado de liberación del mineral y aumenta la cantidad de superficie expuesta a los reactivos, influyendo directamente en la eficiencia de la recuperación durante la etapa de flotación. Un tamaño de partícula óptimo asegura una mejor interacción entre el mineral y los reactivos, mejorando la selectividad y la recuperación de los minerales valiosos. Además, un control preciso del P_{80} contribuye a la estabilidad del proceso y a la reducción de costos operativos

2.2.1 Molino de bolas

El equipo consiste en un cilindro metálico con una proporción de largo-diámetro aproximada de 1,5, donde el largo es mayor que el diámetro. En su interior, se utilizan bolas de diferentes tamaños como cuerpos molidores (collar de bolas). El cilindro está

revestido con un manto de material no metálico, que protege tanto la estructura del molino como las bolas. Además, posee levantadores que ayudan a elevar y mezclar la carga, mejorando la eficiencia de la molienda. Este diseño promueve una alta conminución por abrasión, resultando en un producto final más fino.

Figura 2.8. Interior molino de bolas.



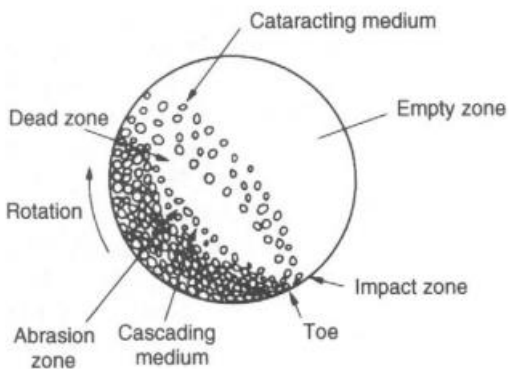
Fuente: Elaboración propia.

2.2.2 Movimiento dentro del molino.

Dentro del molino, se carga la pulpa del mineral junto con los cuerpos moledores (bolas), ocupando aproximadamente el 40% del volumen total del molino. La carga sigue por inercia el movimiento rotacional accionado por el motor del molino, alcanzando un equilibrio dinámico cercano a la velocidad crítica del molino, que generalmente es alrededor del 74% de la velocidad crítica. Dentro del molino, se observan distintos comportamientos del material, como la caída en cascada y la caída en catarata, así como la presencia de una zona muerta, el pie del molino y una zona vacía (figura 2.9) (Wills et al., 2006) . Estas distintas zonas y comportamientos son cruciales para la eficiencia del

proceso de molienda, ya que afectan la forma en que las bolas impactan y muelen el mineral. La correcta velocidad y carga del molino aseguran una molienda eficiente, promoviendo la liberación de los minerales valiosos. Además, un control adecuado de estos parámetros ayuda a minimizar el desgaste de las bolas y del revestimiento del molino, contribuyendo a una operación más sostenible y económica a largo plazo.

Figura 2.9. Zonas y movimiento dentro del molino



Fuente.: Wills et al., 2006.

- **Sub-molienda:** Ocurre cuando el mineral se encuentra con un tamaño superior al P_{80} deseado, lo que significa que el mineral no está completamente liberado. Esto provoca bajas recuperaciones en la etapa de flotación, ya que los minerales valiosos no se separan adecuadamente de la ganga. La insuficiente liberación impide el contacto óptimo entre el mineral y los reactivos, resultando en una eficiencia reducida del proceso de separación y, en última instancia, en menores tasas de recuperación de los minerales valiosos.

- **Sobre-molienda:** Sucede cuando el mineral se reduce a un tamaño inferior al P_{80} deseado, lo que genera un exceso de superficie en contacto con los reactivos, aumentando su consumo. Si el tamaño es significativamente menor al necesario, puede haber pérdida de mineral debido a la posible oxidación de la superficie y a las condiciones hidrodinámicas dentro de la celda de flotación. Partículas demasiado finas pueden ser arrastradas por la corriente de agua alrededor de las burbujas, lo que reduce la eficiencia del proceso de flotación y puede llevar a la pérdida de minerales valiosos, afectando negativamente la recuperación y el rendimiento del proceso.

2.2.3 Consumo específico de energía.

El consumo específico de energía, en general, se refiere a la energía necesaria para reducir el tamaño del mineral desde un tamaño dado, por lo que existen distintos postulados, pero el más aceptado es el propuesto por Bond, donde refiere al consumo específico de energía como “La energía consumida para reducir el tamaño 80% de un material, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del tamaño 80%, siendo esta igual a la abertura del tamiz (en micrones) que deja pasar el 80% en peso de las partículas” (Sepulveda & Gutierrez, 1976) , postulado que se ve reflejado en la ecuación 2.1.

$$\overline{E}_B = CEE = K_b \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (2.1)$$

Donde:

\overline{E}_B : Consumo específico de energía (Kwh/t_c)

K_b = Parámetro de Bond

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

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

Bond definió el parámetro K_b como función del W_i (índice de trabajo), que representa al trabajo total necesario para reducir un tamaño teóricamente infinito hasta partículas que en un 80% sean inferiores a 100 micrones, por lo que:

$$W_i = \overline{E}_B = K_b \left(\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right) = \frac{K_b}{10} \quad (2.2)$$

$$K_b = 10W_i \quad (2.3)$$

Al reemplazar la ecuación 2.2 en la ecuación 2.1, obtenemos lo siguiente:

$$\bar{E}_B = CEE = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (2.4)$$

Cabe señalar que el índice de trabajo depende de la naturaleza del mineral y características del equipo.

En términos práctico, el consumo específico de energía se puede expresar como

$$E = \frac{P}{F} \left(\frac{kWh}{t} \right) \quad (2.5)$$

Donde:

P: Potencia requerida (kW).

F: Flujo mineral (t/h).

2.2.4 Modelo de molienda.

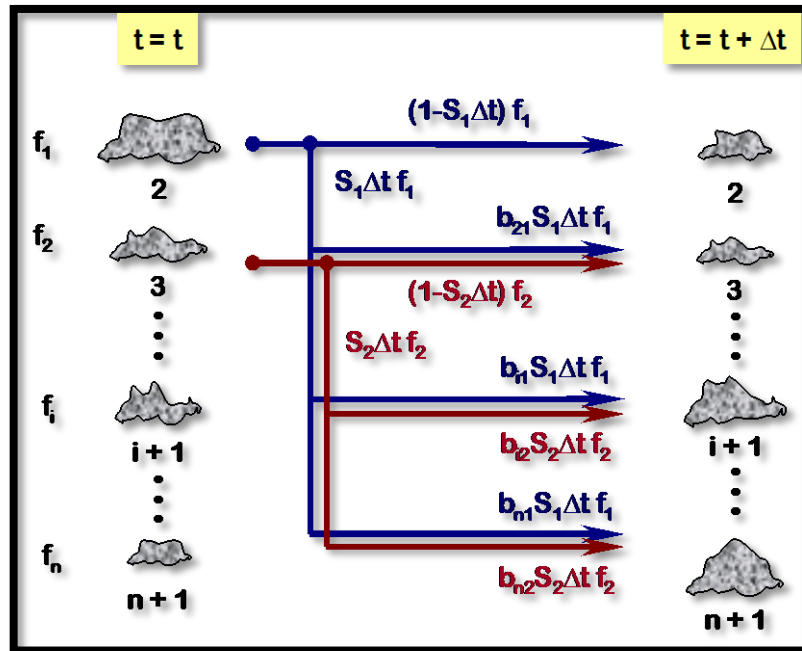
Para poder modelar el comportamiento dentro del molino, se ocupará el conocido como “teoría moderna de conminución”. Esta teoría introduce 2 términos nuevos; la función selección, también conocida como moliendabilidad y el termino de función fractura (Sepulveda & Gutierrez, 1976). El primer término hace referencia a la cinética de cada partícula independiente y el segundo término, también conocido como “distribución de fragmentos primarios”, caracteriza la distribución de tamaños luego de un evento de fractura.

Gracias a la figura 2.10 se puede explicar de una manera más gráfica el significado de los conceptos. Consideremos que en instante de tiempo t, en un hipotético molino batch, las partículas se distribuyen en conjuntos de fracciones f_i ($i=n$, donde n serían las distintas mallas del sistema). Luego de un intervalo de tiempo d_t , las partículas de la n mallas serán trituradas, viéndose representada en la parte derecha de la figura 2.10. Para este comportamiento, se denota la función selección S_i (min^{-1}), la cual representa la fracción de partículas que se fractura en unidad de tiempo. Cabe señalar que las partículas

que de la malla i , se distribuirán en las mallas inferiores. Por tanto, $S_i \Delta t$ representa la fracción triturada de la malla i en ese intervalo de tiempo.

La función fractura b_{ij} , denota la fracción en peso retenida en la malla i , provenientes de la malla j , donde $j=i+1$, en otras palabras, se refiere a que cantidad de partículas trituradas de las mallas superiores quedan retenida en la malla i que se está analizando.

Figura 2.10. Esquematación de cinética de molienda.



Fuente: Extraído de planilla de MolycopTools.

Es frecuente definir como malla “1”, a la malla de mayor abertura y “n” como las de menor abertura, es decir:

$$b_{ij} = \sum_{k=n}^{i+1} b_{kj} \quad (2.6)$$

Una vez definido estos conceptos, podemos realizar un balance poblacional de las partículas, definidos en la ecuación 2.7

$$f_i^{(t+\Delta t)}H = (f_i^{(t)}H) - S_i\Delta t f_i^{(t)}H + b_{i1}S_1\Delta t f_1^{(t)}H + b_{i2}S_2\Delta t f_2^{(t)}H + \dots + b_{i,i-1}S_{i-1}\Delta t f_{i-1}^{(t)}H \quad (2.7)$$

Donde sí se analiza por colores, podemos decir que, el sector verde representa la cantidad de solidos retenidos en la malla “i” en el instante “t”, el sector rojo representa la fracción de partículas que abandonan la malla “i” en el instante “t” por fractura, el sector azul representa la cantidad de nuevos fragmentos retenidos en la malla “i”, provenientes de las malla 1 originados por fracturas, el mismo análisis que se realizó al sector azul se puede realizar al sector negro de la ecuación. Luego de realizado este análisis poblacional podemos factorizar y eliminar el termino H y reordenando términos, podemos llegar a la ecuación 2.8.

$$\frac{f_i^{(t+\Delta t)} - f_i^{(t)}}{\Delta t} = -S_i f_i^{(t)} + \sum_{j=1}^i b_{ij} S_j f_j^{(t)} \quad (2.8)$$

Donde al establecer un límite donde Δt tiende a 0, es posible expresarlo como una ecuación diferencial de primer orden.

$$\frac{df_i^t}{dt} = -S_i f_i^{(t)} + \sum_{j=1}^i b_{ij} S_j f_j^{(t)} \quad (2.9)$$

Afortunadamente, gracias a J. Herbst et. al, se puede conocer la solución analítica de este complejo sistema de ecuaciones, bajo la suposición restrictiva de que la función selección y función fractura son invariantes en el tiempo, dando lugar a una solución particular del sistema general, denominado “Modelo lineal”, que en su forma matricial se expresa de la siguiente manera.

$$\underline{f} = \underline{T} \underline{J} \underline{T}^{-1} f^0 \quad (2.10)$$

Donde:

$f = \{f | i = 1,2,3, \dots, n\}$ vector distribución granulométrica de la descarga del molino.

$f^0 = \{f^0 | i = 1,2,3, \dots, n\}$ vector distribución granulométrica de la alimentación del molino

$T = \{T_{ij} | i, j = 1, 2, 3, \dots, n\}$ matriz triangular inferior de valores T_{ij} definidos por:

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

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

$$T_{ij} = \sum_{k=j}^{i-1} \frac{b_{ik} S_k T_{kj}}{(S_i - S_j)} \text{ cuando } ; i < j$$

$J = \{J_{ij} | i, j = 1, 2, 3, \dots, n\}$ matriz diagonal de valores J_{ij} definidos por:

$$J_{ij} = \exp(-S_i t) \text{ cuando } ; i = j \text{ (molienda batch)}$$

$$J_{ij} = \left(1 + \frac{S_i \tau}{N}\right)^N \text{ cuando } ; i = j \text{ (molienda continua)}$$

$$J_{ij} = 0 \text{ cuando } ; i \neq j$$

Donde τ es el tiempo medio de residencia y “N” son parámetros característicos de la distribución de tiempo de residencia (DTR) de la pulpa mineral en el molino, donde aproximadamente N es el largo dividido por el diámetro del molino.

$$E(t) = \left(\frac{N^N \left(\frac{t}{\tau}\right)^{N-1}}{(\tau \Gamma(N))} \right) \exp\left(\frac{-Nt}{\tau}\right) \quad (2.11)$$

La función selección está definida para las distintas distribuciones de tamaño, esto puede ser expresada como la siguiente relación.

$$S_i = \frac{\alpha_0 * (d_i^*)^{\alpha_1}}{1 + \left(\frac{d_i^*}{d_{critic}}\right)^{\alpha_2}} \quad (2.12)$$

Donde:

S_i = Función selección (1/h).

d^* = Tamaño medio geométrico de la malla i e $i+1$, es decir, $\sqrt{d_i + d_{i+1}}$.

d_{crit} = Parámetro cuyo valor depende de la relación tamaño de bola y tamaño de partícula.

Para la función fractura, se puede relacionar de la siguiente manera.

$$b_{ij} = \beta_0 \left(\frac{d_i}{d_{j+1}} \right)^{\beta_1} + (1 - \beta_0) \left(\frac{d_i}{d_{j+1}} \right)^{\beta_2} \quad (2.13)$$

Luego de obtenidas las funciones, se buscará dejarlas en función del consumo específico de energía, ya que es una variable importante que controla el proceso, es por ello que se hace el siguiente arreglo matemático.

$$\begin{aligned} S_i \left(\frac{1}{h} \right) * t(h) &= S_i \left(\frac{1}{h} \right) * \frac{H(t)}{M \left(\frac{t}{h} \right)} \equiv S_i \left(\frac{1}{h} \right) * \frac{H(t)}{P(kW)} * E \left(\frac{kWh}{t} \right) \\ &\equiv S_i \frac{H}{P} \left(\frac{t}{kW} \right) * E \left(\frac{kWh}{t} \right) \equiv S_i^E \left(\frac{t}{kWh} \right) * E \left(\frac{kWh}{t} \right) \end{aligned} \quad (2.14)$$

Una vez demostrado esto, podemos decir lo siguiente:

$$S_i^E \text{ bolas} E_{\text{bolas}} = S_i t \text{ (molienda batch)} \quad (2.15)$$

$$S_i^E \text{ bolas} E_{\text{bolas}} = S_i \tau \text{ (molienda continua)} \quad (2.16)$$

Conociendo esto, es tan sencillo como reemplazar las ecuaciones 2.15 y 2.16 por $S_i t$ y $S_i \tau$, para poder obtener las ecuaciones del modelo lineal, quedando en relación a la función selección específica S_i^E . Esta ecuación no depende de las dimensiones del molino y demás variables dentro del proceso, sin embargo, depende del tamaño de las bolas y distribución de carga de las bolas.

Si se expresa la alimentación y la función fractura en forma acumulada, se puede ver de la siguiente manera.

$$F_i = 1 - \sum_{j=1}^i f_j \quad (2.17)$$

$$B_{ij} = 1 - \sum_{j=1}^i b_{ij} \quad (2.18)$$

Por tanto, la ecuación 2.9 quedaría expresada de la siguiente manera.

$$\frac{dF_i}{dt} = \sum_{j=1}^i B_{ij} S_j f_j(t) \quad (2.19)$$

Herbst y Fuersteneau demostraron experimentalmente que para tiempos cortos de molienda se daba la siguiente relación.

$$B_{ij} S_j^E \cong S_i^E \quad (2.20)$$

Por tanto, la ecuación 2.21 se reduciría a:

$$\frac{dF_i}{dt} = \sum_{j=1}^i B_{ij} S_i f_i(t) = \sum_{j=1}^i S_i f_i(t) = S_i \sum_{j=1}^i f_i(t) = (1 - F_i) S_i \quad (2.21)$$

Finalmente se puede llegar al modelo simplificado de molienda.

$$(1 - F_i^D) = (1 - F_i^A) e^{(-S_i^E E)} (\text{Molienda batch}) \quad (2.22)$$

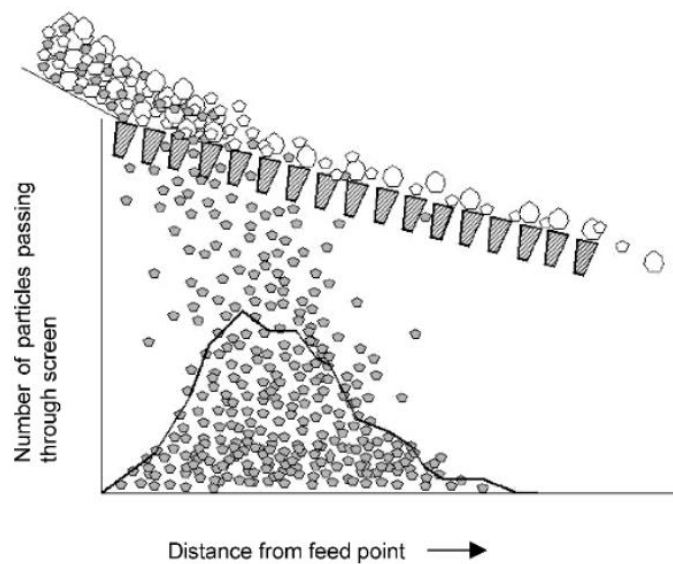
$$(1 - F_i^D) = \frac{(1 - F_i^A)}{\left(1 + \frac{S_i^E E}{N}\right)^N} (\text{Molienda continua}) \quad (2.23)$$

2.3 Harneado

El proceso de harneado tiene como objetivo principal separar las partículas que tienen un tamaño igual o mayor al de la abertura de la malla. En este proceso, el material se clasifica a medida que pasa por la superficie del harnero (figura 2.11). La eficiencia y la capacidad son los dos criterios principales que rigen el comportamiento del harneado. Estos criterios son contrapuestos, ya que se puede aumentar la eficiencia a expensas de sacrificar la capacidad. La eficiencia se refiere a la capacidad del harnero para separar eficazmente las partículas deseadas, mientras que la capacidad se relaciona con la cantidad de material que puede procesar en un determinado periodo.

La probabilidad de que una partícula logre pasar a través de la malla depende de varios factores. Entre estos se incluyen el tamaño y la forma de la partícula, el ángulo en el que entra en contacto con la malla, y la frecuencia de vibración del harnero (Gupta & Yan, 2006). Además, factores como la humedad del material y la velocidad del flujo también pueden influir significativamente en el rendimiento del harneado. Un aumento en la eficiencia del proceso puede requerir una malla con aberturas más pequeñas o una vibración más intensa, lo que puede reducir la capacidad total del sistema.

Figura 2.11. Distribución de las partículas durante operación de harneado.



Fuente: Gupta & Yan, 2006

2.3.1 Harnero de alta frecuencia (Derrick corporation, 2019).

El harnero de alta frecuencia opera bajo el mismo principio de clasificación que un harnero común, pero se distingue por la frecuencia a la que trabaja, la cual suele ser de aproximadamente 42 Hz. Derrick® es el principal proveedor de esta tecnología y ofrece dos modelos destacados: el Stacksizer® y el Superstack®. Ambos modelos funcionan de manera similar y utilizan harneros de uretano con mallas que pueden llegar a tener aberturas de hasta 45 micrones (#325). Estas mallas poseen áreas abiertas del 35-45% y una durabilidad de entre 4 y 6 meses.

Una de las características distintivas de los harneros de alta frecuencia es que están diseñados para trabajar con pulpa en lugar de mineral seco. Esta capacidad de manejar

suspensiones de partículas en líquido permite una clasificación más eficiente y precisa de partículas finas, ya que el medio líquido facilita el paso de estas a través de la malla.

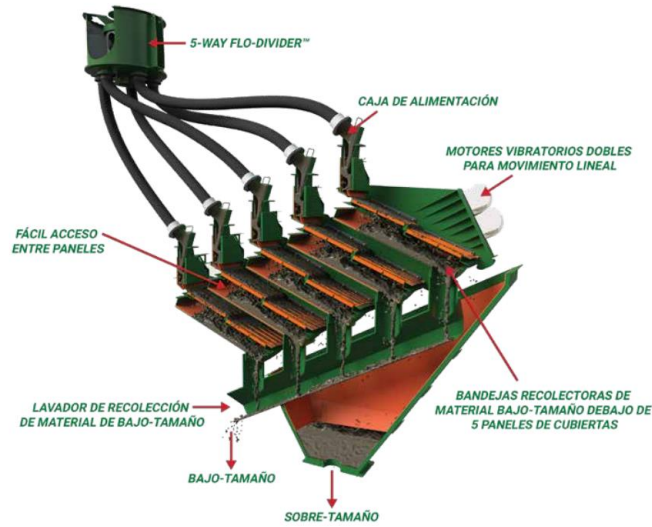
La alta frecuencia en estos harneros permite un mejor desempeño en la separación de partículas finas, ya que la mayor frecuencia de vibración facilita que las partículas más pequeñas atraviesen la malla con mayor eficiencia. Además, el uso de materiales como el uretano para las mallas proporciona una mayor resistencia al desgaste y a la abrasión, lo que prolonga la vida útil del equipo y reduce los costos de mantenimiento

Stacksizer.

El Stacksizer® es un equipo que contiene hasta cinco capas de harneros de uretano, dispuestas una encima de otra, y trabajando de manera paralela, lo que proporciona una mayor capacidad en un área más reducida. Este diseño compacto y eficiente permite procesar grandes volúmenes de material sin requerir una gran superficie de instalación, optimizando así el espacio en las plantas de procesamiento.

La pulpa es alimentada a un flo-divider, que distribuye el flujo entre las distintas cajas de alimentación del equipo. Estas cajas alimentan a los diferentes harneros en paralelo, asegurando una distribución uniforme del material. A medida que el mineral se desplaza por los harneros, las partículas de menor tamaño son recolectadas en una bandeja ubicada en la parte inferior del equipo, mientras que las partículas de mayor tamaño se desplazan por la superficie de los harneros hasta caer en una tolva que recolecta los materiales gruesos (figura 2.12). Las especificaciones del equipo se pueden ver en la tabla 2.1.

Figura 2.12. Stacksizer



Fuente: Derrick®

Tabla 2.1. Especificaciones de Stacksizer

EQUIPMENT	DIMENSIONS				
	Model	Width in (mm)	Length in (mm)	Height in (mm)	Maximum Dynamic Load lbs (kg)
Single-Deck Stack Sizer	64-11/16 (1643)	100-1/2 (2553)	88-11/16 (2252)	448 (203) @ 50 Hz 298 (135) @ 60 Hz	2500 (1134)
Two-Deck Stack Sizer	64-11/16 (1643)	125-3/8 (3186)	130-3/8 (3312)	448 (203) @ 50 Hz 298 (135) @ 60 Hz	6000 (2722)
Three-Deck Stack Sizer	64-11/16 (1643)	151 (3834)	143-3/4 (3651)	448 (203) @ 50 Hz 298 (135) @ 60 Hz	7500 (3402)
Four-Deck Stack Sizer	64-11/16 (1643)	171-7/8 (4569)	158-1/2 (4033)	448 (203) @ 50 Hz 298 (135) @ 60 Hz	9000 (4082)
Five-Deck Stack Sizer	64-11/16 (1643)	202 (5131)	170-5/16 (4326)	448 (203) @ 50 Hz 298 (135) @ 60 Hz	11000 (4990)

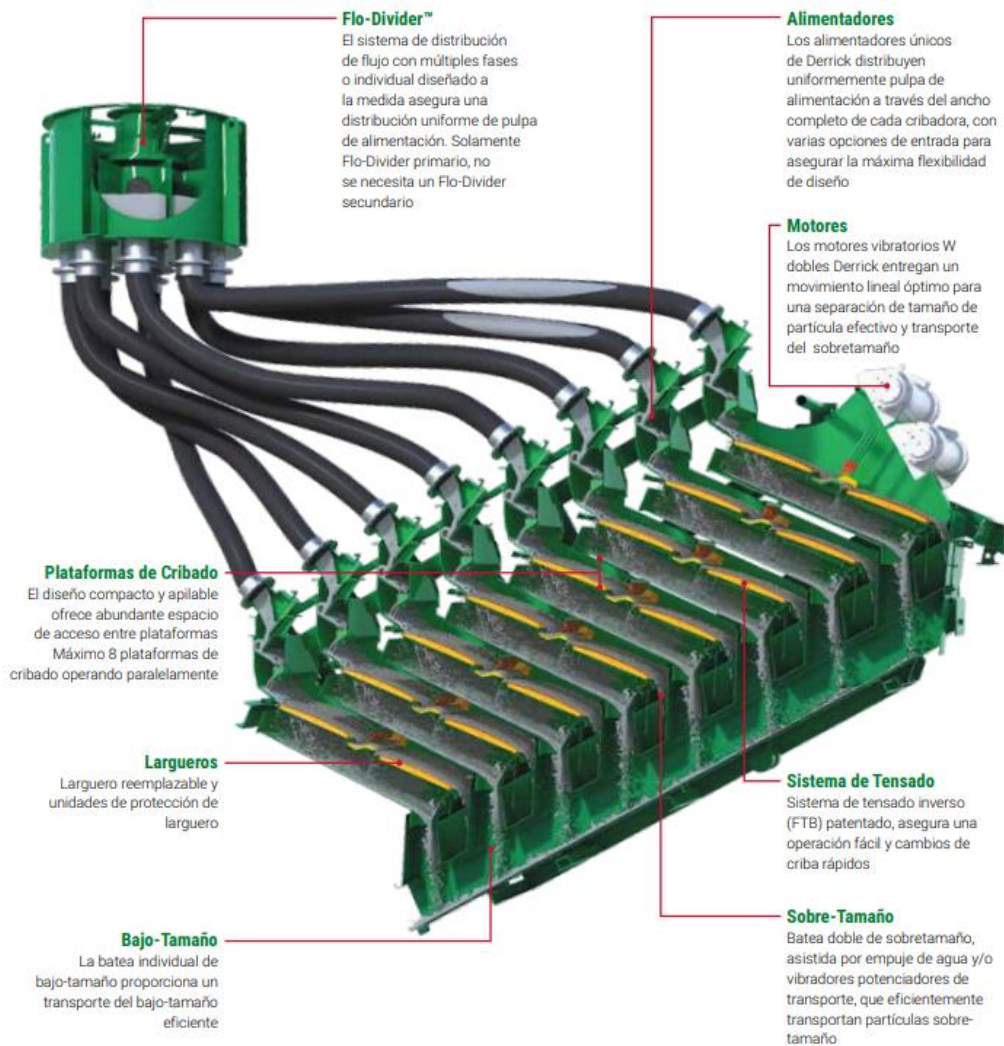
Fuente: Derrick®.

Superstack.

En general, el Superstack® es similar al Stacksizer®, pero se distingue por contar con ocho "pisos" de harneros en lugar de cinco, lo que aumenta significativamente su

capacidad de procesamiento. Este diseño permite manejar aún mayores volúmenes de material en un espacio compacto, optimizando la eficiencia de la operación. El funcionamiento detallado del Superstack® se puede observar en la figura 2.13, donde se muestra cómo se distribuye la pulpa y se realiza la clasificación en múltiples niveles de harneros. Las especificaciones del equipo se pueden ver en la tabla 2.2.

Figura 2.13. Superstack



Fuente: Derrick®

Tabla 2.2. Especificaciones Superstack

Equipo	Dimensiones				
Modelo	Ancho en (mm)	Largo en (mm)	Alto en (mm)	Carga Dinámica Máxima LBf (KN)	Carga Estática/ Peso lbs (kg)
SuperStack de 8 plataformas	73-7/8 (1876)	229-11/16 (5834)	176-1/16 (4472)	300LBf (1.6KN) @ 40 Hz	20000 (9091)
Modelo	Diámetro	Tipo	Altura en (mm)	Ancho en (mm)	Peso lbs (kg)
Flo-Divider	60"	8-Way	52 (1321)	72-1/2 (1816)	2650 (1202)
	72"	8-Way	59-3/4 (1518)	83-1/2 (2121)	2650 (1202)
	72"	16-Way	59-3/4 (1518)	83-1/2 (2121)	2650 (1202)
	84"	16-Way	54-3/4 (1391)	96-3/16 (2443)	4500 (2041)

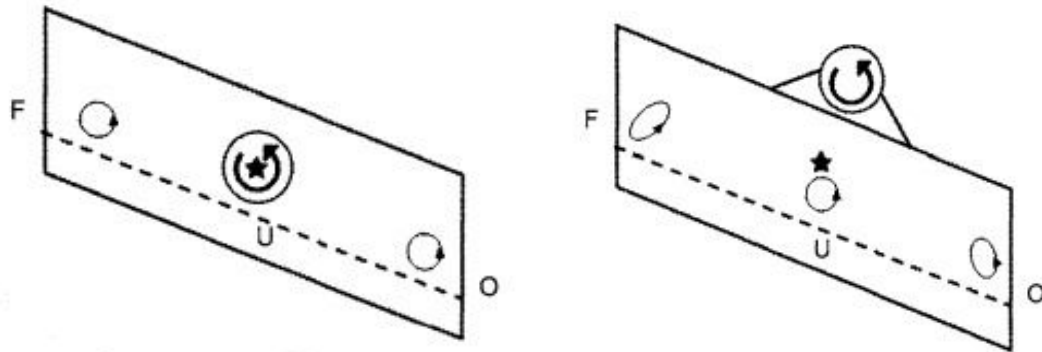
Fuente: Derrick®.

2.3.2 Tipo de movimiento

Movimiento circular (Un solo eje)

Cuando el eje del harnero está ubicado justamente en el centro de gravedad del equipo, se forma un movimiento circular (figura 2.14), pero en ocasiones el eje puede colocarse por encima o por debajo del centro del equipo, ocasionando un movimiento elíptico hacia adelante en la zona cercana a la alimentación, lo que ayuda a mover el material de forma rápida de la zona inicial, lo que ayuda a disminuir el tamaño del lecho, luego cuando el material esta cercano al centro del equipo, el movimiento va cambiando de forma gradual a un movimiento circular, lo que ralentiza el flujo de mineral, permitiendo que las partículas finas puedan ser clasificadas, finalmente el movimiento cambia de manera gradual a un movimiento elíptico hacia atrás, lo que ralentiza aún más el flujo y permite que las partículas cercanas a la apertura puedan ser clasificadas (figura 2.14)(Wills et al., 2006).

Figura 2.14. a) Esquema de movimiento circular, b) Esquema de movimiento elíptico.



b) Movimiento circular

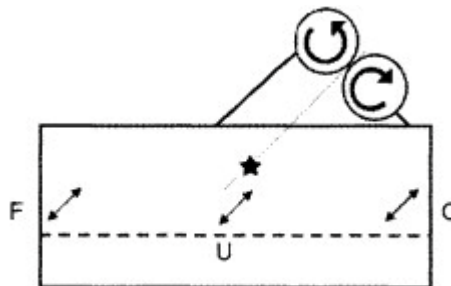
a) Movimiento elíptico

Fuente: Wills et al., 2006.

Movimiento lineal (Doble eje)

El movimiento lineal se logra utilizando excitadores mecánicos que tienen pesos desbalanceados que giran en direcciones opuestas (figura 2.15). Con este tipo de movimiento el harnero puede ser instalado de manera vertical e incluso con una pequeña pendiente. (Wills et al., 2006)

Figura 2.15. Esquema de movimiento lineal

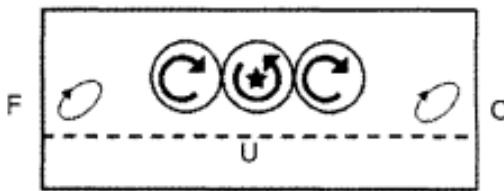


Fuente: Wills et al., 2006.

Movimiento ovalado (Triple eje)

Se induce un movimiento elíptico mediante 3 excitadores mecánicos, los cuales están conectados mediante engranajes y uno de ellos es accionado (figura 2.16). Este tipo de configuración tiene como beneficio la posibilidad de funcionar de manera horizontal y en harneros banana, además de ofrecer un movimiento elíptico, logrando una mayor capacidad y eficiencia.

Figura 2.16. Esquema de movimiento elíptico con 3 ejes.



Fuente: Wills et al., 2006.

2.3.3 Eficiencia clasificación harneado

La eficiencia de clasificación es la capacidad que tiene el equipo para clasificar el tamaño de mineral dependiendo del tamaño de corte requerido. La eficiencia depende del largo del harnero (cantidad de intentos para pasar), el tamaño de la partícula, el diámetro del alambre, la abertura de la malla. La eficiencia se puede medir por el sobre-tamaño (oversize) y bajo-tamaño (undersize). A partir de un balance de masa (ecuación 2.24) es posible calcular la eficiencia de un harnero (figura 2.17), asumiendo que F es la alimentación fresca, C es el sobre-tamaño y U es el bajo-tamaño.

$$F = C + U \quad (2.24)$$

Para realizar el balance de gruesos (ecuación 2.25), se puede realizar mediante las fracciones en peso de cada flujo, donde f es la fracción en peso de la alimentación, c es la fracción en peso del sobre-tamaño y u es la fracción en peso del bajo-tamaño.

$$Ff = Cc + Uu \quad (2.25)$$

Respectivamente el balance de finos se realiza con la diferencia de 1 menos la fracción en peso del sobre-tamaño (ecuación 2.26).

$$F(1 - f) = C(1 - c) + U(1 - u) \quad (2.26)$$

A partir de resolver las ecuaciones anteriores se puede obtener:

$$\frac{C}{F} = \frac{f - u}{c - u} \quad (2.27)$$

$$\frac{U}{F} = \frac{c - f}{c - u} \quad (2.28)$$

También se puede obtener la recuperación de mineral de sobre-tamaño en la malla de sobre-tamaño, la cual sería:

$$\frac{Cc}{Ff} = \frac{c(f - u)}{u(c - u)} \quad (2.29)$$

De igual manera se puede obtener la recuperación del bajo-tamaño.

$$\frac{Uu}{Ff} = \frac{(1 - u)(c - f)}{(1 - f)(c - u)} \quad (2.30)$$

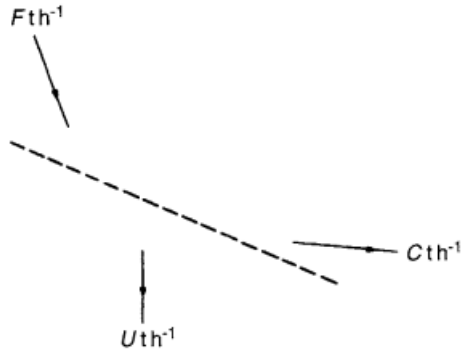
Estas ecuaciones permiten calcular la capacidad del harnero de separar las partículas gruesas de la finas y de igual manera, al contrario. Al combinar ambas ecuaciones (2.29 y 2.30) se puede obtener la eficiencia de todo el sistema.

$$E = \frac{c(f - u)(1 - u)(c - f)}{f(1 - f)(c - u)^2} \quad (2.31)$$

Asumiendo que la cantidad de gruesos en undersize es baja, se puede decir que $u=0$.

$$E = \frac{c - f}{c(1 - f)} \quad (2.32)$$

Figura 2.17. Balance masas de una malla del harnero.



Fuente: Wills et al., 2006

2.3.4 Modelo matemático para harneros.

El modelo ocupado para el harnero Derrick, es la curva de Plitt, donde se relaciona la eficiencia con los parámetros m y d_{50}

$$E_i^c = 1 - \exp \left[-0.693 \left(\frac{d_i}{d_{50}^c} \right)^m \right] \quad (2.33)$$

Para poder relacionar los parámetros al funcionamiento del harnero Derrick, es necesario encontrar una ecuación que relacione el porcentaje de sólidos y el flujo de alimentación del harnero, de tal manera que se obtienen las siguientes ecuaciones con regresión lineal de múltiples variables (cabe destacar que es aplicable solo para este caso de estudio).

$$m = 10,45 - 0,1019 \%S - 0,00726 F \quad (2.34)$$

$\%S$ = Porcentaje de solidos en alimentación (%)

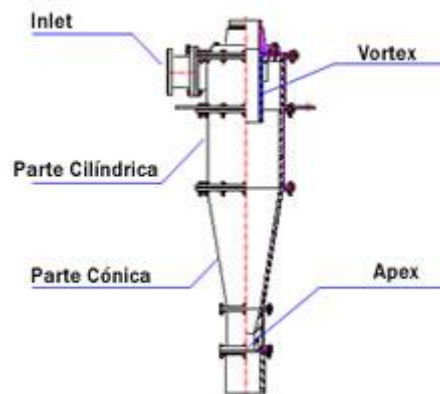
F = Flujo de alimentación en toneladas secas (ton)

$$d_{50}^c = 71,16 + 26,34 m \quad (2.35)$$

2.4 Hidrociclón.

El hidrociclón es un equipo mecánico de clasificación simple, ya que no cuenta con partes móviles. El hidrociclón posee forma cilíndrica cónica, el cual varía dependiendo de la cantidad de flujo con el que será alimentado, por lo que varía desde unos pocos milímetros a diámetros de 33" (el más grande utilizado en la industria). El hidrociclón también cuenta con una entrada para el flujo llamada inlet, una salida para el rebalse llamada vortex y una salida para la descarga llamada ápex (figura 2.18)(Magne & Titichoca, 2011).

Figura 2.18. Esquema de hidrociclón (fuente: Magne & Titichoca, 2011) .



fuentes: Magne & Titichoca, 2011

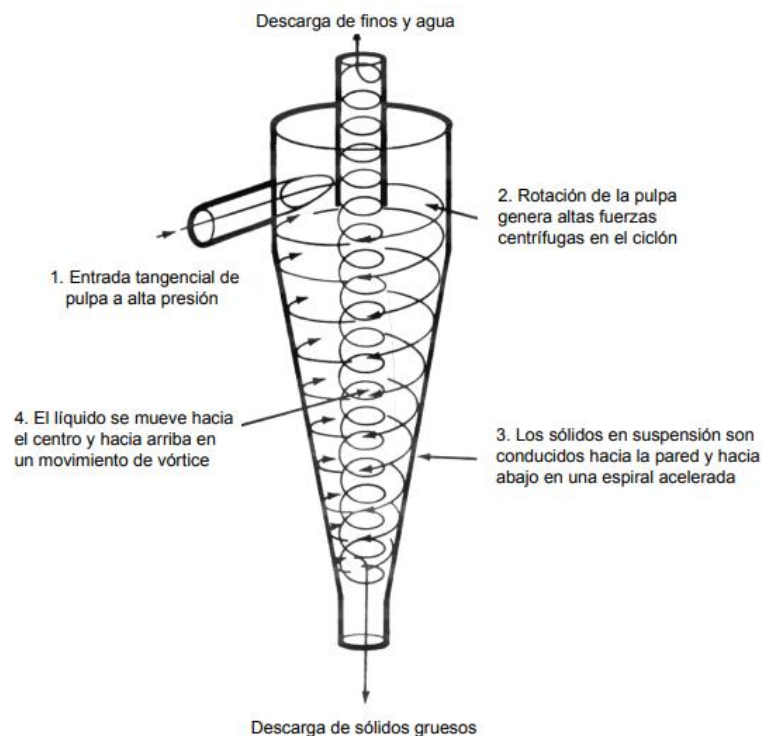
En el procesamiento de minerales los hidrociclones son fabricados con cuerpos metálicos revestidos por elastómeros (normalmente caucho), e incluso cuando el mineral es muy abrasivo, se utilizan revestimientos cerámicos reemplazables (Magne & Titichoca, 2011).

Para el funcionamiento del hidrociclón, es necesario el uso de potencia externa, la cual es proporcionada normalmente por una bomba centrífuga en operación continua.

2.4.1 Principio de funcionamiento del hidrociclón.

El principio de funcionamiento del hidrociclón se basa en el actuar de la fuerza centrífuga en la zona cónico-cilíndrica. El flujo toma una trayectoria rotacional producto de la inyección tangencial del fluido al interior del hidrociclón. Debido al movimiento rotacional, se genera una zona de baja presión en el eje vertical del equipo, provocando una columna ascendente de aire, por lo que las partículas se ven afectada por 2 fuerzas opuestas, una en dirección hacia la periferia del equipo, producto de la fuerza centrífuga y otra, hacia el interior del equipo, producto del arrastre del fluido que se mueve hacia el interior del hidrociclón. El movimiento se puede traducir como una espiral dentro de otra espiral (figura 2.19) (Magne & Titichoca, 2011)

Figura 2.19. Esquema de movimiento dentro de un hidrociclón.

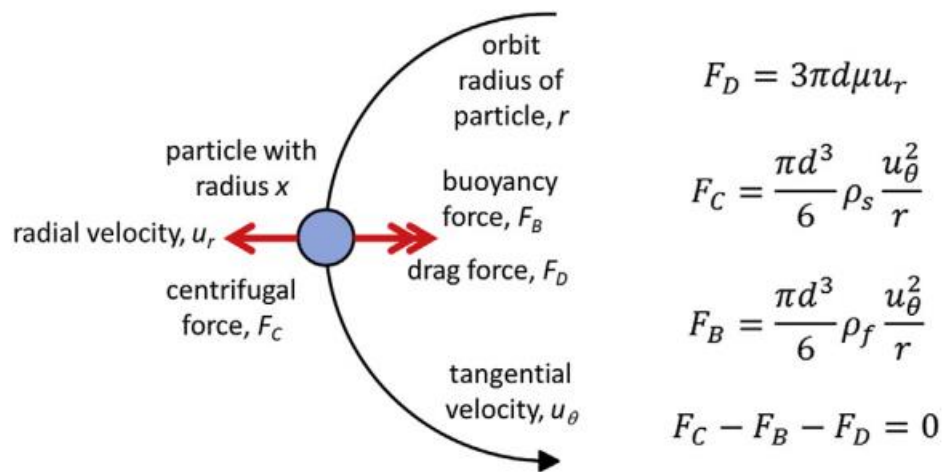


Fuente: Magne & Titichoca, 2011 .

Como se ha mencionado previamente, el proceso de salida del mineral presenta dos posibles trayectorias, las cuales están determinadas por factores como la forma,

tamaño y densidad del mineral, la velocidad de entrada del fluido, el diámetro del equipo, entre otros parámetros. Para comprender este fenómeno, es posible realizar un análisis de equilibrio de fuerzas, como se ilustra en la Figura 2.20. En este análisis, se identifican tres fuerzas principales: la fuerza centrífuga (F_C), que actúa hacia las paredes del hidrociclón y afecta a las partículas grandes y/o de alta densidad; la fuerza de arrastre (F_D), que incide sobre las partículas más pequeñas, y otra fuerza relacionada con la flotabilidad, la cual está influenciada por la densidad del fluido (Aldrich, 2015).

Figura 2.20. Equilibrio de fuerzas sobre una partícula circular en el seno del hidrociclón

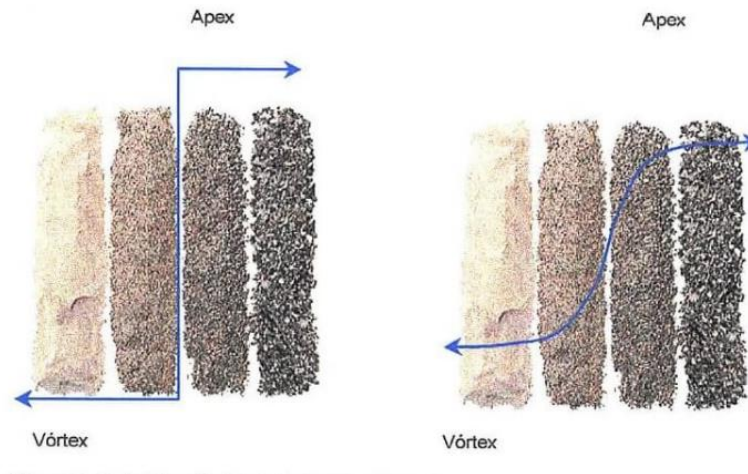


Fuente: Aldrich, 2015.

2.4.2 Eficiencia de clasificación.

En un equipo ideal todas las partículas mayores a cierto tamaño deberían clasificarse y salir por la descarga, y las partículas inferiores a este tamaño deberían verse reflejadas en el rebalse, pero esto no ocurre en la realidad. La clasificación de un hidrociclón, al igual que cualquier equipo de clasificación, no es perfecta (figura 2.21).

Figura 2.21. Representación gráfica de la eficiencia de clasificación, izquierda) clasificación ideal, derecha) clasificación real.



La eficiencia de clasificación del hidrociclón puede ser determinada a partir de obtener las curvas de partición real y corregida, también conocidas como curvas de eficiencia real y corregida. La manera de poder obtener la eficiencia de manera practica es a través de calcular la fracción de gruesos que estaban en la alimentación y fueron a la descarga (ecuación 2.36).

$$E_i = \frac{U * u_i}{A * a_i} \quad (2.36)$$

Donde:

E_i = Eficiencia real para el tamaño i .

U = Flujo masico de la descarga.

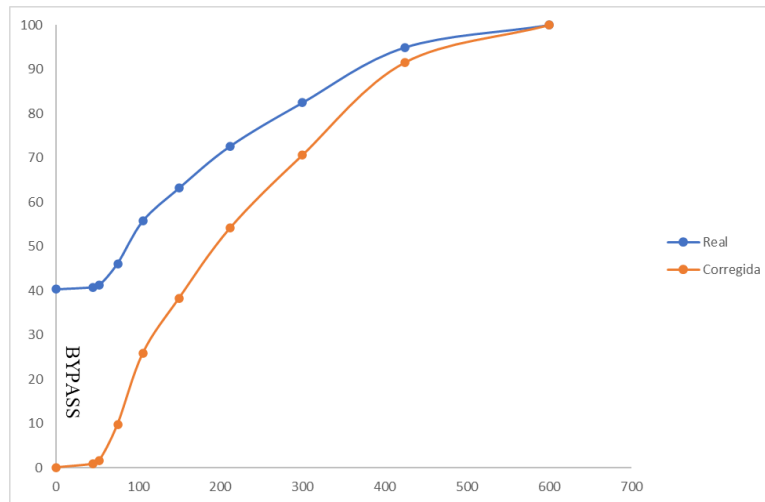
U_i = Fracción en peso en rebalse del tamaño i .

A = Flujo másico de alimentación.

A_i = Fracción en peso en alimentación del tamaño i .

Si bien puede ser calculado de esa manera, existe un fenómeno llamado bypass o cortocircuito, esto ocurre debido a que las partículas finas son arrastradas a la descarga, por lo tanto, no son clasificadas, es por ello que la curva de eficiencia real no es 0 para las partículas más finas (figura 2.22).

Figura 2.22. Ejemplo de curva de partición real y corregida.



Fuente: Elaboración propia.

La eficiencia puede corregida teniendo en cuenta este bypass, ajustando la curva de la siguiente manera:

$$E_i^c = \frac{E_i - Bp}{100 - Bp} \quad (2.37)$$

Donde:

E_i^c = Eficiencia corregida.

Bp =Bypass.

2.4.3 Variables que afectan a la eficiencia

La eficiencia de clasificación de un hidrociclón está sujeta a un gran número de variables que afectan a la manera de clasificar. Estas variables pueden ser de origen geométrico u operacionales (Magne & Titichoca, 2011).

Las variables geométricas, se refiere, a las distintas dimensiones que puede tener un equipo, las cuales van influir de distinta manera sobre el tamaño de corte, estas variables pueden ser ajustables o esta sujetas a restricciones debido al dimensionamiento de la planta.

- **Diámetro del hidrociclón:** El diámetro de hidrociclón tiene influencia en la cantidad de fuerza g que aplica, es lógico pensar que, para hidrociclones más

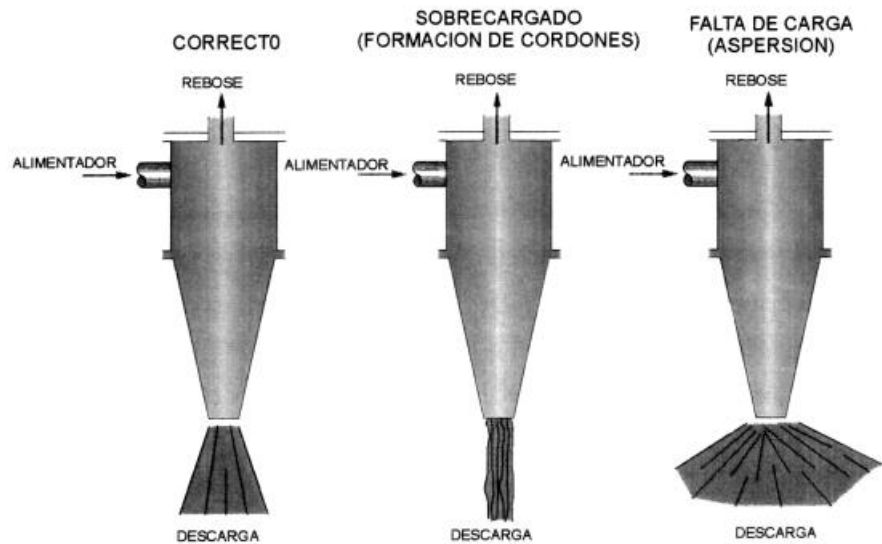
pequeños, la cantidad de fuerza centrífuga aumenta, como se puede observar en la figura 2.20, la fuerza centrífuga es inversamente proporcional al radio, es decir, para radios más pequeños, el hidrociclón podrá clasificar partículas más finas.

- **Diámetro del vortex:** El diámetro del vortex es una de las variables más importantes, ya que, para un hidrociclón de diámetro y presión fija, el variar el tamaño del vortex puede alterar o influenciar el tamaño de corte, d_{50} , donde a un mayor vortex corresponde a un rebalse más grueso. El vortex debe tener una longitud tal que esté por debajo del extremo interior de la alimentación, y por encima del extremo inferior de la parte cilíndrica. Fuera de este rango, d_{50} tiende a hacerse más grande.
- **Área de entrada:** El área de entrada determina la velocidad de entrada de la pulpa, es por ello que es uno de los factores que gobiernan la velocidad tangencial en los diversos radios del hidrociclón. Un incremento en el área de entrada conlleva a un incremento del flujo de alimentación. Reducir el área se tendrá una capacidad similar, junto con un incremento en la caída de presión, lo cual se puede explicar con la ecuación 2.39, donde al mantener un caudal similar, la velocidad debería aumentar en el momento que el área sea más pequeña.

$$Q = A * V \quad (2.38)$$

- **Diámetro del Ápex:** Este diámetro determina la capacidad de tratamiento de sólidos en un hidrociclón y el porcentaje de sólidos en la descarga. El núcleo de aire central del hidrociclón se vuelve inestable cuando el hidrociclón descarga en forma de “cordón”. La descarga tipo cordón es cuando el ápex se sobrecarga con sólidos gruesos o cuando se ahoga inadvertidamente (figura 2.23), debido a esto, las partículas más gruesas son forzadas al interior de la corriente del rebalse.

Figura 2.23. Tipos de descarga de un hidrociclón.



Fuente: Magne & Titichoca, 2011 .

- **Angulo del cono:** Un ángulo de cono pequeño tiende a reducir el tamaño de separación, aunque la nitidez de la separación puede ser afectada de forma negativa. Incrementar el ángulo del cono tiene una influencia inversa. La acción del cono es comprimir los sólidos gruesos hacia el centro para obtener un producto concentrado en la descarga.
- **Longitud de la sección cilíndrica:** Un incremento en la longitud de la sección cilíndrica produce una separación más fina, probablemente porque es en esta zona donde las partículas gruesas que han sido forzadas hacia el eje por las paredes del cono son removidas.

Las variables operacionales son aquellos parámetros que se pueden medir, controlar o manipular durante el proceso, estas variables pueden ser específicas sobre el tipo del mineral, es decir, no se pueden manipular.

- **Viscosidad interna/densidad de la pulpa:** La viscosidad de la pulpa interna está directamente relacionada con la densidad de la pulpa interna, de tal manera que, al aumentar la densidad, de igual manera lo hará la viscosidad. Se puede llegar a un punto crítico, donde la viscosidad de la pulpa aumenta severamente debido a cambios pequeños en la densidad. Un **incremento** en la viscosidad del flujo del rebalse aplica grandes fuerzas de arrastre en las partículas, llevando en el producto del rebalse partículas gruesas y pesadas.
- **Porcentaje de sólidos en la alimentación:** Esta directamente relacionada con la viscosidad/densidad de la pulpa interna, por lo que es una medida importante de medir.
- **Presión de alimentación:** Para poder aumentar la capacidad de tratamiento del hidrociclón, es necesaria más energía, por lo que aumenta la caída de presión. Esta energía requerida da a la pulpa cierta velocidad angular, esta velocidad angular genera una fuerza centrífuga la cual llevara a las partículas más gruesas hacia la pared, afectando de esta forma al tamaño d_{50} .
- **Densidad específica de los sólidos:** La fuerza centrífuga está relacionada con la densidad específica de la partícula, de tal manera que, para un mismo tamaño, 2 especies minerales distintas podrían clasificarse de manera diferente.
- **Distribución de los tamaños de alimentación:** Debido a que la molienda es el último proceso de reducción de tamaño, el producto que entregue tendrá efecto directo en el d_{50} , ya que el hidrociclón solo clasifica, por lo que, si tenemos una alimentación gruesa, obtendremos un producto grueso, el mismo comportamiento ocurrirá si tenemos una alimentación fina.

2.4.4 Modelo de hidrociclón.

En la literatura existen varias correlaciones empíricas, buscando responder al comportamiento del hidrociclón al conocer ciertas variables operacionales. Ejemplos de estas formulaciones son el trabajo de T.C. Rao y A.J. Lynch de Australia (“Modelling And

Scale-up Of Hydrocyclone Classifiers”, XL Int. Min. Proc. Congress II, 1-25, 1975. También el libro “Mineral crushing and grinding circuits, Elsevier, New York, 1977), la investigación de L.R.Plitt en Estados Unidos (“A Mathematichal Model for the Hydrocyclone Classifier”, CIM Bulletin, p. 144, Diciembre 1976) y las correlaciones propuestas por el CIMM en Chile (Sepulveda & Gutierrez, 1976). Siendo muy similares en naturaleza, se buscará explicar el último modelo mencionado, ya que se ocupa en la herramienta de Molycop Tools.

En lo modelos anteriormente mencionados se, definen la función de partición o clasificación de los ciclones (definida como la recuperación en peso de la descarga del ciclón para cada fracción de tamaño en la alimentación, mal llamada eficiencia de clasificación) es descompuesta en 2 efectos:

Una alimentación directa de pulpa de alimentación al corto circuito de la descarga y la clasificación corregida de un hipotético ciclón sin corto circuito puede ser expresada como sigue:

$$E_i = B_{pf} + (1 - B_{pf})E_i^c \quad (2.39)$$

Donde:

E_i = Eficiencia de la clasificación actual del ciclón (partición fraccional) para partículas de tamaño d_i .

E_i^c = Eficiencia de clasificación corregida del ciclón para partículas de tamaño d_i , excluyendo la pulpa en el corto circuito.

B_{pf} = Fracción de la pulpa de alimentación cortocircuito que pasa directamente a la descarga.

El modelo CIMM, en esencia es una variación del modelo de Plitt, la cual consiste en 5 correlaciones empíricas, derivadas en 1983, a partir de un extensivo programa experimental bajo ciertas geometrías del ciclón y condiciones operacionales.

Correlación 1: Presión de alimentación al ciclón.

$$H = a_1 \frac{Q^{1.46} \exp(-7.63\phi + 10.79\phi^2)}{(DC)^{0.20} h^{0.15} (DI)^{0.51} (DO)^{1.65} (DU)^{0.53}} \quad (2.40)$$

Donde:

H = Presión de alimentación al ciclón, expresada en el equivalente en pies de pulpa alimentada.

Q = Flujo de volumétrico de alimentación al ciclón, m^3/h .

ϕ = Fracción de sólidos en la alimentación del ciclón, en volumen.

DC = Diámetro del ciclón, en pulgadas.

h = Altura libre del ciclón, definida como la distancia desde el fondo del vortex hasta la parte superior del ápex, en pulgadas.

DI = Diámetro de inlet del ciclón (en caso de ser rectangular, buscar área equivalente), en pulgadas.

DO = Diámetro del vortex del ciclón, en pulgadas.

DU = Diámetro del ápex, en pulgadas.

a_1 = Constante determinada a partir de algunos datos iniciales de muestreo.

Correlación 2: Tamaño de corte corregido, d_{50}^c .

El tamaño d_{50}^c es definido como el tamaño donde las partículas tienen un 50% de probabilidad de ir al rebalse o a la descarga, basada en la curva de eficiencia corregida:

$$d_{50}^c = a_2 \frac{(DC)^{0.44} (DI)^{0.58} (DO)^{1.91} \exp(11.12\phi)}{(DU)^{0.80} h^{0.37} Q^{0.44} (\rho_s - 1)^{0.5}} \quad (2.41)$$

Donde:

ρ_s = Densidad de sólidos, g/cm^3 .

a_2 = Constante que se obtiene de manera similar que a_1 .

Correlación 3: Flujo de partición.

$$S = \frac{Q_U}{Q_O} = a_3 \frac{h^{0.19} \left(\frac{DU}{DO}\right)^{2.64} \exp(-4.33\phi + 8.77\phi^2)}{H^{0.54} (DC)^{0.38}} \quad (2.42)$$

Donde S (también llamado como la carga circulante húmeda) es la relación de flujo volumétrico de la descarga y el rebalse. De igual manera a_3 se obtiene de manera similar a a_1 y a_2 .

Correlación 4: Eficiencia de clasificación corregida.

$$E_i^c = 1 - \exp\left[-0.693 \left(\frac{d_i}{d_{50}^c}\right)^m\right] \quad (2.43)$$

Donde el conocido como parámetro de Plitt (m), se puede correlacionar de la siguiente forma.

$$m = \exp[a_4 - 1.58S/(S + 1)][(DC)^2H/Q]^{0.15} \quad (2.44)$$

De igual manera a_4 se obtiene de manera similar a las otras constantes.

Correlación 5: Cortocircuito de pulpa.

El modelo CIMM contribuye con una quinta correlación respecto a la fracción de pulpa que hace cortocircuito (B_{pf}), también conocido como bypass, es decir, que pasa a la descarga del hidrociclón. Se realiza una relación directa entre el bypass de pulpa (B_{pf}) y el bypass de agua (B_{pw}).

$$B_{pf} = \lambda B_{pw} \quad (2.45)$$

Donde λ es una constante de correlación directa, como a_1 , a_2 , a_3 y a_4 , donde el bypass de agua se puede correlacionar de la siguiente forma.

$$B_{pw} = \frac{\frac{S}{S+1} + \phi R_s^c}{1 - \phi[1 - \lambda(1 - R_s^c)]} \quad (2.46)$$

Donde R_s^c es la recuperación total en peso hipotética con la eficiencia actual fuera la eficiencia corregida, estaría dada por:

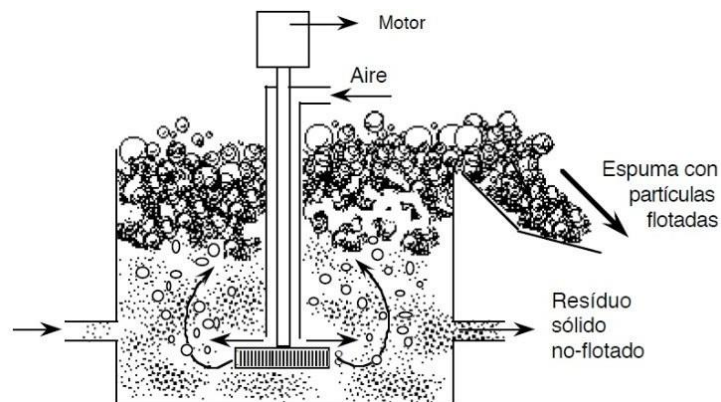
$$R_s^c = \sum_{i=1}^n f_i E_i^c \quad (2.47)$$

Donde f_i representa la fracción en peso de cada tamaño de partícula d_i en la alimentación al ciclón.

2.5 Flotación

La flotación es un proceso de concentración de minerales, mediante el uso de propiedades físico-químicas de la superficie de los minerales. La separación se produce debido a la afinidad con el agua, donde es importante destacar que la gran mayoría de los minerales son hidrofílicos, lo cual significa que tienen gran afinidad por el agua, por tanto, es necesario suministrar reactivos que provoquen un ángulo de contacto más pronunciado o, en otras palabras, volver el mineral hidrofóbico.

Figura 2.24. Representación de la flotación.



Fuente: Salanger & Forginiarini de Guedez, 2007

2.5.1 Reactivos de flotación

- Colectores:** Sustancia orgánica que tiene como finalidad volver hidrofóbica la superficie del mineral. Existen distintos tipos de colectores que tienen comportamientos diferentes, por ejemplo, existen colectores que se adsorben en la superficie del mineral debido a una reacción química (quimiadsorción) o mediante atracción electrostática (adsorción física), de igual manera pueden ser catiónicos u aniónicos (Kelly & Spottiswood) (figura 2.25).

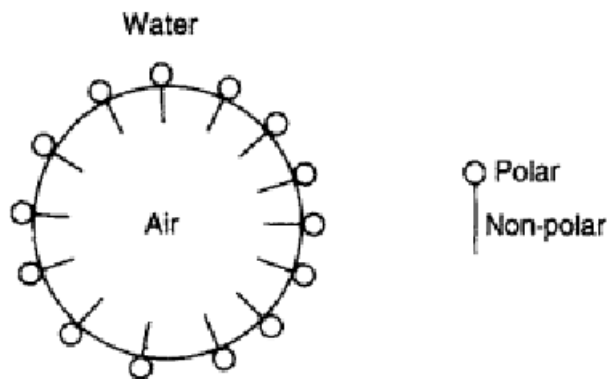
Figura 2.25. Tipos de colectores

	Reactivo	Fórmula
ANIÓNICOS	Alquilmercaptano	$R-SH$
	Alquil ditiocarbonato (Xentato)	$R-O-C \begin{matrix} \diagup S \\ \diagdown S^- \end{matrix} Na^+$
	Dialquil disulfuro (Dixantógeno)	$R-O-C \begin{matrix} \diagup S \\ \diagdown S \end{matrix} - S - \begin{matrix} \diagup S \\ \diagdown S \end{matrix} C-O-R'$
	Formilatos de xentógeno	$R-O-C \begin{matrix} \diagup S \\ \diagdown O \end{matrix} - S - C \begin{matrix} \diagup O \\ \diagdown O \end{matrix} -O-R'$
	Dialquil ditiocarbamato	$R'-N \begin{matrix} \diagup C \\ \diagdown S^- \end{matrix} Na^+$
	Dialquil tionocarbamato	$R-O-C \begin{matrix} \diagup S \\ \diagdown N \end{matrix} \begin{matrix} H \\ R' \end{matrix}$
	Tiocarbamuro	$\text{C}_6\text{H}_5-N \begin{matrix} \diagup C \\ \diagdown S \end{matrix} -N \begin{matrix} H \\ \text{C}_6\text{H}_5 \end{matrix}$
	Mercaptobenzotiazolo	$\text{C}_6\text{H}_4 \begin{matrix} \diagup N \\ \diagdown S \end{matrix} \begin{matrix} \diagup O \\ \diagdown S^- \end{matrix} Na^+$
	Dialquil difosfato	$R-O \begin{matrix} \diagup P \\ \diagdown O \end{matrix} \begin{matrix} \diagup S \\ \diagdown S^- \end{matrix} Na^+$
	Carboxilato (ácido graso)	$R-C \begin{matrix} \diagup O \\ \diagdown O \end{matrix} -O^- H^+$
	Alquilsulfato	$R-O-S \begin{matrix} \diagup O \\ \diagdown O \end{matrix} -OH$
	Alquil aril sulfonato (sulfonato de petróleo)	$R-C_6H_4-S \begin{matrix} \diagup O \\ \diagdown O \end{matrix} -OH$
	CATIÓNICOS	Amina primaria
Amina cuaternaria		$R''-N \begin{matrix} \diagup R''' \\ \diagdown R^+ \end{matrix} Cl^-$

Fuente: Kelly & Spottiswood

- **Espumantes:** Consiste en reactivos que cuentan con una cabeza polar orientada hacia la fase líquida y una cola de hidrocarburos orientada hacia la fase gas (figura 2.26). El espumante busca reducir la tensión superficial de la burbuja, por lo que ayuda a que tenga mayor estabilidad y además de producir burbujas más pequeñas.

Figura 2.26. Adhesión de espumante en burbuja.



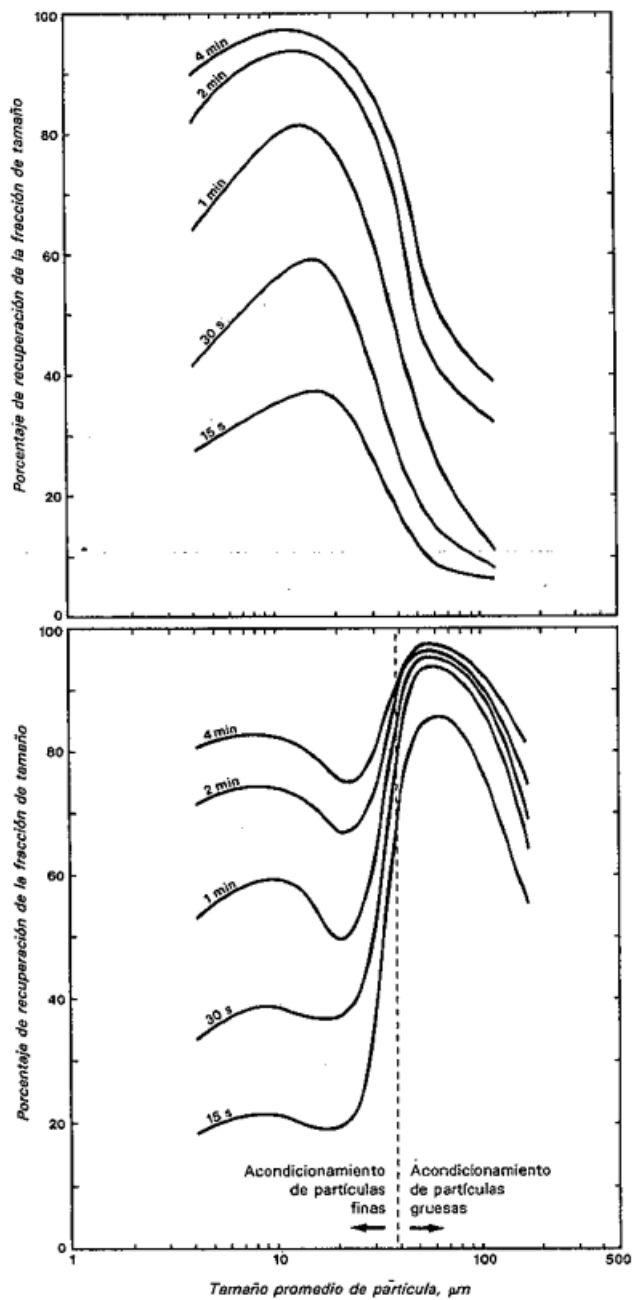
Fuente: Wills et al., 2006

- **Modificadores:** La tarea de los modificadores es cambiar las condiciones físico-químicas del sistema para mejorar la eficacia del proceso de flotación. Dentro de la categoría de reactivos modificadores se incluyen sustancias dispersantes, tanto de origen orgánico como inorgánico, depresantes tanto inorgánicos como orgánicos, y reactivos que regulan el pH, como la cal y el ácido sulfúrico. Además, se encuentran los activadores, que abarcan reactivos sulfidizantes, surfactantes catiónicos, cationes polivalentes, entre otros.

2.5.2 Variables que afectan al proceso.

- **Granulometría de la mena:** La distribución de tamaños de las partículas es crucial para facilitar el proceso de flotación. Se ha observado que la recuperación tiende a disminuir en partículas muy finas o muy gruesas, ya que resulta desafiante lograr una interacción estable entre la partícula y la burbuja en ambos casos (Kelly & Spottiswood) (figura 2.27).

Figura 2.27. Recuperación por tamaños.



Fuente: Kelly & Spottiswood

- **Densidad de la pulpa o porcentaje de sólidos:** Esta variable, que se establece durante la molienda y clasificación, afecta el tiempo que el mineral permanece en las distintas etapas del circuito de flotación, así como su capacidad. Generalmente,

en la flotación Rougher se opera con un porcentaje de sólidos entre el 30% y el 45% en peso, mientras que en las etapas de limpieza se suele disminuir el porcentaje de sólidos (Plaza, E., 2015, 13 mayo).

- **Aireación y acondicionamiento de la pulpa:** El acondicionamiento de los reactivos, que implica el tiempo que estos interactúan con la pulpa para lograr una acción óptima en el proceso, es crucial. Algunos reactivos, como la cal, se añaden durante la molienda, mientras que otros, como ciertos colectores, se introducen directamente en el cajón de descarga de los molinos. La aireación de la pulpa en la celda, controlada por el operador de la planta, juega un papel relevante al acelerar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación metalúrgica o de la ley del elemento útil (Plaza, E., 2015, 13 mayo).
- **Calidad de agua utilizada:** En muchas plantas concentradoras, se emplean mezclas de agua fresca con agua recuperada de los espesadores para reducir el consumo de agua fresca. Sin embargo, el agua recirculada puede contener reactivos que afectan la flotación (Plaza, E., 2015, 13 mayo).
- **pH:** El pH es la variable de control más utilizada en el proceso de flotación debido a su impacto crucial en la recuperación, selectividad y depresión de minerales como la pirita. En la flotación de cobre, el control del pH se realiza comúnmente mediante el uso de cal (Plaza, E., 2015, 13 mayo).
- **Tiempo de residencia:** La duración del proceso de flotación varía según las características del material alimentado y diversas variables asociadas. Optimizar los circuitos de flotación implica determinar los tiempos óptimos de residencia de partículas minerales en cada etapa, lo cual se logra mediante pruebas cinéticas de flotación y la aplicación de criterios para encontrar los tiempos de residencia óptimos en el circuito (Plaza, E., 2015, 13 mayo).

- **Tipo y dosificación de reactivos:** Como se mencionó previamente, los reactivos en el proceso se dividen en colectores, espumantes y modificadores, cada uno desempeñando funciones específicas para mejorar la eficiencia del proceso. No obstante, es esencial añadir estos reactivos en dosis adecuadas, ya que un exceso o déficit podría afectar negativamente la concentración de minerales por flotación (Plaza, E., 2015, 13 mayo).

2.6. Simulación de Montecarlo

El nombre de simulación de Montecarlo está inspirado en el Casino de Montecarlo en Mónaco, esto debido a que consiste en resolver un problema mediante la invención de juegos al azar, cuyo comportamiento simula algún fenómeno real gobernado por una distribución de probabilidad. Técnicamente hablando consiste en un proceso estocástico numérico, en otras palabras, es una secuencia de estados los cuales evolucionan a partir de sucesos aleatorios (Illana, 2013).

2.6.1. Ejemplo básico de simulación de Montecarlo.

Considerando un círculo de radio igual R dentro de un cuadrado (Figura 2.28) , se dejan caer 100 puntos. Conociendo el área de ambas figuras, se puede afirmar que:

$$\text{área del círculo} = \pi R^2 \quad (2.48)$$

$$\text{área del cuadrado} = 4R^2 \quad (2.49)$$

$$\frac{\text{área del círculo}}{\text{área del cuadrado}} = \frac{\pi}{4} \quad (2.50)$$

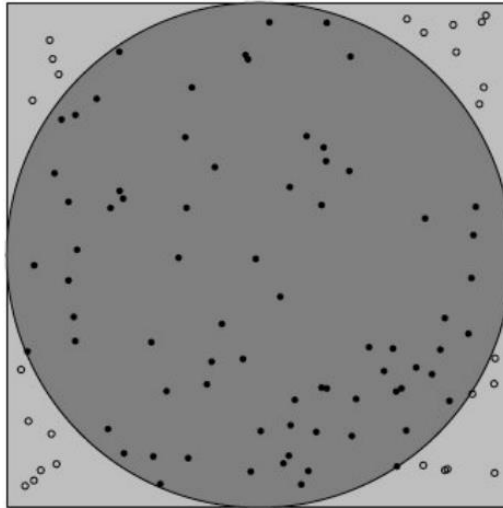
Por lo tanto, se puede afirmar que la cantidad de puntos que cayeron dentro del círculo, dividida por la cantidad total de puntos, debe ser igual a ser π sobre 4 . Se asume que 78 de los 100 puntos cayeron dentro del círculo.

$$\frac{78}{100} = \frac{\pi}{4} \quad (2.51)$$

$$\pi = 4 * \frac{78}{100} = 3,16 \quad (2.52)$$

Si bien el resultado no es realmente el valor de π , se acerca bastante

Figura 2.28. Ilustración aproximada del problema.



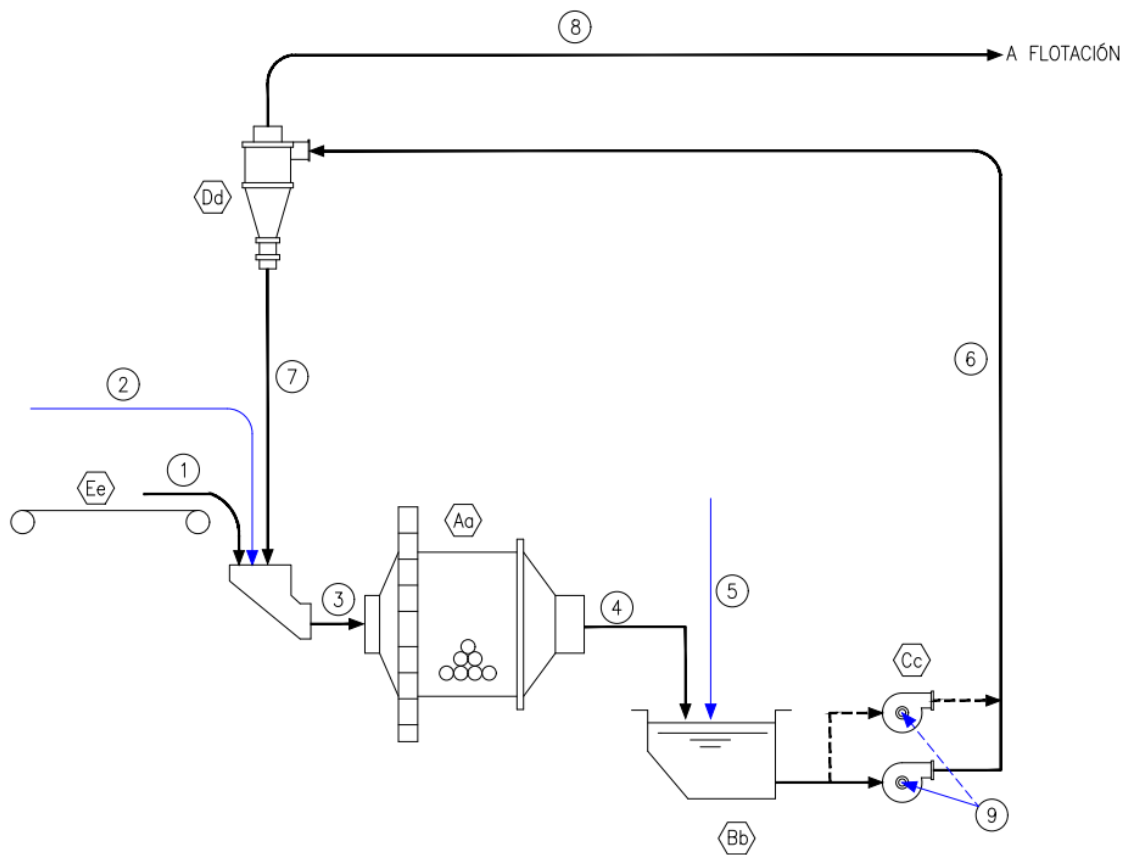
Fuente: Illana, 2013

CAPITULO III. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL.

3.1 Circuitos a evaluar.

Para llevar a cabo una evaluación exhaustiva de la optimización del área de molienda, fue crucial comparar tres configuraciones de circuito diferentes. En primer lugar, se consideró el escenario base, el cual consistió en un circuito de molienda cerrado directo, en el que una batería de hidrociclones actúa como clasificador. Esta configuración tradicional se ilustra en la figura 3.1 y representa el punto de partida para el análisis.

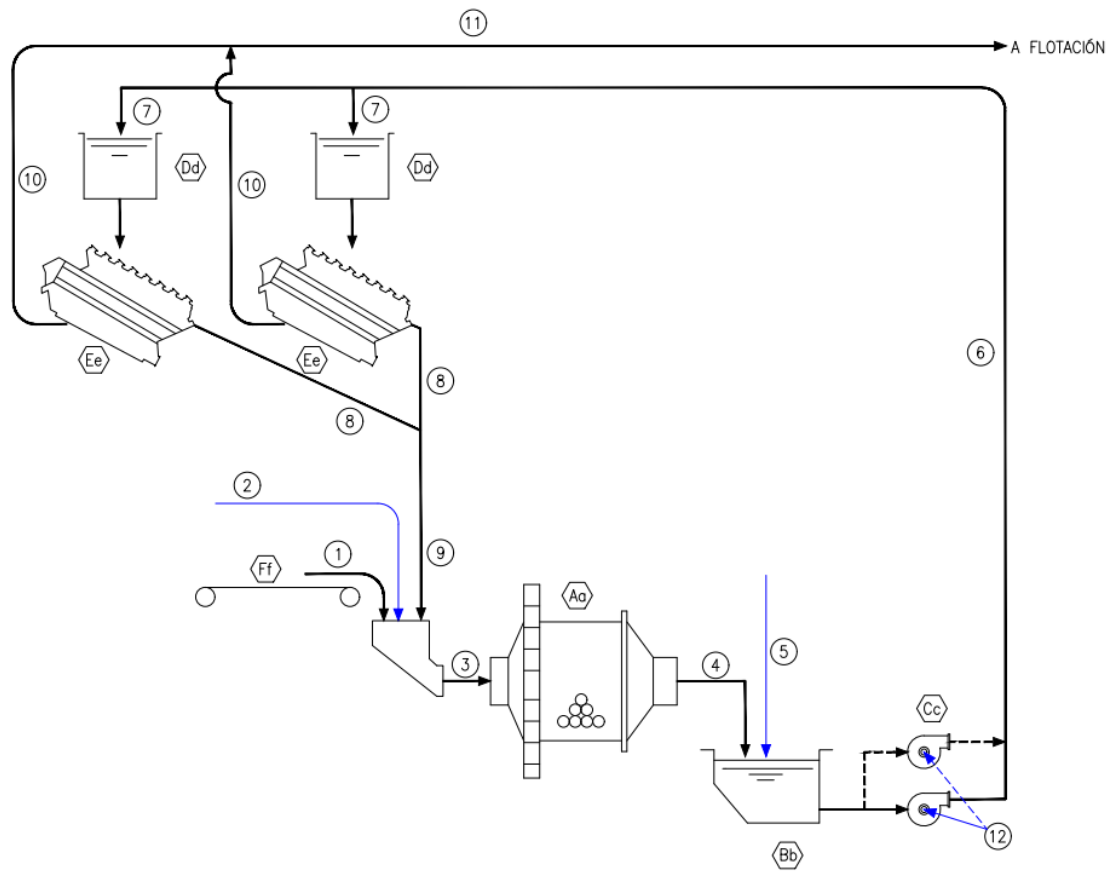
Figura 3.1. Circuito cerrado directo con hidrociclón.



Fuente: Elaboración propia.

En segundo lugar, se examinó la viabilidad de reemplazar completamente los hidrociclones con un número variable de harneros vibratorios de alta frecuencia. Este escenario, mostrado en la figura 3.2, busca determinar si los harneros vibratorios pueden ofrecer una eficiencia de clasificación superior a los hidrociclones, al tiempo que reducen el consumo energético y mejoran la calidad del producto final.

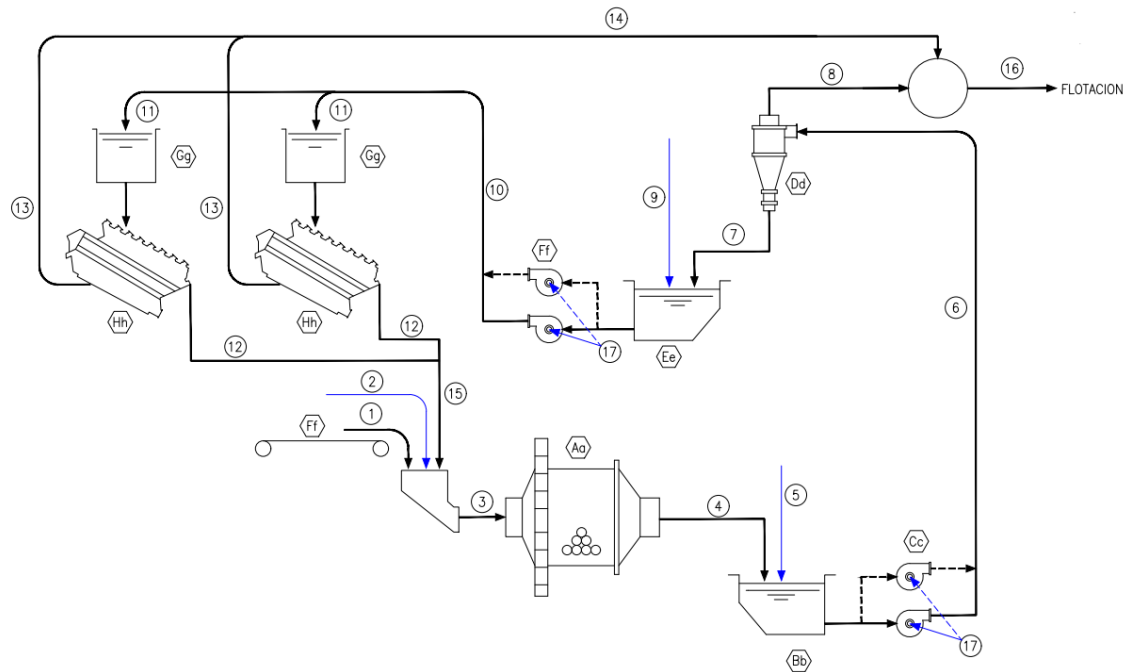
Figura 3.2. Circuito cerrado directo con harnero vibratorio de alta frecuencia.



Fuente: Elaboración propia.

También se exploró una combinación de ambos clasificadores, en la que la descarga del hidrociclón se alimenta directamente al harnero vibratorio de alta frecuencia. Esta configuración híbrida, representada en la figura 3.3, tiene el potencial de combinar las ventajas de ambos sistemas, optimizando tanto la capacidad de procesamiento como la eficiencia de separación de partículas. Cada una de estas configuraciones fue analizada en detalle, evaluando su rendimiento en términos de eficiencia energética, capacidad de procesamiento, calidad del producto final y costos operativos. Este enfoque comparativo permitió identificar la opción más adecuada para optimizar el área de molienda, considerando tanto los beneficios técnicos como los económicos.

Figura 3.3. Circuito cerrado directo con hidrociclón y harnero vibratorio de alta frecuencia (underflow).



Fuente: Elaboración propia.

Y finalmente Derrick propuso un nuevo circuito donde se clasifique el overflow del hidrociclón, donde las simulaciones fueron entregadas por la misma empresa, el circuito planteado se deja ilustrado en la figura 3.4.

La finalidad de estas simulaciones es múltiple. En primer lugar, se busca evaluar el efecto de cada configuración en el P_{80} , que es el tamaño de partícula en el que el 80% del material ha pasado por la malla correspondiente. Además, se pretende analizar la carga circulante, que es un indicador de la eficiencia del proceso de molienda y clasificación. Finalmente, se evaluará la recuperación Rougher, que mide la eficiencia del primer paso de flotación en la recuperación de minerales valiosos. Con estos análisis, se pudo identificar las configuraciones que maximizaron la eficiencia operativa y económica del proceso de molienda, mejorando así el rendimiento global del sistema.

3.2 Recolección de datos.

Para el modelo simplificado de molienda, es necesario conocer los datos de la tabla 3.1.

Tabla 3.1. Datos necesarios para poder modelar.

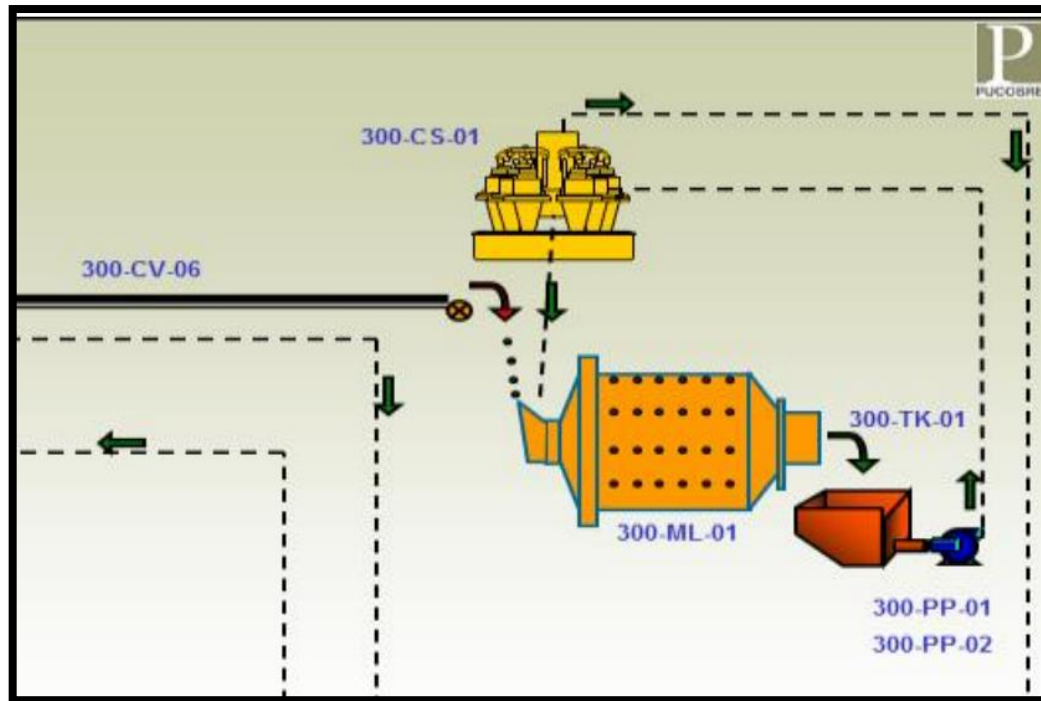
Datos	Unidad
Diámetro interno efectivo del molino	pies
Largo efectivo del molino	pies
Nivel de bolas del molino	%
Potencia de trabajo	kW
Tonelaje de alimentación fresca	t/h
Números de hidrociclones en operación	
Diámetro de hidrociclón	pulg.
Altura del hidrociclón	pulg.
Inlet del hidrociclón	pulg.
Vortex del hidrociclón	pulg.
Ápex del hidrociclón	pulg.
Presión de alimentación	psi
Densidad real del mineral	t/m ³
Tamaño de bola de recarga.	mm
Granulometría alimentación fresca	%
Granulometría descarga del molino	%
Granulometría rebalse hidrociclón.	%
Granulometría descarga hidrociclón.	%
Porcentaje de sólidos de entrada a harnero	%
Flujo de alimentación a harnero	%
Granulometría de sobre tamaño de harnero	%
Granulometría de bajo tamaño de harnero	%

Fuente: Elaboración propia.

La recolección de datos se realizó mediante el muestreo del circuito 1 de molienda clasificación, específicamente en las correas 300-CV-06, en la descarga del molino y finalmente el rebalse y descarga del hidrociclón (figura 3.5).

Debido a la imposibilidad de poder obtener datos experimentales del harnero vibratorio de alta frecuencia, se opta por comunicarse directamente con Derrick, quienes a través de un modelo entregan las curvas solicitadas.

Figura 3.5. Esquema de circuito molienda-clasificación



Fuente: Extraído de diagrama de PuCobre.

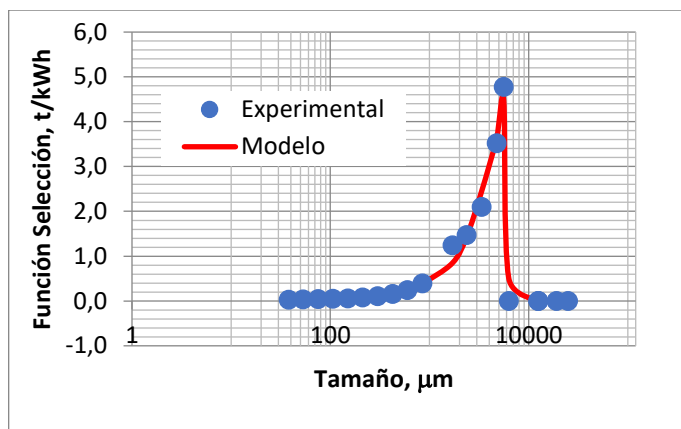
3.3 Modelado

Una vez obtenidos los datos necesarios, según lo establecido en la tabla 3.1, se procedió a aplicar los modelos teóricos propuestos. A continuación, se muestra cómo se modelaron los distintos equipos del circuito.

3.3.1. Modelado de molino

Para poder simular el molino se obtiene la función selección experimental utilizando la ecuación 2.24, una vez obtenido los valores obtenidos del muestreo, se utiliza la ecuación 2.12 para poder obtener los parámetros y de esa manera ajustar la función selección mediante solver al minimizar los residuos cuadráticos, lo que se puede ver reflejado en la figura 3.6 y tabla 3.2.

Figura 3.6. Gráfico de función selección experimental y modelada.



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.2. Valores S_i^E experimental y modelado

Tamaño (μm)	$S_i^E \text{ exp}$ (t/kWh)	$S_i^E \text{ mod}$ (t/kWh)
25000	0,0000	0,0000
19000	0,0000	0,0000
12500	0,0000	0,0012
6300	0,0000	0,5065
5600	4,7755	4,4816
4750	3,5168	3,6281
3350	2,0939	2,4434
2360	1,4691	1,4257
1700	1,2388	0,8456
850	0,3927	0,3851
600	0,2417	0,1727
425	0,1532	0,1012
300	0,1076	0,0594
212	0,0757	0,0347
150	0,0577	0,0204
106	0,0468	0,0119
75	0,0370	0,0070
53	0,0311	0,0041
38	0,0254	0,0024
0	0,0000	0,0000

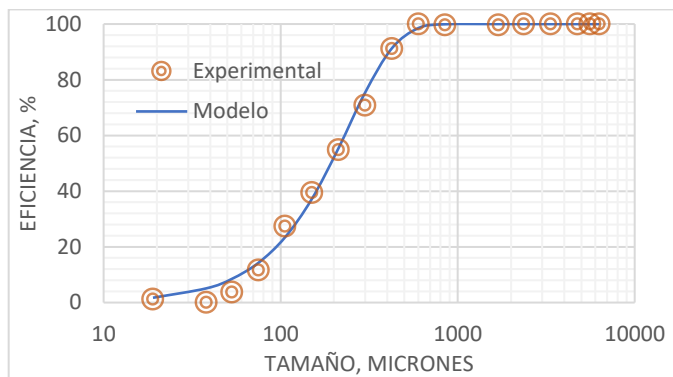
Fuente: Elaboración propia.

Como se puede observar, desde los 600 μm el valor de S_i^E modelado se aleja del valor experimental, afectando en la cantidad de fino que se genera, por lo que para fines del modelo se ocuparan los valores S_i^E experimental.

3.3.2 Modelado de hidrociclón

Para poder modelar el hidrociclón es necesario obtener los parámetros de las ecuaciones 2.41 hasta 2.43, de igual manera se debe ajustar la eficiencia corregida con la ecuación 2.44, de manera similar al modelar el molino, se deben minimizar los residuos cuadráticos con solver, lo cual se puede ver en la figura 3.7 y tabla 3.3.

Figura 3.7. Gráfico de eficiencia corregida experimental comparada con modelada



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.3. Valores eficiencia experimental y modelada.

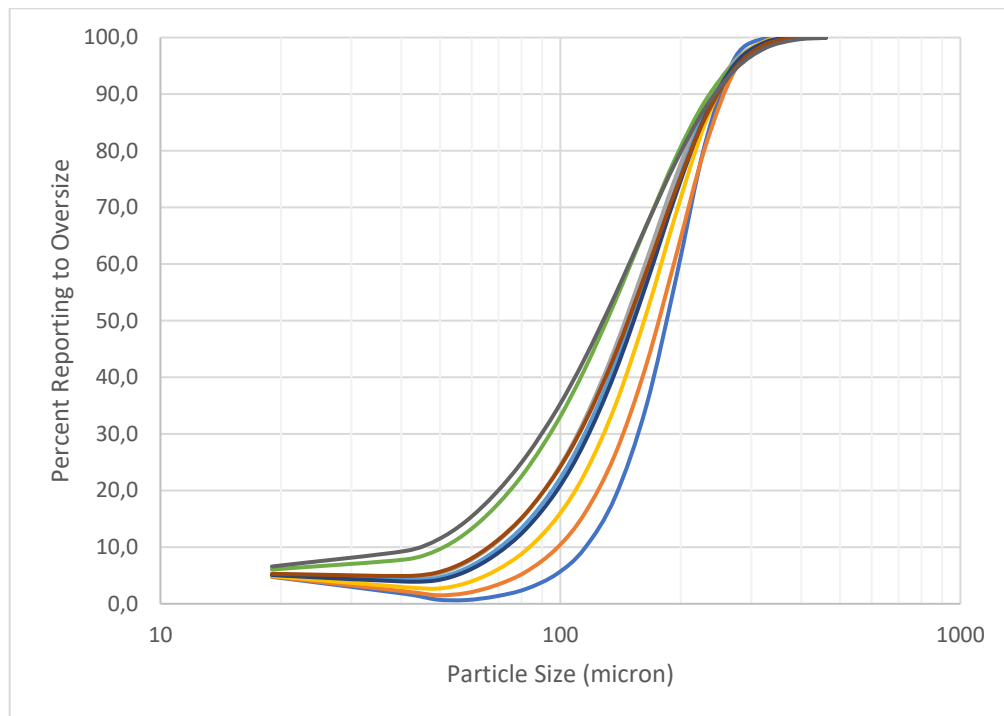
Tamaño (μm)	Eficiencia Corregida Experimental (%)	Eficiencia Corregida Modelo (%)
6300	100	100
5600	100	100
4750	100	100
3350	100	100
2360	100	100
1700	99,68	100
850	99,71	99,94
600	100,00	98,54
425	91,20	91,30
300	70,80	75,39
212	54,78	55,37
150	39,39	37,19
106	27,32	23,47
75	11,60	14,29
53	3,68	8,49
38	0,00	5,09
19	1,18	1,72

Fuente: Elaboración propia.

3.3.3 Modelado harneros

Debido a la imposibilidad de poder realizar pruebas experimentales, se solicitó a Derrick curvas granulométricas en distintas condiciones de flujo de alimentación y porcentaje de solidos de minerales similares al de PuCobre. Para poder obtener un comportamiento a partir de los 2 parámetros que se solicitaron, se utiliza la ecuación 2.34 en cada curva granulométrica, una vez obtenidos todos los parámetros “m” se realiza una regresión de múltiples variables, obteniendo así la ecuación 2.35, de igual manera se obtiene el comportamiento del d_{50} a partir del parámetro m, obteniendo la ecuación 2.36. La malla utilizada es de $200\mu\text{m}$.

Figura 3.8. Curvas enviadas por Derrick.



Fuente: Derrick

3.3.4 Modelado de circuitos

A continuación, se diseña cada uno de los circuitos utilizando Visual Basic en Excel, una herramienta que permite personalizar y ajustar múltiples parámetros clave para cada configuración.

En el circuito 1, se pueden ajustar varios parámetros críticos, como la alimentación fresca, el diámetro del Vortex, el diámetro del Apex y el porcentaje de sólidos en la

alimentación al hidrociclón. Estos ajustes permiten optimizar la eficiencia del circuito en función de las características específicas del mineral procesado y las condiciones operacionales.

En el modelo 2, que emplea harneros vibratorios, se pueden variar la alimentación fresca y el porcentaje de sólidos en la alimentación al harnero. Este enfoque permite evaluar cómo diferentes concentraciones de sólidos y tasas de alimentación afectan la eficiencia de clasificación y la calidad del producto final.

Finalmente, en el circuito 3, que combina hidrociclones y harneros vibratorios, se pueden ajustar todos los parámetros mencionados anteriormente. Esto ofrece una flexibilidad significativa para optimizar la configuración híbrida, combinando las ventajas de ambos tipos de clasificadores para maximizar el rendimiento del proceso.

Una vez definidos y calibrados los modelos, se procedió a realizar una simulación de Monte Carlo, abarcando al menos 200 casos distintos. Esta técnica estadística permite analizar la variabilidad y la incertidumbre en el proceso de molienda y clasificación, proporcionando una visión detallada de la granulometría bajo diversas condiciones operacionales. El objetivo principal de esta simulación es evaluar la distribución granulométrica en situaciones de recuperación máxima, promedio y mínima.

3.3.5 Consideraciones de Montecarlo.

Todas las variables se consideran como distribución normal, por lo que se considera como desviación estándar en el flujo de alimentación 2 toneladas por hora, el diámetro del apex en 1,5mm, el diámetro del vortex en 1mm y el porcentaje de sólidos de alimentación 2%. Estos valores son aproximados, ya que no suelen variar mucho las condiciones dentro de la operación, por ejemplo, la variación del apex y el vortex se considera producto del desgaste.

3.3.6 Perdidas por malla

Para evaluar el impacto de la granulometría en la recuperación, se solicitó el testigo del relave y la alimentación Rougher correspondientes a los días de muestreo. El primer paso en este proceso consistió en dividir la muestra, asegurando que aproximadamente 3 kg en total estén disponibles para los análisis químicos necesarios. Esta cantidad es crucial para obtener resultados representativos y precisos.

Tras pesar la muestra inicial, se procedió a deslamar el material utilizando una malla #325 (45 μ m). Este paso es esencial para eliminar los finos que podrían saturar las mallas durante los análisis subsecuentes. Los finos deslamados no deben ser descartados; en su lugar, deben ser cuidadosamente recuperados mediante el filtrado de la muestra, con el equipo que se ilustra en la figura 3.9. Este procedimiento garantiza que toda la fracción de finos sea considerada en el análisis final, evitando así sesgos en los resultados.

Una vez completado el proceso de deslamado, se procedió a la clasificación del mineral por tamaños utilizando una batería de tamices y un rotap. Este equipo permite una separación precisa del material en diferentes rangos de tamaños, lo cual es fundamental para evaluar la distribución granulométrica de manera detallada. Posteriormente, cada fracción de tamaño obtenida es sometida a un análisis químico. Este análisis tiene como objetivo identificar la concentración de minerales valiosos y finos en cada rango de tamaño, proporcionando información crucial sobre la eficiencia del proceso de molienda y clasificación.

Este enfoque permite una comprensión profunda de cómo la granulometría afecta la recuperación de minerales durante el proceso Rougher. Los datos obtenidos no solo ayudarán a optimizar las condiciones operacionales de los circuitos de molienda, sino que también proporcionarán información valiosa para mejorar la eficiencia global del proceso de recuperación de minerales, asegurando así una operación más rentable y sostenible.

Figura 3.9. Filtro de muestra



Fuente: Elaboración propia.

3.4 Preparación mecánica de muestras.

Con el fin de comparar los resultados del modelado con la realidad, se emplearon 25 kg de mineral propio de la empresa (MPSJ) y 12 kg de mineral Manto Cobrizo (MC). El proceso comenzó con la trituración del mineral utilizando un chancador Terminator (figura 3.10), asegurando que toda la muestra pase por una malla de #10 ASTM (1.700 μm). Este paso inicial es crucial para garantizar una granulometría uniforme antes de proceder a la molienda.

Una vez triturado el mineral, se utiliza un molino de laboratorio (figura 3.11) para reducir aún más el tamaño del material, procesando aproximadamente 3 kg por carga. Este paso de conminución es fundamental para alcanzar la granulometría deseada para los análisis subsecuentes y asegurar una distribución de tamaño adecuada para el deslamado y clasificación posterior.

Después de la molienda, el material se deslama en seco a través de la malla #325. Para evitar la saturación de las mallas con finos, se emplea una brocha durante este proceso, garantizando una separación efectiva de las partículas más finas. Este deslamado en seco es esencial para preparar la muestra para su posterior análisis sin perder material fino valioso.

Finalmente, el mineral se separa por tamaño utilizando una serie de tamices (#30, #40, #50, #70, #100, #150, #200, #270, # 325) y cada fracción se almacena en bolsas etiquetadas con la información correspondiente.

Figura 3.10. Chancador de laboratorio Terminator.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 3.11. Molino de Bond de laboratorio



Fuente: Elaboración propia.

3.5 Preparación de granulometrías y flotación de laboratorio.

Para llevar a cabo la flotación y comparar el comportamiento del modelado con la realidad, se utilizaron 1.425 g de mineral para alcanzar un 38% de sólidos en volumen en la celda de flotación (figura 3.12). En primer lugar, se debe construir la distribución granulométrica basada en los datos entregados por el modelado. Esto asegura que la muestra de mineral utilizada en el experimento sea representativa de las condiciones teóricas.

Después de agregar el mineral a la celda de flotación, se ajusta el pH de la mezcla hasta alcanzar un valor de 9,5. A continuación, se acondiciona la mezcla durante 5 minutos con la adición de 10 g/ton de F-503, que actúa como el colector primario. Este reactivo es esencial para aumentar la hidrofobicidad de las partículas minerales, facilitando su adhesión a las burbujas de aire.

Luego, se agrega 5 g/ton de Hostafloc LIB-K, que funciona como colector secundario, y se continúa acondicionando la mezcla. Posteriormente, se añaden 12 g/ton del espumante Nalflot, seguido de un acondicionamiento adicional de 3 minutos. El espumante es fundamental para estabilizar la espuma y mejorar la recuperación de las partículas minerales.

Una vez completada la etapa de acondicionamiento, se ajusta el nivel de aire hasta que la espuma se encuentre cerca del borde de la celda. A partir de este punto, se inicia la flotación, la cual se lleva a cabo durante 10 minutos. Durante este periodo, es importante paletear la espuma cada 10 segundos para asegurar una recuperación uniforme y eficiente de los minerales. Además, se debe incrementar gradualmente el flujo de aire hasta alcanzar un valor de 15 L/min, además de ir agregando agua para mantener el nivel, optimizando así la generación de burbujas y la eficiencia de la flotación.

Figura 3.12. Celda de flotación de laboratorio



Fuente: Elaboración propia.

CAPITULO IV. RESULTADOS.

4.1 Resultados obtenidos de muestreo

A partir del muestreo se obtuvieron los datos de la tabla 4.1, debido a que se tomó muestra en 2 situaciones distintas, algunos valores tienen rango.

Tabla 4.1. Valores obtenidos en muestreo.

Datos	Valor	Unidad
Diámetro interno efectivo del molino	12,2	pies
Largo efectivo del molino	17,2	pies
Nivel de bolas del molino	30	%
Potencia de trabajo	1100	kW
Tonelaje de alimentación fresca	80-100	t/h
Números de hidrociclones en operación	2	
Diámetro de hidrociclón	20	pulg.
Altura del hidrociclón	70	pulg.
Inlet del hidrociclón	6,25	pulg.
Vortex del hidrociclón	6	pulg.
Ápex del hidrociclón	3,62	pulg.
Presión de alimentación	6,5-7,0	psi
Densidad real del mineral	3	t/m3
Tamaño de bola de recarga.	77	mm
Granulometría alimentación fresca	-	%
Granulometría descarga del molino	-	%
Granulometría rebalse hidrociclón.	-	%
Granulometría descarga hidrociclón.	-	%
Porcentaje de sólidos de entrada a harnero	64	%
Flujo de alimentación a harnero	-	%
Granulometría de sobre tamaño de harnero	-	%
Granulometría de bajo tamaño de harnero	-	%

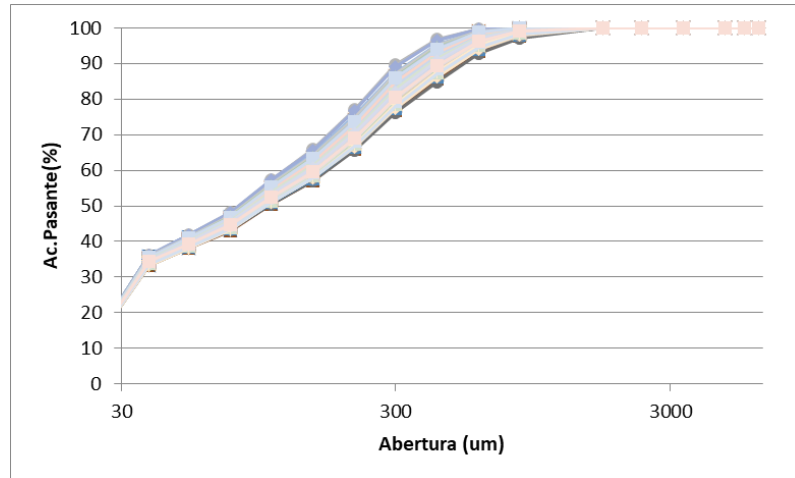
Fuente: Elaboración propia

4.2 Resultados metalúrgicos de circuitos.

Para todos los circuitos se destacaron 3 casos a partir de las simulaciones de Montecarlo, los cuales fueron, caso mínimo, promedio y máximo (respecto a la recuperación). Se deja ilustrado a manera de gráfica las curvas generadas en las 200 simulaciones para cada circuito y condición. Se puede observar en la figura 4.1 las curvas obtenidas para las simulaciones con hidrociclón, donde se aprecia un desplazamiento de las curvas producto de las variaciones en los parámetros del hidrociclón, mientras que en la figura 4.2 se puede observar como las variaciones al trabajar con harneros es menor, además de presentar una mejor granulometría en todos sus simulaciones, de igual manera en la figura 4.3 presenta mejoras en la granulometría en todos sus casos. Se puede realizar el mismo análisis para las figuras 4.4 hasta la 4.6 con mineral propio.

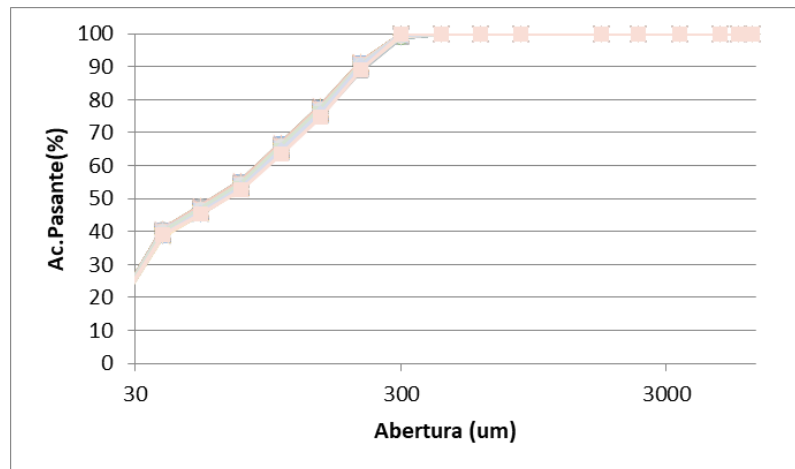
Para poder conocer la recuperación en cada una de las simulaciones se ocupan los resultados de las perdidas por malla para cada condición (figura 4.7)

Figura 4.1. 200 simulaciones para caso base con mezcla de mineral



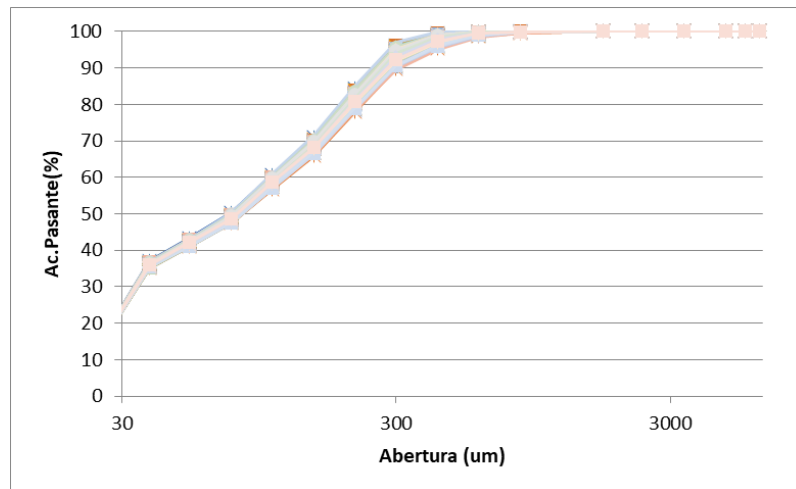
Fuente: Elaboración propia

Figura 4.2. 200 simulaciones para caso con harnero vibratorio de alta frecuencia con mezcla de mineral



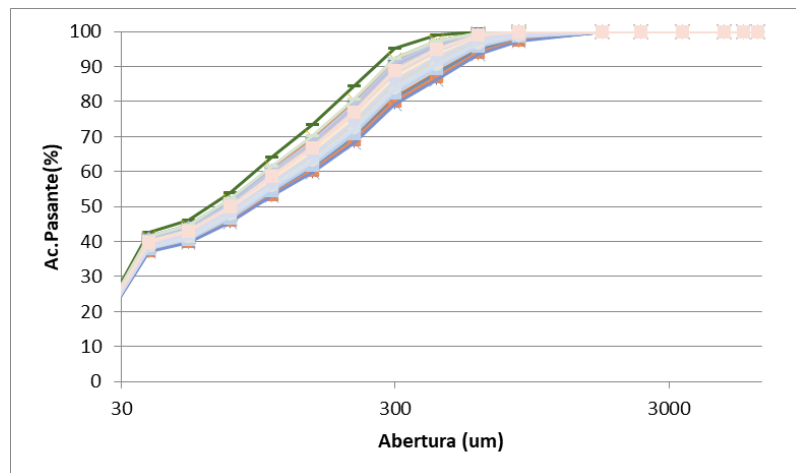
Fuente: Elaboración propia.

Figura 4.3. 200 simulaciones para caso híbrido con mezcla de mineral.



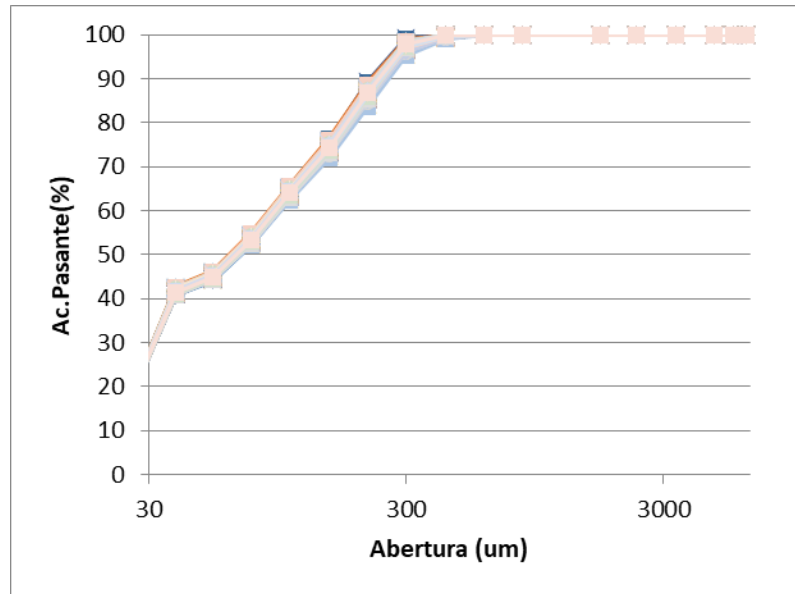
Fuente: Elaboración propia.

Figura 4.4. 200 simulaciones para caso base con mineral propio.



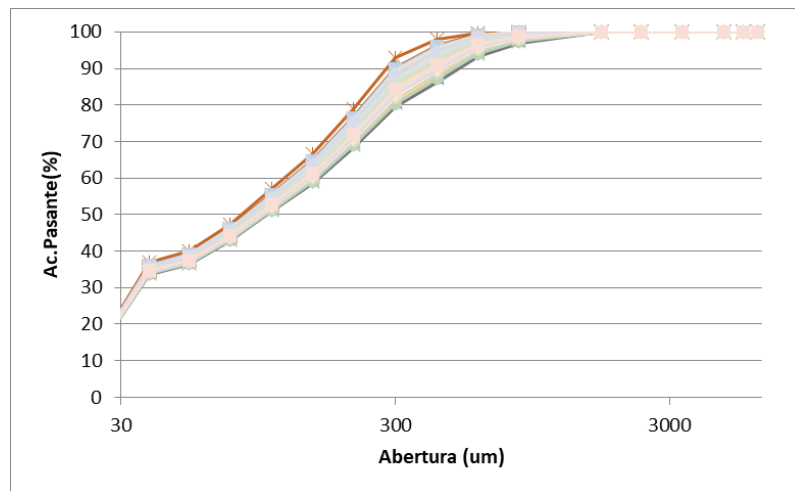
Fuente: Elaboración propia.

Figura 4.5. 200 simulaciones para caso con harnero vibratorio de alta frecuencia mineral propio.



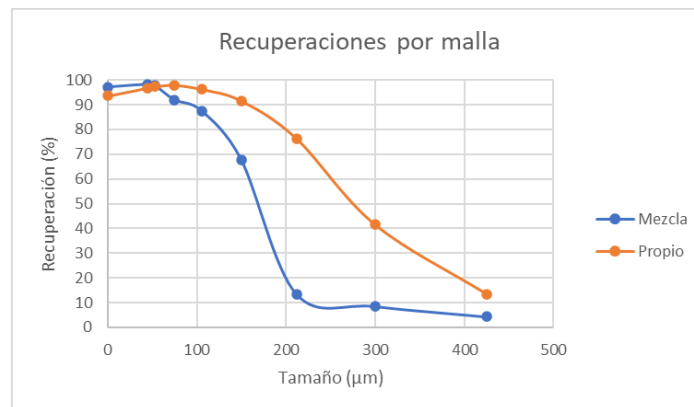
Fuente: Elaboración propia.

Figura 4.6. 200 simulaciones para híbrido mineral propio.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 4.7. Recuperaciones por malla.



Fuente: Elaboración propia.

4.2.1. Circuito con batería de hidrociclones.

Condición de recuperación mínima (Hidrociclón).

En las tablas 4.2 y 4.3 se observan los casos en donde la recuperación fue mínima, en el primer caso que llamaremos mezcla de mineral, se obtuvo una recuperación de 86,98%, con un P_{80} de 240,75 µm y una carga circulante de 255%, mientras tanto en el segundo, al cual identificaremos como mineral propio, se logró una recuperación de 91,88%, con un P_{80} de 286,73 µm y carga circulante de 348%. Cabe señalar que al tratar mineral de Manto Cobrizo se suele experimentar una caída en la recuperación, producto de la mineralogía del mineral, es por ello que la recuperación con mezcla de mineral es menor que cuando se trabaja con mineral propio.

Tabla 4.2. Caso recuperación mínima con mezcla de mineral (Hidrociclón).

	Mezcla mineral (Mínimo)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	81,73	290,14	290,14	290,14	208,41	81,73
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	73,00	73,00	65,60	76,43	48,18
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,95	1,95	1,78	2,04	1,47
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	27,49	204,02	204,02	248,86	133,73	115,13
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	81,97	397,45	397,45	442,28	272,67	169,61
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,25	107,31	107,31	152,15	64,26	87,88
AGUA CAJON, t/h	0,00	42,80	0,00	44,83	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE, %	255					
RECUPERACIÓN, %	86,98					
P80, μm	240,75					
#200, %	47,88					

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.3. Caso recuperación mínima con mineral propio(Hidrociclón).

	Mineral propio (Mínimo)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	100,67	451,31	451,31	451,31	350,64	100,67
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	77,50	77,50	70,50	75,93	56,43
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	2,07	2,07	1,89	2,03	1,60
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	33,86	281,46	281,46	339,28	228,00	111,28
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	100,97	582,34	582,34	640,16	461,77	178,39
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,30	131,03	131,03	188,85	111,12	77,72
AGUA CAJON, t/h	0,00	19,60	0,00	57,82	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE, %	348					
RECUPERACIÓN, %	91,88					
P80, μm	286,73					
#200, %	46,23					

Fuente: Elaboración propia.

Condición de recuperación promedio (Hidrociclón).

En las tablas 4.4 y 4.5 se observan los casos más probables de recuperación, cuando se procesa mineral propio de la empresa con un 20% de Manto Cobrizo, se obtuvo en promedio una recuperación de 87,33%, con un P₈₀ de 233,31 μm y una carga circulante de 256%, mientras tanto en el segundo caso (100% mineral propio) se logró una recuperación de 92,06%, con un P₈₀ de 277,91 μm y carga circulante de 354%. Se puede observar un aumento de 0,34% en la recuperación para el primer caso y 0,24% en el segundo caso, de igual manera no se ve un aumento significativo en la carga circulante.

Tabla 4.4. Caso recuperación promedio con mezcla de mineral (Hidrociclón).

	Mezcla mineral (Promedio)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	80,00	285,13	285,13	285,13	205,13	80,00
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	73,00	73,00	65,00	76,26	47,15
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,95	1,95	1,76	2,03	1,46
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	26,91	200,50	200,50	248,57	132,25	116,32
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	80,24	390,58	390,58	438,66	269,00	169,66
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,24	105,46	105,46	153,53	63,87	89,66
AGUA CAJON, t/h	0,00	41,34	0,00	48,07	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE, %	256					
RECUPERACIÓN, %	87,33					
P80, μm	233,31					
#200, %	48,66					

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.5. Caso recuperación promedio con mineral propio (Hidrociclón).

	Mineral propio (Promedio)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	98,86	449,11	449,11	449,11	350,25	98,86
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	77,50	77,50	69,75	75,51	54,90
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	2,07	2,07	1,87	2,01	1,58
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	33,25	280,09	280,09	344,51	230,33	114,18
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	99,16	579,49	579,49	643,92	463,83	180,08
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,30	130,39	130,39	194,81	113,58	81,23
AGUA CAJON, t/h	0,00	16,50	0,00	64,42	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE, %	354					
RECUPERACIÓN, %	92,06					
P80, μm	277,91					
#200, %	47,00					

Fuente: Elaboración propia.

Condición de recuperación máxima (Hidrociclón).

En las tablas 4.6 y 4.7 se ven representada los casos donde la recuperación fue la máxima, en el primer caso fue de 87,74%, un aumento de 0,76% comparado con el caso mínimo, mientras que en el segundo caso la recuperación fue de 92,97%, siendo un aumento de 1,09% comparado con el caso mínimo. En el escenario con mezcla de mineral, la carga circulante aumenta 27%, mientras que, para el caso con mineral propio, la carga

circulante aumenta 105%. La variable P_{80} disminuye 19,18 μm para el primer caso y 54,9 μm para el segundo caso.

Tabla 4.6. Caso recuperación máxima con mezcla de mineral (Hidrociclón).

	Mezcla mineral (Máximo)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	80,40	307,82	307,82	307,82	227,42	80,40
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	73,00	73,00	64,00	76,73	43,56
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,95	1,95	1,74	2,05	1,41
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	27,04	216,45	216,45	275,75	144,77	130,98
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	80,64	421,66	421,66	480,96	296,38	184,58
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,24	113,85	113,85	173,15	68,96	104,18
AGUA CAJON, t/h	0,00	44,64	0,00	59,30	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE, %	283					
RECUPERACIÓN, %	87,74					
P_{80} , μm	221,57					
#200, %	49,34					

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.7. Caso recuperación máxima con mineral propio (Hidrociclón).

	Mineral propio (Máximo)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	98,91	546,57	546,57	546,57	447,67	98,91
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	77,50	77,50	65,00	74,64	41,01
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	2,07	2,07	1,76	1,99	1,38
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	33,27	340,87	340,87	476,50	301,29	175,21
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	99,21	705,26	705,26	840,88	599,73	241,15
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,30	158,68	158,68	294,31	152,07	142,24
AGUA CAJON, t/h	0,00	6,32	0,00	135,63	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	453					
RECUPERACIÓN	92,97					
P_{80}	231,83					
#200	49,82					

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2. Circuito con harneros Derrick

Condición de recuperación mínima (Derrick)

En las tablas 4.8 y 4.9 se observan los escenarios con recuperaciones mínimas con el harnero Derrick. En el primer caso, la recuperación fue de 90,26% con un P₈₀ de 170,69 μm y una carga circulante de 225%, mientras que en el segundo caso se obtuvo una recuperación de 93,66%, con un P₈₀ de 197,15 μm y una carga circulante de 354%. Lo más destacable de esto es que, a pesar de ser la condición donde la recuperación fue la más baja de los 200 escenarios, contienen aproximadamente entre 2,52% y 3,28% más en la recuperación cuando se trata mineral propio con 20% de Manto Cobrizo, por otra parte, cuando se trata 100% mineral propio, la recuperación aumenta entre 0,89%-1,78%, sin embargo, se observa que el porcentaje de sólidos para alimentar a la flotación son muy bajas.

Tabla 4.8. Caso recuperación mínima con mezcla mineral (Derrick).

	Mezcla mineral (Mínimo)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Oversize	Undersize
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	82,74	268,61	268,61	268,61	185,88	82,74
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	70,00	70,00	48,35	73,53	27,33
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,88	1,88	1,48	1,96	1,22
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	27,83	204,66	204,66	376,47	128,86	247,61
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	82,99	383,73	383,73	555,54	252,78	302,77
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,25	115,12	115,12	286,93	66,90	220,03
AGUA CAJON, t/h	0,00	47,97	0,00	171,81	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	225					
RECUPERACIÓN	90,26					
P80	170,69					
#200	53,05					

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.9. Caso recuperación mínima con mineral propio (Derrick).

	Mineral propio (Mínimo)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Oversize	Undersize
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	103,31	468,62	468,62	468,62	365,31	103,31
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	77,50	77,50	56,86	75,77	30,21
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	2,07	2,07	1,61	2,02	1,25
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	34,75	292,26	292,26	511,75	238,62	273,13
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	103,62	604,68	604,68	824,16	482,16	342,00
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,31	136,05	136,05	355,54	116,85	238,69
AGUA CAJON, t/h	0,00	18,90	0,00	219,49	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	354					
RECUPERACIÓN	93,66					
P80	197,15					
#200	51,67					

Fuente: Elaboración propia.

Condición de recuperación promedio (Derrick)

En la tabla 4.10 y 4.11 se pueden ver reflejados la simulación donde la recuperación fue el promedio de los 200 casos. En el primer caso se puede observar que en promedio se obtendría una recuperación de 90,63%, un P₈₀ de 165,47 μm y una carga circulante de 276%, mientras que en el segundo caso se obtuvo una recuperación promedio de 94,04%, un P₈₀ de 178,90 μm y una carga circulante de 377%.

Tabla 4.10. Caso recuperación promedio con mezcla de mineral (Derrick).

	Mezcla mineral (Promedio)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Oversize	Undersize
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	82,83	311,15	311,15	311,15	228,35	82,83
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	70,00	70,00	52,66	74,65	29,06
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,88	1,88	1,54	1,99	1,24
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	27,86	237,07	237,07	383,47	153,65	229,82
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	83,08	444,50	444,50	590,90	305,88	285,04
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,25	133,35	133,35	279,75	77,54	202,22
AGUA CAJON, t/h	0,00	55,56	0,00	146,40	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	276					
RECUPERACIÓN	90,63					
P80	165,47					
#200	53,85					

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.11. Caso recuperación promedio con mineral propio (Derrick).

	Mineral propio (Promedio)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Oversize	Undersize
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	100,10	477,89	477,89	477,89	377,79	100,10
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	70,74	70,74	52,58	65,68	30,00
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,89	1,89	1,54	1,78	1,25
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	33,67	357,00	357,00	590,26	323,33	266,93
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	100,40	675,59	675,59	908,85	575,19	333,66
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,30	197,70	197,70	430,96	197,40	233,56
AGUA CAJON, t/h	0,00	0,00	0,00	233,26	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	377					
RECUPERACIÓN	94,04					
P80	178,90					
#200	53,48					

Fuente: Elaboración propia.

Condición de recuperación máxima (Derrick)

En las tablas 4.12 y 4.13 se observan los escenarios con recuperaciones máximas con el harnero Derrick. En el primer caso, la recuperación fue de 90,89% con un P₈₀ de 161,77 μm y una carga circulante de 283%, mientras que en el segundo caso se obtuvo una recuperación de 94,26%, con un P₈₀ de 166,37 μm y una carga circulante de 353%.

Tabla 4.12. Caso recuperación máxima con mezcla de mineral (Derrick).

	Mezcla mineral (Máxima)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Oversize	Undersize
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	80,29	307,19	307,19	307,19	226,90	80,29
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	73,00	73,00	58,88	74,77	36,79
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,95	1,95	1,65	1,99	1,32
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	27,01	216,01	216,01	316,93	152,19	164,74
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	80,54	420,81	420,81	521,72	303,45	218,27
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,24	113,62	113,62	214,53	76,56	137,98
AGUA CAJON, t/h	0,00	36,82	0,00	100,91	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	283					
RECUPERACIÓN	90,89					
P80	161,77					
#200	55,03					

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.13. Caso recuperación máxima con mineral propio (Derrick).

	Mineral propio (Máxima)					
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Oversize	Undersize
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	96,00	434,39	434,39	434,39	338,41	96,00
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	70,00	70,00	52,00	65,00	30,50
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,88	2,00	1,53	1,76	1,26
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	32,29	330,96	290,13	545,77	295,06	250,71
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	96,29	620,56	579,72	835,37	520,67	314,70
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,29	186,17	145,33	400,98	182,26	218,72
AGUA CAJON, t/h	0,00	3,62	0,00	255,65	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	353					
RECUPERACIÓN	94,26					
P80	166,37					
#200	55,12					

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3. Circuito con sistema híbrido

Condición de recuperación mínima (Híbrido)

En las tablas 4.14 y 4.15 se pueden observar los casos donde la recuperación fue mínima, en el primer escenario se puede observar una recuperación de 87,56%, con un P₈₀ de 225,87 μm y una carga circulante de 100%, mientras que en el segundo escenario la recuperación fue de 92,80%, con un P₈₀ de 237,88 μm y una carga circulante de 136%.

Tabla 4.14. Caso recuperación mínima con mezcla de mineral (Híbrido).

	Mezcla mineral (Mínimo)									
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow	Alimentación Derrick	Overize	Undersize	Final (U+O)
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	85,45	170,67	170,67	170,67	123,46	47,22	123,46	85,23	38,23	85,45
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	73,00	73,00	66,00	73,15	52,57	58,52	73,86	40,00	46,09
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,95	1,95	1,79	1,95	1,54	1,64	1,97	1,36	1,44
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	28,74	120,02	120,02	144,81	86,48	58,34	128,67	58,58	70,09	128,43
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	85,71	233,80	233,80	258,60	168,78	89,81	210,97	115,39	95,58	185,39
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,26	63,13	63,13	87,92	45,33	42,60	87,52	30,17	57,35	99,94
AGUA CAJON, t/h	0,00	32,96	0,00	24,80	0,00	0,00	42,19	0,00	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	100									
RECUPERACIÓN	87,56									
P80	225,87									
#200	48,35									

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.15. Caso recuperación mínima con mineral propio (Híbrido).

	Mineral propio(Mínimo)									
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow	Alimentación Derrick	Overize	Undersize	Final (U+O)
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	103,30	244,07	244,07	244,07	197,06	47,01	197,06	140,77	56,29	103,30
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	77,50	77,50	70,00	73,92	57,26	58,27	71,30	40,00	46,36
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	2,07	2,07	1,88	1,97	1,62	1,64	1,91	1,36	1,45
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	34,74	152,22	152,22	185,96	135,20	50,76	206,80	103,60	103,20	153,96
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	103,61	314,93	314,93	348,67	266,57	82,10	338,17	197,45	140,72	222,82
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,31	70,86	70,86	104,60	69,51	35,09	141,11	56,68	84,43	119,53
AGUA CAJON, t/h	0,00	14,18	0,00	33,74	0,00	0,00	71,60	0,00	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	136									
RECUPERACIÓN	92,80									
P80	237,88									
#200	48,45									

Fuente: Elaboración propia.

Condición de recuperación promedio (Híbrido)

Se puede observar en las tablas 4.16 y 4.17 los casos de recuperación promedio del sistema híbrido, en el primer caso se obtuvo una recuperación de 87,89%, siendo un aumento de 0,56% en su símil con la batería de hidrociclones, por otra parte, su P₈₀ fue de 213,71µm y una carga circulante 98%. En el caso de tratar con mineral propio, la recuperación fue de 92,90%, viéndose reflejado un aumento de un 0,84% con su símil con batería de hidrociclones, su P₈₀ fue de 230,37 µm y una carga circulante de 119%

Tabla 4.16. Caso recuperación promedio con mezcla de mineral (Hibrido).

	Mezcla mineral (Promedio)									
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow	Alimentación Derrick	Oversize	Undersize	Final (U+O)
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	83,00	164,37	164,37	164,37	120,87	43,50	120,87	81,37	39,50	83,00
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	73,00	73,00	64,00	72,12	48,74	52,90	70,36	35,00	41,07
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,95	1,95	1,74	1,93	1,48	1,54	1,88	1,30	1,38
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	27,92	115,59	115,59	147,25	87,01	60,24	147,93	61,41	86,52	146,76
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	83,25	225,17	225,17	256,83	167,59	89,24	228,51	115,66	112,85	202,10
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,25	60,80	60,80	92,46	46,72	45,74	107,64	34,29	73,35	119,10
AGUA CAJON, t/h	0,00	26,51	0,00	31,66	0,00	0,00	60,92	0,00	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	98									
RECUPERACIÓN	87,89									
P80	213,71									
#200	49,18									

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.17. Caso recuperación promedio con mineral propio (Hibrido).

	Mineral propio (Promedio)									
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow	Alimentación Derrick	Oversize	Undersize	Final (U+O)
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	99,87	219,09	219,09	219,09	176,94	42,15	176,94	119,22	57,72	99,87
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	77,50	77,50	69,79	73,39	57,85	52,79	73,86	33,21	40,49
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	2,07	2,07	1,87	1,96	1,63	1,54	1,97	1,28	1,37
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	33,59	136,64	136,64	167,88	123,13	44,75	217,25	81,95	135,30	180,05
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	100,17	282,70	282,70	313,94	241,09	72,85	335,21	161,43	173,78	246,63
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,30	63,61	63,61	94,85	64,15	30,71	158,26	42,20	116,06	146,77
AGUA CAJON, t/h	0,00	21,40	0,00	31,25	0,00	0,00	94,12	0,00	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	119									
RECUPERACIÓN	92,90									
P80	230,37									
#200	49,02									

Fuente: Elaboración propia.

Condición de recuperación máxima (Hibrido)

En la tabla 4.18 y 4.19 se ven reflejada las recuperaciones de la condición máxima con el circuito hibrido, en el caso 1 se tiene una recuperación de 88%, con un P₈₀ de 211,27 μm y una carga circulante de 91%, por otra parte, en el caso 2 se obtuvo una recuperación de 93,27%, con un P₈₀ de 209,89 μm y una carga circulante de 126%

Tabla 4.18. Caso recuperación máxima con mezcla de mineral (Hibrido).

	Mezcla mineral (Máximo)									
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow	Alimentación Derrick	Oversize	Undersize	Final (U+O)
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	81,00	154,65	154,65	154,65	113,53	41,12	113,53	73,65	39,88	81,00
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	73,00	73,00	63,54	71,48	48,61	50,00	65,58	35,69	41,26
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	1,95	1,95	1,73	1,91	1,48	1,50	1,78	1,31	1,38
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	27,24	108,75	108,75	140,30	83,14	57,17	147,39	63,21	85,17	142,34
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	81,24	211,85	211,85	243,40	158,83	84,58	221,08	112,31	111,76	196,34
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,24	57,20	57,20	88,75	45,29	43,46	110,54	38,66	71,88	115,34
AGUA CAJON, t/h	0,00	18,54	0,00	31,55	0,00	0,00	65,25	0,00	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	91									
RECUPERACIÓN	88,00									
P80	211,27									
#200	49,61									

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.19. Caso recuperación máxima con mineral propio (Hibrido)

	Mineral propio (Máximo)									
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow	Alimentación Derrick	Overize	Undersize	Final (U+O)
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	96,97	219,35	219,35	219,35	181,21	38,14	181,21	122,38	58,83	96,97
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	99,70	77,50	77,50	65,15	70,42	48,05	48,15	67,89	30,00	35,20
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,98	2,07	2,07	1,77	1,88	1,47	1,47	1,83	1,25	1,31
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	32,61	136,80	136,80	190,46	136,51	53,96	255,56	98,69	156,87	210,83
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	97,26	283,03	283,03	336,70	257,31	79,39	376,36	180,28	196,09	275,47
FLUJO MASICO AGUA, t/h	0,29	63,68	63,68	117,35	76,10	41,24	195,15	57,89	137,26	178,50
AGUA CAJON, t/h	0,00	5,79	0,00	53,67	0,00	0,00	119,05	0,00	0,00	0,00
CARGA CIRCULANTE	126									
RECUPERACIÓN	93,27									
P80	209,89									
#200	50,28									

Fuente: Elaboración propia.

4.2.4. Circuito con clasificación de overflow.

Finalmente se analizará el caso propuesto por Derrick, en donde analizará solo con mineral propio, donde se puede observar que la carga circulante tiene un aumento importante producto que la capacidad de los hidrociclones se ve afectada, pero esto se podría solucionar cambiando el diámetro de los hidrociclones, es decir, que el hidrociclón tenga un corte más grueso y que luego la clasificación fina sea con los harneros. Se puede observar que la recuperación aumento 0,54% en comparación con el caso base.

Tabla 4.20. Caso estudio clasificación de overflow.

	Flujos								
	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow	Alimentación harneros	Overize harnero	Undersize harnero
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	100,0	650,4	650,4	650,4	510,9	139,5	139,5	39,5	100,0
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	98,9	77,0	77,0	70,0	82,1	45,5	45,5	79,2	37,9
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,9	2,1	2,1	1,9	2,2	1,4	1,4	2,1	1,3
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	34,4	411,1	411,1	495,5	281,7	213,6	213,6	23,5	197,2
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	101,1	844,7	844,7	929,1	622,3	306,6	306,6	49,9	263,9
FLUJO MASICO AGUA, t/h	1,1	194,3	194,3	278,7	111,4	167,1	167,1	10,4	163,9
CARGA CIRCULANTE	550,4								
RECUPERACIÓN	92,6								
P80	177,9								
#200	53,1								

Fuente: Derrick.

4.2.5 Resultado flotaciones de laboratorio.

Al flotar a nivel de laboratorio se obtuvieron los resultados de la tabla 4.21, cabe señalar que las flotaciones en la celda tienen una recuperación menor, pero de igual manera se puede ver reflejado el efecto de la granulometría en la recuperación, además de ello se puede ver como no existe diferencia importante entre la ley calculada de alimentación, es decir, a partir de las granulometrías junto con su ley por tamaño y la ley de alimentación procedente del laboratorio.

En primer lugar, hablaremos de las curvas granulométricas de mineral propio de la planta San José con 20% de mineral de Manto Cobrizo, al observar las curvas de hidrociclón se ve un aumento de 2,9%, la cual es mayor al aumento de 0,76% que entrega el modelo, de igual forma se ve un aumento en la ley del concentrado Rougher de 0,83%. Con los perfiles granulométricos en el circuito con harnero Derrick se tiene un aumento de recuperación de 3,4% entre el caso mínimo y máximo (circuito con Derrick), pero comparado con el caso base (circuito con hidrociclón) se tiene un aumento entre 8,1% y 11% en la recuperación, siendo un aumento bastante significativo, sin embargo, estos resultados se obtuvieron asumiendo un 38% de sólidos en alimentación a la flotación, por lo que el efecto real podría ser menor, debido a una alimentación más diluida. Finalmente, se ve el efecto del sistema mixto, el cual tiene un aumento de 7,4% entre el escenario máximo y mínimo, mientras que existe un aumento entre 6,9% y 9,8%, lo cual también es un aumento significativo, pero de igual manera, lo más probable es que no represente en

su totalidad la recuperación, pudiendo ser menor, sin embargo, se puede ver reflejado la importancia de la granulometría en la recuperación y además este circuito tiene una carga circulante mucho menor.

De igual manera se analizará el caso con 100% mineral propio, observando el caso base del hidrociclón, se puede ver un aumento de 2,4%, al igual que un aumento de 0,97% en la ley del concentrado. Al analizar la recuperación producto del circuito con Derrick, donde se puede ver que existe un aumento de 3,3% entre el circuito con condición de recuperación máxima y mínima, mientras que comparado con el caso base se tiene un aumento entre 7,9% y 10,3%, al igual que existe un aumento entre 0,7% y 1,67% en la ley del concentrado. Con los perfiles granulométricos del circuito híbrido se puede realizar el mismo análisis, donde se ve un aumento de 6% entre los perfiles granulométricos de condición mínima y máxima, mientras que comparado con el caso base se tiene un aumento entre 6,8% y 9,2%.

En general, se puede decir que, existe un aumento importante en la recuperación al ocupar un equipo Derrick, lo cual es solo un reflejo bajo ciertos supuestos del porcentaje de sólidos.

Tabla 4.21. Resultado de flotaciones a nivel de laboratorio.

	PSD	Ley alimentación, laboratorio (%)	Ley alimentación, calculado (%)	Ley concentrado (%)	Ley relave (%)	Alimentación (g)	Concentrado (g)	Relave (g)	Recuperación (%)
MPSJ y 20% MC	Hidrociclón (Min)	0,96	0,97	8,23	0,263	1425	135,6	1289,7	81,7
	Hidrociclón (Max)	1,01	1,05	9,06	0,181	1425	133,8	1290,8	84,6
	Derrick (Min)	1,06	1,07	9,28	0,109	1425	145	1280,3	89,3
	Derrick (Max)	1,04	1,08	8,68	0,177	1425	158,2	1265,9	92,7
	Hibrido (Min)	0,98	1,01	7,7	0,203	1425	153,4	1270,8	84,4
	Hibrido (Max)	1,03	1,04	9,59	0,163	1425	140,1	1285,7	91,5
MPSJ	Hidrociclón (Min)	0,82	0,84	6,05	0,240	1425	159,2	1266,1	82,8
	Hidrociclón (Max)	0,92	0,89	7,02	0,161	1425	159,1	1266,6	85,2
	Derrick (Min)	0,88	0,89	7,50	0,147	1425	149,5	1276,1	89,8
	Derrick (Max)	0,91	0,90	7,72	0,136	1425	157	1267,3	93,1
	Hibrido (Min)	0,86	0,86	6,67	0,203	1425	157,7	1265,4	86,0
	Hibrido (Max)	0,88	0,88	7,14	0,163	1425	161,6	1263,1	92,0

Fuente: Elaboración propia.

4.3 Resultados económicos.

Para demostrar la viabilidad del proyecto, es necesario realizar un flujo de caja para los casos propuestos y analizar el Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR) en cada supuesto. Para todos los supuestos se tomó en cuenta que se esté trabajando con los 3 molinos con su respectivo tiempo de utilización y se mantuvo constante el mineral (100% Planta San José), la ley de alimentación, de concentrado y de relave, de igual manera se mantuvo constante el gasto de personal, material servicios, costo mina y de administración. Para el cálculo del VAN se asumió una tasa de 12%.

4.3.1 Flujo de caja de caso base

El primer caso a analizar es el caso base, es decir, que el molino trabaje con hidrociclones. En este primer caso no se ve reflejada una inversión, ya que no es necesaria. Se utilizó la recuperación del caso base cuando se trabaja 100% mineral de Planta San José. El índice económico que se puede calcular es solamente el VAN (ya que no existe una inversión inicial, no se puede calcular el TIR) el cual tiene un valor de \$696.476.870 \$USD.

Tabla 4.22. Flujo de caja para caso base.

	UNIDAD	AÑOS													
		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10			
Precio unitario Cu	US\$/lb	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Granulometría P80	µm	243	243	243	243	243	243	243	243	243	243	243	243	243	243
Tratamiento	ton	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462
Ley	%	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77
Recuperación	%	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06	92,06
Ley Concentrado	%	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27
Relave	%	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06
Concentrado	TMS	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544	138.544
Fino	Lb	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170	82.482.170
Ingresos por ventas	US\$	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679	329.928.679
Personal	US\$	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000
Materiales	US\$	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000
Energía Molienda	MWh	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840
Costo energía	US\$	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781
Servicios	US\$	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000
Costos producción unitario Planta	US\$	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781
Costo producción unitario mina	US\$	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000
Costo administración	US\$	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000
Costo venta	US\$	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177	-26.516.177
Margen Bruto	US\$	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721
Utilidades antes de impuesto	US\$	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721	154.081.721
Impuesto (20%)	US\$	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344	-30.816.344
Utilidades después de impuesto	US\$	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377
Flujo neto de caja	US\$	0	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377	123.265.377

Fuente: Elaboración propia.

4.3.2 Flujo de caja con harneros Derrick

El segundo caso a analizar es el caso cuando los hidrociclones del molino 1 se reemplazan por los harneros de alta frecuencia, como se pudo ver en la tabla 4.11, se tiene una recuperación de 94,04% para el molino 1, pero en volumen total de mineral es una proporción pequeña comparada con la cantidad procesada por el molino 2 y 3, por lo que la recuperación se ve un aumento de 0,19% en la recuperación global, sin embargo, a pesar de este aumento en la recuperación el VAN es de 696.701.909 \$USD, siendo solo 225.038 \$USD más que en el caso base, teniendo además un TIR de 14%, en otras palabras ganamos 0,07\$USD por dólar invertido, por lo que podemos decir que el riesgo no vale la pena.

Tabla 4.23. Flujo de caja para caso de reemplazo de hidrociclones por harneros.

UNIDAD	AÑOS											
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
Precio unitario Cu		4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
US\$/lb		243	243	243	243	243	243	243	243	243	243	243
Granulometría P80		5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	5.557.462	
µm		0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	
Tratamiento		92,25	92,25	92,25	92,25	92,25	92,25	92,25	92,25	92,25	92,25	
Ley		27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	
%		0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	
Recuperación		138.833	138.833	138.833	138.833	138.833	138.833	138.833	138.833	138.833	138.833	
Ley Concentrado		82.654.465	82.654.465	82.654.465	82.654.465	82.654.465	82.654.465	82.654.465	82.654.465	82.654.465	82.654.465	
%		330.617.861	330.617.861	330.617.861	330.617.861	330.617.861	330.617.861	330.617.861	330.617.861	330.617.861	330.617.861	
Relave		7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	
Concentrado		14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	14.436.000	
TMS		78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	78.840	
Lb		17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	17.460.781	
Ingresos por ventas		13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	13.200.000	
US\$		-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	-52.320.781	
Personal		-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	-95.760.000	
Materiales		-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	
Energía Molienda		-26.571.566	-26.571.566	-26.571.566	-26.571.566	-26.571.566	-26.571.566	-26.571.566	-26.571.566	-26.571.566	-26.571.566	
Costo energía		154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	
Costo producción unitario Planta		-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	
US\$		-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	
Costo producción unitario mina		154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	
US\$		-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	
Costo administración		123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	
US\$		119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	
Costo venta		14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	
US\$		-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	
Margen Bruto		-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	
US\$		-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	
Depreciación harneros		154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	154.715.513	
US\$		-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	-30.943.103	
Depreciación flo-divider		123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	123.772.411	
US\$		119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	
Utilidades antes de impuesto		14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	
US\$		-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	-1.193.672	
Impuesto (20%)		-2.007.633	-2.007.633	-2.007.633	-2.007.633	-2.007.633	-2.007.633	-2.007.633	-2.007.633	-2.007.633	-2.007.633	
US\$		-144.750	-144.750	-144.750	-144.750	-144.750	-144.750	-144.750	-144.750	-144.750	-144.750	
Utilidades después de impuesto		-40.000	-40.000	-40.000	-40.000	-40.000	-40.000	-40.000	-40.000	-40.000	-40.000	
US\$		-10.000	-10.000	-10.000	-10.000	-10.000	-10.000	-10.000	-10.000	-10.000	-10.000	
Depreciación harneros		123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	
US\$		-3.396.055	-3.396.055	-3.396.055	-3.396.055	-3.396.055	-3.396.055	-3.396.055	-3.396.055	-3.396.055	-3.396.055	
Depreciación flo-divider		123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	
US\$												
Inversión harneros												
US\$												
Construcción												
US\$												
Inversión flo-divider												
US\$												
Bombas												
US\$												
Cajón												
US\$												
Flujo neto de caja		123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	123.906.253	
US\$												

Fuente: Elaboración propia.

4.3.3 Flujo de caja con circuito hibrido

Al analizar el circuito hibrido se puede observar que se utilizarán condiciones distintas a la de la tabla 4.17, ya que es posible aumentar el tratamiento del molino, los valores reflejados se pueden ver reflejados en la tabla 4.24. La recuperación se ve afectada un poco, pero el tratamiento puede aumentar casi 20 ton/h. El flujo de caja se puede ver reflejado en la tabla 4.24, donde el VAN es de 710.640.246\$USD, siendo 14.163.376\$USD más que el caso base y teniendo un TIR de 221% y presenta un IVAN de 10,07, es decir, se ganan 10\$USD por dólar invertido.

Tabla 4.24. Balance flujo para circuito hibrido.

	Flujos									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
100% Mineral Planta San José	Alimentación fresca	Alimentación molino	Descarga molino	Alimentación hidrociclón	Underflow	Overflow	Alimentación harrero	Undersize harrero	Oversize harrero	Flujo final
FLUJO MASICO SOLIDO, t/h	119,2	347,9	347,9	347,9	284,7	63,2	284,7	55,9	228,7	119,2
PORCENTAJE DE SOLIDO, %	98,0	76,1	76,1	68,6	75,1	49,5	58,6	38,0	67,6	43,3
DENSIDAD DE PULPA, t/m ³	2,9	2,0	2,0	1,8	2,0	1,5	1,6	1,3	1,8	1,4
FLUJO VOLUMETRICO PULPA, m ³ /h	42,1	225,5	225,5	274,9	189,3	85,6	295,7	109,9	185,8	195,4
FLUJO MASICO DE PULPA, t/h	121,6	457,4	457,4	506,8	379,1	127,7	485,4	147,1	338,3	274,9
FLUJO MASICO AGUA, t/h	2,4	109,5	109,5	158,9	94,4	64,5	200,8	91,2	109,5	155,7
CARGA CIRCULANTE	285,8									
RECUPERACIÓN	92,7									
P80	260,0									
#200	45,1									

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.25. Flujo de caja caso híbrido

UNIDAD	AÑOS											
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
Precio unitario Cu		4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Granulometría P80	US\$/lb	243	243	243	243	243	243	243	243	243	243	243
Tratamiento	ton	5.676.670	5.676.670	5.676.670	5.676.670	5.676.670	5.676.670	5.676.670	5.676.670	5.676.670	5.676.670	5.676.670
Ley	%	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77
Recuperación	%	92,14	92,14	92,14	92,14	92,14	92,14	92,14	92,14	92,14	92,14	92,14
Ley Concentrado	%	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27
Relave	%	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06
Concentrado	TMS	141.641	141.641	141.641	141.641	141.641	141.641	141.641	141.641	141.641	141.641	141.641
Fino	Lb	84.325.902	84.325.902	84.325.902	84.325.902	84.325.902	84.325.902	84.325.902	84.325.902	84.325.902	84.325.902	84.325.902
Ingresos por ventas	US\$	337.303.607	337.303.607	337.303.607	337.303.607	337.303.607	337.303.607	337.303.607	337.303.607	337.303.607	337.303.607	337.303.607
Personal	US\$	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000	7.224.000
Materiales	US\$	14.745.653	14.745.653	14.745.653	14.745.653	14.745.653	14.745.653	14.745.653	14.745.653	14.745.653	14.745.653	14.745.653
Energía Molienda	MWh	81.888	81.888	81.888	81.888	81.888	81.888	81.888	81.888	81.888	81.888	81.888
Costo energía	US\$	17.826.502	17.826.502	17.826.502	17.826.502	17.826.502	17.826.502	17.826.502	17.826.502	17.826.502	17.826.502	17.826.502
Servicios	US\$	13.200.800	13.200.800	13.200.800	13.200.800	13.200.800	13.200.800	13.200.800	13.200.800	13.200.800	13.200.800	13.200.800
Costos producción unitario Plant	US\$	-52.996.955	-52.996.955	-52.996.955	-52.996.955	-52.996.955	-52.996.955	-52.996.955	-52.996.955	-52.996.955	-52.996.955	-52.996.955
Costo producción unitario min	US\$	-97.814.056	-97.814.056	-97.814.056	-97.814.056	-97.814.056	-97.814.056	-97.814.056	-97.814.056	-97.814.056	-97.814.056	-97.814.056
Costo administración	US\$	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000	-1.250.000
Costo venta	US\$	-27.108.896	-27.108.896	-27.108.896	-27.108.896	-27.108.896	-27.108.896	-27.108.896	-27.108.896	-27.108.896	-27.108.896	-27.108.896
Margen Bruto	US\$	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700
Depreciación harneros	US\$	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367	119.367
Depreciación flo-divider	US\$	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475	14.475
Utilidades antes de impuesto	US\$	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700	158.133.700
Impuesto (20%)	US\$	-31.626.740	-31.626.740	-31.626.740	-31.626.740	-31.626.740	-31.626.740	-31.626.740	-31.626.740	-31.626.740	-31.626.740	-31.626.740
Utilidades después de impuesto	US\$	126.506.960	126.506.960	126.506.960	126.506.960	126.506.960	126.506.960	126.506.960	126.506.960	126.506.960	126.506.960	126.506.960
Depreciación harneros	US\$	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367	-119.367
Depreciación flo-divider	US\$	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475	-14.475
Inversión harneros	US\$	-1.193.672										
Construcción	US\$	-2.007.633										
Inversión flo-divider	US\$	-144.750										
Bombas	US\$	-40.000										
Cajones	US\$	-10.000										
Flujo neto de caja	US\$	-3.396.055	126.373.118	126.373.118	126.373.118	126.373.118	126.373.118	126.373.118	126.373.118	126.373.118	126.373.118	126.373.118

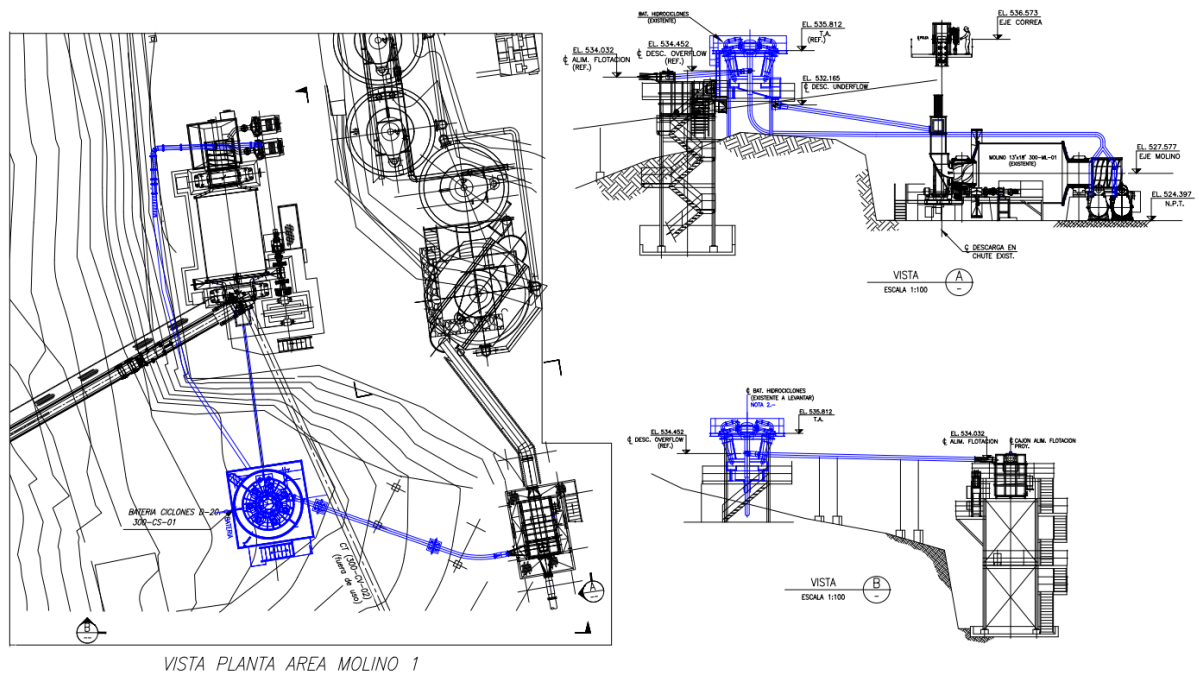
Fuente: Elaboración propia.

4.4 Disposición de equipos.

4.4.1 Disposición de equipos en caso base.

En primer lugar, se mencionará el caso actual que tiene Planta San José, donde se puede ver el plano aéreo, el plano de perfil y lateral del circuito. En si no hay nada que comentar de este, ya que, solo se busca plasmar el caso base para poder mencionar los otros casos.

Figura 4.8. Vista aérea (izquierda), lateral (vista A) y de perfil (vista B) de caso base.

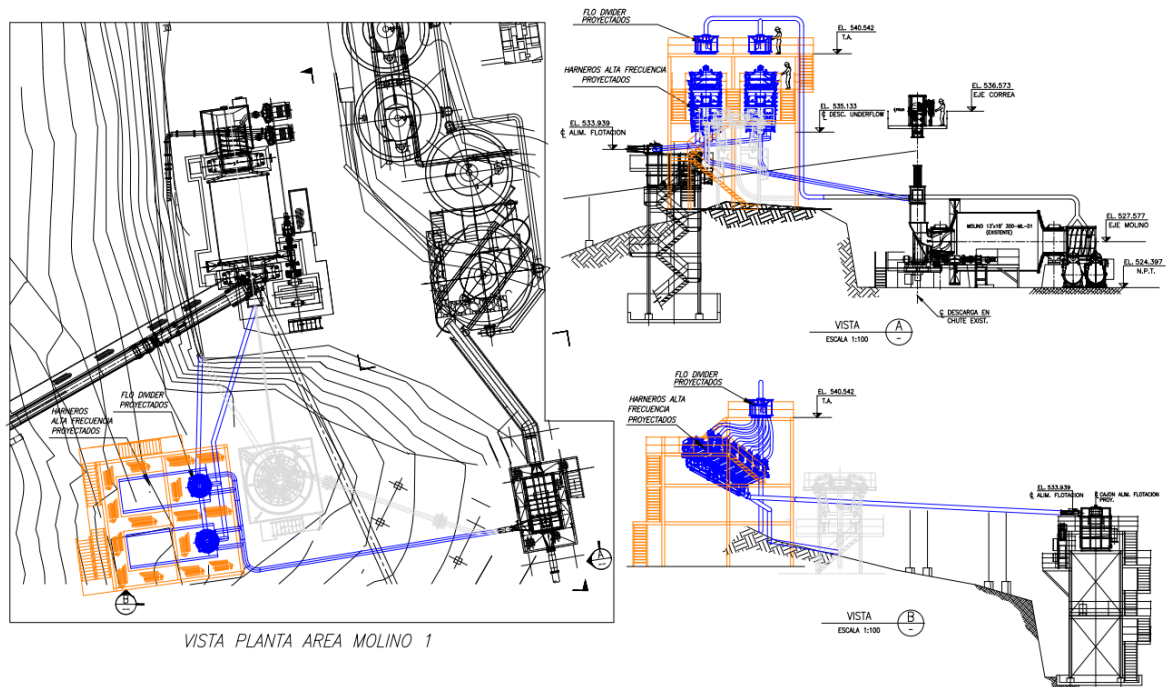


Fuente: Elaboración propia.

4.4.2 Disposición de equipos en caso de reemplazo completo por harneros vibratorios de alta frecuencia.

En este caso se puede observar el espacio que ocuparían los harneros vibratorios, en donde además se puede observar en color gris la torre donde estaría la batería de hidrociclones, se dispone de esta manera para evitar detener el molino durante la construcción de la estructura para la disposición de los harneros.

Figura 4.9. Vista aérea (izquierda), lateral (vista A) y de perfil (vista B) en caso de reemplazo por harneros.

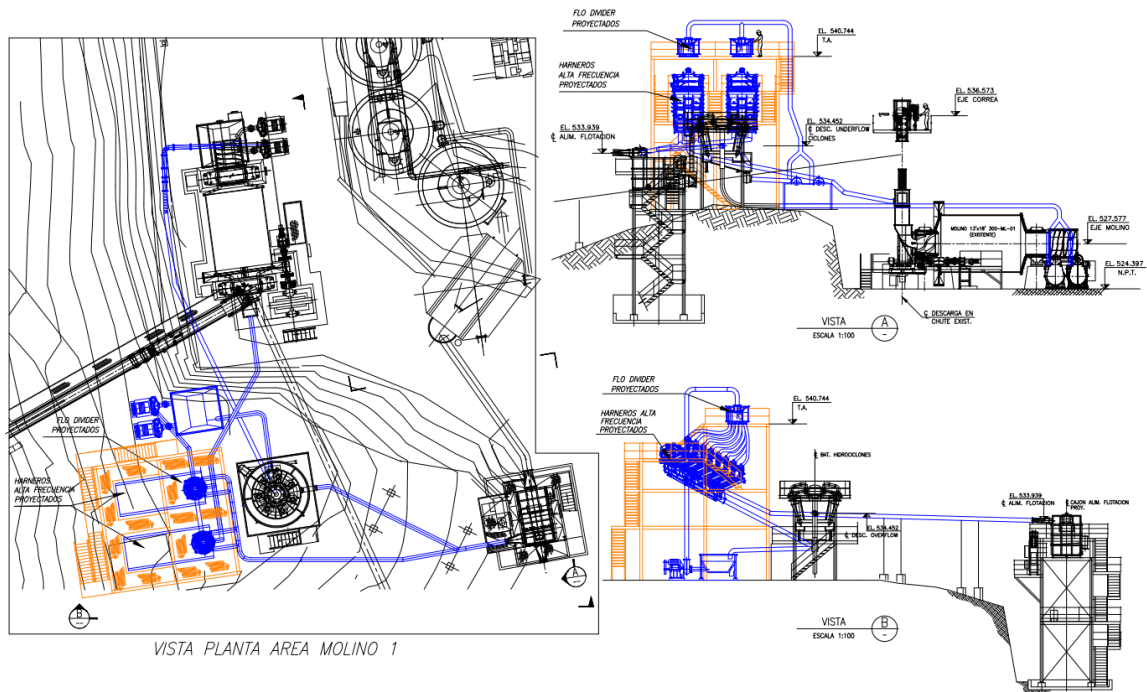


Fuente: Elaboración propia.

4.4.3 Disposición de equipos en caso de clasificación de underflow con harneros vibratorios de alta frecuencia.

Se analizará el caso de clasificar el underflow de los hidrociclones con harneros vibratorios de alta frecuencia. Se puede observar que tiene la misma disposición que en el caso del reemplazo completo, solo que en este caso es necesario colocar un nuevo cajón de pulpa y nuevas bombas centrífugas, ya que es necesario para poder repulpear a los harneros vibratorios de alta frecuencia.

Figura 4.10. Vista aérea (izquierda), lateral (vista A) y de perfil (vista B) de caso de clasificación de underflow con harneros vibratorios de alta frecuencia.

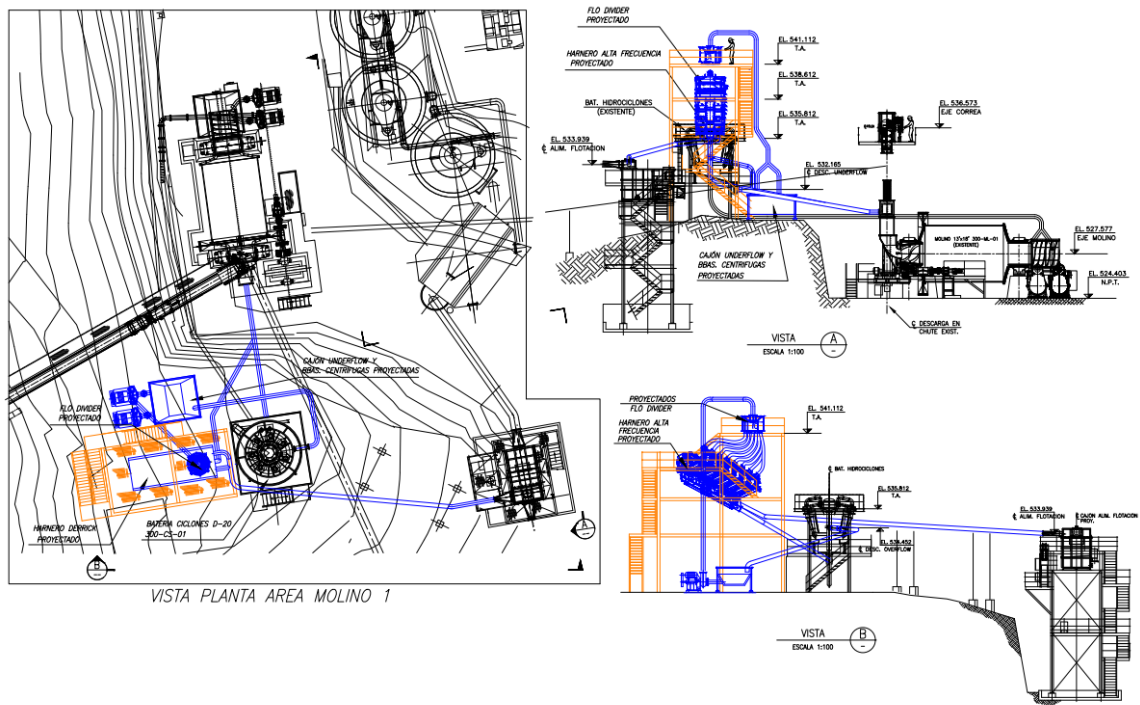


Fuente: Elaboración propia.

4.4.4 Disposición de equipos en caso de clasificación de overflow con harneros vibratorios de alta frecuencia.

Finalmente, se analizará el caso al clasificar el overflow del hidrociclón. Se puede observar que se trata del único caso que necesita solo un harnero vibratorio de alta frecuencia, por lo cual podría ser determinante a la hora de tomar una decisión.

Figura 4.11. Vista aérea (izquierda), lateral (vista A) y de perfil (vista B) de caso de clasificación de overflow con harneros vibratorios de alta frecuencia.



Fuente: Elaboración propia.

CAPITULO V. CONCLUSIONES.

Luego de haber analizado el proyecto tanto de manera metalúrgica y de manera económica, se pueden obtener las siguientes conclusiones:

- Se puede ver reflejado un aumento en la recuperación en todas las situaciones al ocupar harneros vibratorios.
- Metalúrgicamente hablando, el mayor aumento en la recuperación se obtuvo cuando se reemplazaron completamente los hidrociclones por harneros vibratorios de alta frecuencia, sin embargo, no se logró ver reflejado la disminución de la carga circulante, principalmente por la capacidad de molienda del molino, además el aumento en la recuperación global del sistema de molienda completo no se ve afectado demasiado, debido a que el molino 1 tiene mucha menor capacidad de tratamiento que el molino 2 y 3.
- Al clasificar el underflow de los hidrociclones con harneros vibratorios se logra obtener un aumento en el tonelaje debido a la disminución de la carga circulante, ya que se está clasificando con 2 equipos a la vez, además que gracia a la naturaleza del harnero, se puede separar el bypass que entrega el hidrociclón, el cual es cercano a 40% para el circuito de molienda.
- Económicamente hablando, la mejor opción sería la de clasificar el underflow de los hidrociclones con harneros vibratorios, ya que permite un aumento del tonelaje, además de un aumento de la recuperación. Al utilizar este circuito, el VAN aumenta \$14.163.376\$USD y presenta un TIR de 221%.
- No es rentable reemplazar completamente los hidrociclones por harneros vibratorios, ya que el aumento del VAN en 224.038 \$USD no es suficiente para asumir el riesgo.
- Es necesario realizar pruebas de laboratorio para poder determinar si es factible el utilizar harneros vibratorios, ya que las anteriores conclusiones se obtuvieron a partir de modelados y en condiciones pesimistas.

CAPITULO VI. REFERENCIAS.

- Aldrich, C. (2015). Hydrocyclones. In Progress in Filtration and Separation (pp. 1–24). Elsevier Ltd. <https://doi.org/10.1016/B978-0-12-384746-1.00001-X>
- B.Waldo (2023). Obtención de información de manera directa.
- Cardemil, M. (2023). Impactos socioeconómicos de la minería en Chile. https://obtienearchivo.bcn.cl/obtienearchivo?id=repositorio/10221/34140/1/Informe_N_04_23_Impactos_socioeconomicos_de_la_mineria_en_Chile.pdf
- Derrick corporation. (2019). Manual de mantenimiento y operación.
- Gupta, A., & Yan, D. S. (2006). Introduction to Mineral Processing Design and Operation.
- Illana, J. (2013). Métodos de Montecarlo.
- Kelly, E., & Spottiswood, D. (n.d.). Introducción al procesamiento de minerales.
- LININGS | Revestimientos o forros para molinos de bolas y SAG. (s. f.). <https://www.linings.pe/forros-para-molinos>
- Magne, L., & Titichoca, G. (2011). APUNTES: PROCESOS DE CONMINUCIÓN DE MINERALES.
- Ministerio de energía. (s. f.). Energía en Minería | Conminución Sulfuros. <https://www.energiaenmineria.cl/procesos/conminucion-sulfuros/>
- Muñoz, C., Verdugo, S., & Garay, V. (2023). Proyección de la producción de cobre en.
- Salanger, J.-L., & Forginarini de Guedez, A. (2007). Fundamentos de la flotación.
- Sepulveda, J., & Gutierrez, L. (1976). DIMENSIONAMIENTO Y OPTIMIZACION DE PLANTAS CONCENTRADORAS MEDIANTE TECNICAS DE MODELACION MATEMATICA.
- Wills, B. A. (Barry A., Napier-Munn, Tim., Wills, B. A. (Barry A., & Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre. (2006). Mineral processing technology : an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. Elsevier/BH.

CAPITULO VII. ANEXOS

7.1 Tablas

Tabla 7.1. Balance ajustado con 20% mineral Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José

Balance ajustado con 20% mineral Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José						
Producto	Flujos (ton/hr)		%Sólidos	Dens.	Flujos (m3/h)	H2O
	Sólido	Pulpa		Pulpa	Pulpa	
Alimentación Fresca	79,7	80,6	98,9	2,94	27,5	0,9
Alimentación Compuesta	278,8	382,0	72,98	1,95	196,2	103,2
Overflow	79,7	163,9	48,6	1,48	110,8	84,2
Underflow	199,0	260,6	76,38	2,04	127,9	61,5
Descarga Molino	278,8	382,0	72,98	1,95	196,2	103,2
Alimentación ciclones	278,8	434,9	64,10	1,50	289,9	197,0
Agua Cuba						40,8
Agua al Molino						52,9

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.2. Balance ajustado con 100% Mineral Planta San José

Balance ajustado con 100% Mineral Planta San José						
Producto	Flujos (ton/hr)		%Sólidos	Dens.	Flujos (m3/h)	H2O
	Sólido	Pulpa		Pulpa	Pulpa	
Alimentación Fresca	99,7	100,5	99,2	2,95	34,0	0,8
Alimentación Compuesta	494,7	647,3	76,42	2,04	317,5	152,7
Overflow	99,7	190,9	52,2	1,53	124,5	91,3
Underflow	395,0	502,8	78,55	2,10	239,5	107,8
Descarga Molino	494,7	647,3	76,42	2,04	317,5	152,7
Alimentación ciclones	494,7	696,0	71,07	1,70	410,3	245,4
Agua Cuba						44,0
Agua al Molino						48,7

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.3. Granulometría alimentación fresca ajustada para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José

Micrones	Alimentación Fresca			
	grs	Retenido	Ac. Retenido	Ac. Pasante
9525	0,0	0,00	0,00	100,00
6300	389,3	11,25	11,25	88,75
5600	93,3	2,70	13,94	86,06
4750	183,3	5,30	19,24	80,76
3350	422,2	12,20	31,43	68,57
2360	373,6	10,79	42,23	57,77
1700	164,1	4,74	46,97	53,03
850	635,1	18,35	65,31	34,69
600	183,9	5,31	70,63	29,37
425	160,9	4,65	75,27	24,73
300	106,2	3,07	78,34	21,66
212	133,6	3,86	82,20	17,80
150	88,6	2,56	84,76	15,24
106	63,4	1,83	86,59	13,41
75	73,0	2,11	88,70	11,30
53	51,0	1,47	90,18	9,82
38	22,0	0,64	90,81	9,19
0	318,1	9,19	100,00	0,00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.4. Granulometría descarga molino ajustada para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.

Micrones	Descarga Molino			
	grs	Retenido	Ac. Retenido	Ac. Pasante
9525	0,0	0,00	0,00	100,00
6300	0,0	0,00	0,00	100,00
5600	2,2	0,10	0,10	99,90
4750	2,3	0,11	0,21	99,79
3350	10,0	0,47	0,68	99,32
2360	16,0	0,76	1,44	98,56
1700	11,5	0,54	1,98	98,02
850	185,8	8,78	10,76	89,24
600	195,7	9,25	20,01	79,99
425	290,4	13,72	33,73	66,27
300	259,0	12,24	45,97	54,03
212	264,7	12,51	58,47	41,53
150	177,3	8,38	66,85	33,15
106	116,5	5,51	72,36	27,64
75	105,0	4,96	77,32	22,68
53	66,2	3,13	80,44	19,56
38	41,0	1,94	82,38	17,62
0	372,9	17,62	100,00	0,00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.5. Granulometría overflow hidrociclón ajustada para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.

Micrones	Over Flow			
	grs	Retenido	Ac. Retenido	Ac. Pasante
9525	0,0	0,00	0,00	100,00
6300	0,0	0,00	0,00	100,00
5600	0,0	0,00	0,00	100,00
4750	0,0	0,00	0,00	100,00
3350	0,0	0,00	0,00	100,00
2360	0,0	0,00	0,00	100,00
1700	0,0	0,00	0,00	100,00
850	0,0	0,00	0,00	100,00
600	0,0	0,00	0,00	100,00
425	36,0	2,41	2,41	97,59
300	112,0	7,51	9,92	90,08
212	178,6	11,97	21,89	78,11
150	161,0	10,79	32,68	67,32
106	127,1	8,52	41,20	58,80
75	139,4	9,35	50,54	49,46
53	95,8	6,42	56,97	43,03
38	93,5	6,26	63,23	36,77
0	548,5	36,77	100,00	0,00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.6. Granulometría underflow hidrociclón ajustada para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.

Micrones	Under Flow			
	grs	Retenido	Ac. Retenido	Ac. Pasante
9525	0,0	0,00	0,00	100,00
6300	0,0	0,00	0,00	100,00
5600	4,2	0,15	0,15	99,85
4750	4,3	0,16	0,31	99,69
3350	18,3	0,67	0,98	99,02
2360	29,1	1,07	2,05	97,95
1700	20,7	0,76	2,81	97,19
850	335,1	12,27	15,08	84,92
600	354,5	12,98	28,06	71,94
425	496,7	18,19	46,26	53,74
300	385,2	14,11	60,36	39,64
212	347,2	12,72	73,08	26,92
150	202,7	7,43	80,51	19,49
106	117,8	4,32	84,82	15,18
75	88,1	3,23	88,05	11,95
53	49,8	1,82	89,87	10,13
38	6,1	0,22	90,10	9,90
0	270,4	9,90	100,00	0,00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.7. Granulometría alimentación fresca ajustada para 100% Mineral Planta San José.

Micrones	Alimentación Fresca			
	grs	Retenido	Ac. Retenido	Ac. Pasante
9525	0,0	0,00	0,00	100,00
6300	751,9	23,64	23,64	76,36
5600	121,8	3,83	27,47	72,53
4750	265,2	8,34	35,81	64,19
3350	479,8	15,09	50,89	49,11
2360	329,7	10,37	61,26	38,74
1700	121,7	3,83	65,09	34,91
850	390,0	12,26	77,35	22,65
600	101,8	3,20	80,55	19,45
425	74,1	2,33	82,88	17,12
300	64,8	2,04	84,91	15,09
212	53,8	1,69	86,61	13,39
150	50,9	1,60	88,21	11,79
106	41,8	1,31	89,52	10,48
75	44,7	1,41	90,93	9,07
53	42,1	1,32	92,25	7,75
38	17,3	0,54	92,79	7,21
0	229,2	7,21	100,00	0,00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.8. Granulometría descarga molino ajustada para 100% Mineral Planta San José.

Micrones	Descarga Molino			
	grs	Retenido	Ac. Retenido	Ac. Pasante
9525	0,0	0,00	0,00	100,00
6300	6,9	0,28	0,28	99,72
5600	2,7	0,11	0,39	99,61
4750	11,7	0,47	0,85	99,15
3350	30,0	1,20	2,06	97,94
2360	41,9	1,68	3,74	96,26
1700	28,7	1,15	4,89	95,11
850	320,5	12,86	17,75	82,25
600	271,7	10,90	28,65	71,35
425	305,4	12,25	40,90	59,10
300	268,7	10,78	51,69	48,31
212	268,8	10,78	62,47	37,53
150	194,1	7,79	70,26	29,74
106	132,1	5,30	75,56	24,44
75	114,3	4,59	80,14	19,86
53	85,1	3,41	83,56	16,44
38	29,2	1,17	84,73	15,27
0	380,6	15,27	100,00	0,00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.9. Granulometría overflow ajustada para 100% Mineral Planta San José.

Micrones	Overflow			
	grs	Retenido	Ac. Retenido	Ac. Pasante
9525	0,0	0,00	0,00	100,00
6300	0,0	0,00	0,00	100,00
5600	0,0	0,00	0,00	100,00
4750	0,0	0,00	0,00	100,00
3350	0,0	0,00	0,00	100,00
2360	0,0	0,00	0,00	100,00
1700	0,0	0,00	0,00	100,00
850	0,0	0,00	0,00	100,00
600	12,1	1,11	1,11	98,89
425	56,8	5,20	6,30	93,70
300	74,6	6,83	13,13	86,87
212	129,2	11,82	24,95	75,05
150	105,1	9,62	34,57	65,43
106	86,0	7,87	42,44	57,56
75	94,9	8,68	51,13	48,87
53	77,4	7,08	58,21	41,79
38	33,8	3,09	61,30	38,70
0	422,9	38,70	100,00	0,00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.10. Granulometría underflow ajustada para 100% Mineral Planta San José.

Micrones	Under Flow			
	grs	Retenido	Ac. Retenido	Ac. Pasante
9525	0,0	0,00	0,00	100,00
6300	26,4	1,26	1,26	98,74
5600	5,1	0,24	1,50	98,50
4750	12,9	0,61	2,11	97,89
3350	31,4	1,49	3,61	96,39
2360	47,0	2,24	5,85	94,15
1700	29,1	1,39	7,23	92,77
850	337,2	16,05	23,28	76,72
600	241,0	11,47	34,76	65,24
425	339,3	16,15	50,91	49,09
300	201,5	9,59	60,50	39,50
212	256,6	12,21	72,71	27,29
150	156,0	7,43	80,14	19,86
106	93,5	4,45	84,59	15,41
75	69,1	3,29	87,88	12,12
53	44,3	2,11	89,99	10,01
38	18,2	0,87	90,86	9,14
0	192,1	9,14	100,00	0,00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.11. Alimentación de prueba de recuperación por malla para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.

Alimentación (20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José)							
Malla	apertura	Peso	Retenido parcial	Ley	Fino	Perdida	Recuperación
# 40	425	40,7	1,51	0,229	0,000035	95,8	4,2
# 50	300	84,4	3,14	0,241	0,000076	88,5	11,5
# 70	212	195,1	7,25	0,315	0,000228	86,6	13,4
# 100	150	218,1	8,10	0,516	0,000418	32,2	67,8
# 150	106	184,7	6,86	0,824	0,000565	12,7	87,3
# 200	75	218,3	8,11	1,191	0,000966	8,0	92,0
# 270	53	143,2	5,32	1,228	0,000653	2,3	97,7
# 325	45	55,8	2,07	1,395	0,000289	1,8	98,2
# 325	22	1551	57,63	1,055	0,006080	2,9	97,1

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.12. Relave de prueba de recuperación por malla para 20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José.

Relave (20% Manto Cobrizo y 80% Mineral Planta San José)					
Malla	abertura	Peso	Retenido parcial	Ley	Fino
# 40	425	69,6	1,66	0,214	0,00003317
# 50	300	258,9	6,19	0,116	0,00006688
# 70	212	507,3	12,13	0,175	0,00019770
# 100	150	513,2	12,27	0,118	0,00013485
# 150	106	417,5	9,98	0,077	0,00007159
# 200	75	670,1	16,02	0,052	0,00007760
# 270	53	154,1	3,69	0,043	0,00001476
# 325	45	57,5	1,38	0,041	0,00000525
# 325	22	1533,4	36,67	0,052	0,00017756

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.13. Alimentación de prueba de recuperación por malla para 100% Mineral Planta San José.

Alimentación (100% Mineral Planta San José)							
Malla	abertura	Peso	Retenido parcial	Ley	Fino	Perdida	Recuperación
# 40	425	53,6	1,88	0,124	0,000023	86,63	13,37
# 50	300	216,3	7,58	0,161	0,000122	58,53	41,47
# 70	212	347,9	12,19	0,331	0,000404	23,61	76,39
# 100	150	339,5	11,90	0,651	0,000775	8,31	91,69
# 150	106	287,7	10,08	1,02	0,001029	3,68	96,32
# 200	75	458,3	16,06	1,207	0,001939	1,98	98,02
# 270	53	147,3	5,16	1,366	0,000705	2,62	97,38
# 325	45	43,4	1,52	1,505	0,000229	3,15	96,85
# 325	45	958,9	33,61	1,188	0,003993	6,44	93,56

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7.14. Relave de prueba de recuperación por malla para 100% Mineral Planta San José.

Relave					
Malla	abertura	Peso	Retenido parcial	Ley	Fino
# 40	425	59,2	2,18	0,099	0,0000202
# 50	300	211,7	7,80	0,098	0,0000714
# 70	212	318,1	11,72	0,087	0,0000953
# 100	150	306,6	11,30	0,061	0,0000644
# 150	106	249,8	9,21	0,044	0,0000378
# 200	75	359,6	13,25	0,031	0,0000384
# 270	53	167,5	6,17	0,032	0,0000185
# 325	45	58,2	2,14	0,036	0,0000072
# 325	45	982,9	36,22	0,076	0,0002572

Fuente: Elaboración propia.

7.2 Código circuito de Hidrociclón

Private Sub CommandButton1_Click()

'Definir variables

Dim NM As Integer, ITAMAX As Integer

ITAMAX = Hoja1.Cells(4, 3)

NM = Hoja1.Cells(3, 3)

Dim Tm(50, 50) As Double, TmA(50, 50) As Double

'alimentación fresca, alimentación molino, descarga molino, alimentación ciclón,
underflow, overflow

Dim FA As Double

FA = Hoja1.Cells(5, 3)

Dim afr(50, 50) As Double, afcr(50, 50) As Double, afcp(50, 50) As Double, afm(50, 50)
As Double

Dim AM As Double

Dim amr(50, 50) As Double, amcr(50, 50) As Double, amcp(50, 50) As Double,
amm(50, 50) As Double

Dim DM As Double

Dim dmr(50, 50) As Double, dmcr(50, 50) As Double, dmcp(50, 50) As Double,
dmm(50, 50) As Double

Dim AH As Double

Dim ahr(50, 50) As Double, ahcr(50, 50) As Double, ahcp(50, 50) As Double, ahm(50,
50) As Double

Dim UF As Double

Dim ufr(50, 50) As Double, ufer(50, 50) As Double, ufcp(50, 50) As Double, ufm(50,
50) As Double

Dim OF As Double

Dim ofr(50, 50) As Double, ofcr(50, 50) As Double, ofcp(50, 50) As Double, ofm(50,
50) As Double

Call LeeFresca(NM, afcp, afcr, afr, afm, FA)

Call LeeT(NM, Tm, TmA)

Dim osm(50, 50) As Double

For I = 1 To NM

 osm(I, 1) = 0

Next I

'Potencia molino (kW)

Dim Po As Double

Po = Hoja1.Cells(6, 3)

'Largo efectivo molino (pie)

Dim L As Double

L = Hoja1.Cells(7, 3)

'Diametro efectivo molino (pie)

Dim D As Double

D = Hoja1.Cells(8, 3)

'%Solidos cuba alimentación molino

Dim Sm As Double

Sm = Hoja1.Cells(9, 3)

'Diametro hidrociclón

Dim DC As Double

DC = Hoja1.Cells(14, 3)

'Diametro inlet

Dim Di As Double

Di = Hoja1.Cells(15, 3)

'Diametro vortex

Dim DOv As Double

DOv = Hoja1.Cells(16, 3)

'Diametro apex

Dim DU As Double

DU = Hoja1.Cells(17, 3)

'altura libre hidrociclón

Dim h As Double

h = Hoja1.Cells(18, 3)

'%Solidos cuba alimentación hidrociclón

Dim Sah As Double

Sah = Hoja1.Cells(19, 3)

'Densidad del solido

Dim ds As Double

ds = Hoja1.Cells(20, 3)

'Densidad del liquido

Dim dl As Double

dl = Hoja1.Cells(21, 3)

'Capacidad maxima

Cmax = Hoja1.Cells(22, 3)

'Modelo molino

Dim Alf0 As Double, Alf1 As Double, Alf2 As Double, dcrit As Double, SiE(50, 50) As Double, E As Double, N As Double

Alf0 = Hoja1.Cells(28, 3)

Alf1 = Hoja1.Cells(29, 3)

Alf2 = Hoja1.Cells(30, 3)

dcrit = Hoja1.Cells(31, 3)

$N = L / D$

Call SiEm(NM, SiE, TmA, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit)

'Modelo hidrociclón

Dim A0 As Double, A1 As Double, A2 As Double, A3 As Double, A4 As Double, A5 As Double

Dim A6 As Double, A7 As Double, A8 As Double

Dim B0 As Double, B1 As Double, B2 As Double, B3 As Double, B4 As Double, B5 As Double, B6 As Double

Dim C0 As Double, C1 As Double, C2 As Double, C3 As Double, C4 As Double, C5 As Double, C6 As Double

Dim m As Double, Eci(50, 50) As Double, Ec(50, 50) As Double, S As Double, Bp As Double, Sv As Double, Rv As Double, phi As Double, d50 As Double, RSC As Double, P As Double

Dim QA As Double, QU As Double, QO As Double, Su As Double, So As Double, WA As Double, WU As Double, WO As Double

Dim dA As Double, dUnd As Double, dOvr As Double, MQA As Double, MQU As Double, MQO As Double, plit As Double

A0 = Hoja1.Cells(35, 3)

A1 = Hoja1.Cells(36, 3)

A2 = Hoja1.Cells(37, 3)

A3 = Hoja1.Cells(38, 3)

A4 = Hoja1.Cells(39, 3)

A5 = Hoja1.Cells(40, 3)

A6 = Hoja1.Cells(41, 3)

A7 = Hoja1.Cells(42, 3)

A8 = Hoja1.Cells(43, 3)

B0 = Hoja1.Cells(35, 6)

B1 = Hoja1.Cells(36, 6)

B2 = Hoja1.Cells(37, 6)

B3 = Hoja1.Cells(38, 6)

B4 = Hoja1.Cells(39, 6)

B5 = Hoja1.Cells(40, 6)

B6 = Hoja1.Cells(41, 6)

C0 = Hoja1.Cells(42, 6)

C1 = Hoja1.Cells(43, 6)

C2 = Hoja1.Cells(44, 6)

C3 = Hoja1.Cells(45, 6)

C4 = Hoja1.Cells(46, 6)

C5 = Hoja1.Cells(47, 6)

C6 = Hoja1.Cells(48, 6)

plit = Hoja1.Cells(50, 6)

For I = 1 To ITAMAX

If FA > OF Then

 If I = 1 Then

 Call InicioCiclo(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, DM, AH, AHRN)

 Call Molino(AM, amr, amcp, dmr, dmcr, dmcp, dmm, SiE, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit, N, E, Po, NM)

 Call AlimHidrociclon(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahm, ahr, ahcr, ahcp, DM, AH)

 Call Hidrociclon(NM, plit, DC, Di, DOv, DU, h, ds, dl, A0, B0, C0, m, S, Bp, Sv, Rv, phi, d50, RSC, P, QA, QU, QO, Sah, So, Su, AH, OF, UF, ahr, ahcr, ahcp, ahm, ufr, ufer, ufcp, ufm, ofr, ofcr, ofcp, ofm, WA, WU, WO, dA, dUnd, dOvr, MQA, MQU, MQO, Tm, Eci, Ec)

 Call DatosUnderyOver(NM, UF, OF, ufm, ufr, ufer, ufcp, ofm, ofr, ofcr, ofcp)

```

Else

    Call Ciclo(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, ufm, DM, AH, osm, AHRN)

    Call Molino(AM, amr, amcp, dmr, dmcr, dmcp, dmm, SiE, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit,
N, E, Po, NM)

    Call AlimHidrociclon(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahm, ahr, ahcr, ahcp, DM, AH)

    Call Hidrociclon(NM, plit, DC, Di, DOv, DU, h, ds, dl, A0, B0, C0, m, S, Bp, Sv,
Rv, phi, d50, RSC, P, QA, QU, QO, Sah, So, Su, AH, OF, UF, ahr, ahcr, ahcp, ahm, ufr,
ufcr, ufcp, ufm, ofr, ofcr, ofcp, ofm, WA, WU, WO, dA, dUnd, dOvr, MQA, MQU,
MQO, Tm, Eci, Ec)

    Call DatosUnderyOver(NM, UF, OF, ufm, ufr, ufcr, ufcp, ofm, ofr, ofcr, ofcp)

End If

End If

Next I

Call Imprimir(amm, dmm, ahm, ufm, ofm, NM, Su, So)

End Sub

```

7.3 Código con harneros vibratorios de alta frecuencia

```

Private Sub CommandButton1_Click()

'Definir variables

Dim NM As Integer, ITAMAX As Integer

ITAMAX = Hoja7.Cells(4, 3)

NM = Hoja7.Cells(3, 3)

Dim Tm(50, 50) As Double, TmA(50, 50) As Double

'alimentación fresca, alimentación molino, descarga molino, alimentación ciclón,
underflow, overflow

```

Dim FA As Double

FA = Hoja7.Cells(5, 3)

Dim afr(50, 50) As Double, afcr(50, 50) As Double, afcp(50, 50) As Double, afm(50, 50) As Double

Dim AM As Double

Dim amr(50, 50) As Double, amcr(50, 50) As Double, amcp(50, 50) As Double, amm(50, 50) As Double

Dim DM As Double

Dim dmr(50, 50) As Double, dmcr(50, 50) As Double, dmcp(50, 50) As Double, dmm(50, 50) As Double

Dim AHRN As Double

Dim ahrnr(50, 50) As Double, ahrncr(50, 50) As Double, ahrncp(50, 50) As Double, ahrnm(50, 50) As Double

Dim US As Double

Dim usr(50, 50) As Double, uscr(50, 50) As Double, uscp(50, 50) As Double, usm(50, 50) As Double

Dim OS As Double

Dim osr(50, 50) As Double, oscr(50, 50) As Double, oscp(50, 50) As Double, osm(50, 50) As Double

Call LeeFresca(NM, afcp, afcr, afr, afm, FA)

Call LeeT(NM, Tm, TmA)

Dim ufm(50, 50) As Double

For I = 1 To NM

 ufm(I, 50) = 0

Next I

'Potencia molino (kW)

Dim Po As Double

Po = Hoja7.Cells(6, 3)

'Largo efectivo molino (pie)

Dim L As Double

L = Hoja7.Cells(7, 3)

'Diametro efectivo molino (pie)

Dim D As Double

D = Hoja7.Cells(8, 3)

'%Solidos cuba alimentación molino

Dim Sm As Double

Sm = Hoja7.Cells(9, 3)

'%Solidos cuba alimentación harnero

Dim Sahr As Double

Sahr = Hoja7.Cells(14, 3)

'Densidad del solido

Dim ds As Double

ds = Hoja7.Cells(20, 3)

'Densidad del liquido

Dim dl As Double

dl = Hoja7.Cells(21, 3)

'Modelo molino

Dim Alf0 As Double, Alf1 As Double, Alf2 As Double, dcrit As Double, SiE(50, 50) As Double, E As Double, N As Double

Alf0 = Hoja7.Cells(28, 3)

Alf1 = Hoja7.Cells(29, 3)

Alf2 = Hoja7.Cells(30, 3)

dcrit = Hoja7.Cells(31, 3)

N = L / D

Call SiEm(NM, SiE, TmA, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit)

For I = 1 To ITAMAX

If FA > US Then

 If I = 1 Then

 Call InicioCiclo(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, DM, AH, AHRN)

 Call Molino(AM, amr, amcp, dmr, dmcr, dmcp, dmm, SiE, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit, N, E, Po, NM)

 Call AlimHarnero(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahrnm, ahrnr, ahrncr, ahrncp, DM, AHRN)

 Call harnero(NM, DM, Sahr, ahrnm, ahrncp, ahrnr, ahrncr, AHRN, OS, US, usm, usr, uscr, usecp, osm, osr, oscr, oscp, dmr, dmm, dmcp, dmcr, Tm)

 Else

 Call Ciclo(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, ufm, DM, AH, osm, AHRN)

 Call Molino(AM, amr, amcp, dmr, dmcr, dmcp, dmm, SiE, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit, N, E, Po, NM)

Call AlimHarnero(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahrnm, ahrnr, ahrncr, ahrncp, DM, AHRN)

Call harnero(NM, DM, Sahr, ahrnm, ahrncp, ahrnr, ahrncr, AHRN, OS, US, usm, usr, uscr, uscp, osm, osr, oscr, oscp, dmr, dmm, dmcp, dmcr, Tm)

End If

End If

Next I

Call ImprimirHarnero(amm, dmm, ahrnm, osm, usm, NM, US)

End Sub

7.4 Código de circuito híbrido

Private Sub CommandButton1_Click()

'Definir variables

Dim NM As Integer, ITAMAX As Integer

ITAMAX = Hoja8.Cells(4, 3)

NM = Hoja8.Cells(3, 3)

Dim Tm(50, 50) As Double, TmA(50, 50) As Double, CubaDerrick As Double,
FlujoFinal As Double

CubaDerrick = Hoja8.Cells(10, 3)

'alimentación fresca, alimentación molino, descarga molino, alimentación ciclón,
underflow, overflow

Dim FA As Double

FA = Hoja8.Cells(5, 3)

Dim afr(50, 50) As Double, afcr(50, 50) As Double, afcp(50, 50) As Double, afm(50, 50)
As Double

Dim AM As Double

Dim amr(50, 50) As Double, amcr(50, 50) As Double, amcp(50, 50) As Double,
amm(50, 50) As Double

Dim DM As Double

Dim dmr(50, 50) As Double, dmcr(50, 50) As Double, dmcp(50, 50) As Double,
dmm(50, 50) As Double

Dim AH As Double

Dim ahr(50, 50) As Double, ahcr(50, 50) As Double, ahcp(50, 50) As Double, ahm(50,
50) As Double

Dim UF As Double

Dim ufr(50, 50) As Double, ufer(50, 50) As Double, ufcp(50, 50) As Double, ufm(50,
50) As Double

Dim OF As Double

Dim ofr(50, 50) As Double, ofcr(50, 50) As Double, ofcp(50, 50) As Double, ofm(50,
50) As Double

Dim AHRN As Double

Dim ahrnr(50, 50) As Double, ahrncr(50, 50) As Double, ahrncp(50, 50) As Double,
ahrnm(50, 50) As Double

Dim US As Double

Dim usr(50, 50) As Double, uscr(50, 50) As Double, uscp(50, 50) As Double, usm(50,
50) As Double

Dim OS As Double

Dim osr(50, 50) As Double, oscr(50, 50) As Double, oscp(50, 50) As Double, osm(50,
50) As Double

Call LeeFresca(NM, afcp, afcr, afr, afm, FA)

Call LeeFresca(NM, afcp, afcr, afr, afm, FA)

Call LeeT(NM, Tm, TmA)

'Potencia molino (kW)

Dim Po As Double

Po = Hoja8.Cells(6, 3)

'Largo efectivo molino (pie)

Dim L As Double

L = Hoja8.Cells(7, 3)

'Diametro efectivo molino (pie)

Dim D As Double

D = Hoja8.Cells(8, 3)

'%Solidos cuba alimentación molino

Dim Sm As Double

Sm = Hoja8.Cells(9, 3)

'Diametro hidrociclón

Dim DC As Double

DC = Hoja8.Cells(14, 3)

'Diametro inlet

Dim Di As Double

Di = Hoja8.Cells(15, 3)

'Diametro vortex

Dim DOv As Double

DOv = Hoja8.Cells(16, 3)

'Diametro apex

Dim DU As Double

DU = Hoja8.Cells(17, 3)

'altura libre hidrociclón

Dim h As Double

h = Hoja8.Cells(18, 3)

'%Solidos cuba alimentación hidrociclón

Dim Sah As Double

Sah = Hoja8.Cells(19, 3)

'Densidad del solido

Dim ds As Double

ds = Hoja8.Cells(20, 3)

'Densidad del liquido

Dim dl As Double

dl = Hoja8.Cells(21, 3)

'%Solidos cuba alimentación harnero

Dim Sahr As Double

'Modelo molino

Dim Alf0 As Double, Alf1 As Double, Alf2 As Double, dcrit As Double, SiE(50, 50) As Double, E As Double, N As Double

Alf0 = Hoja8.Cells(28, 3)

Alf1 = Hoja8.Cells(29, 3)

Alf2 = Hoja8.Cells(30, 3)

dcrit = Hoja8.Cells(31, 3)

N = L / D

Call SiEm(NM, SiE, TmA, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit)

'Modelo hidrociclon

Dim A0 As Double, A1 As Double, A2 As Double, A3 As Double, A4 As Double, A5 As Double

Dim A6 As Double, A7 As Double, A8 As Double

Dim B0 As Double, B1 As Double, B2 As Double, B3 As Double, B4 As Double, B5 As Double, B6 As Double

Dim C0 As Double, C1 As Double, C2 As Double, C3 As Double, C4 As Double, C5 As Double, C6 As Double

Dim m As Double, Eci(50, 50) As Double, Ec(50, 50) As Double, S As Double, Bp As Double, Sv As Double, Rv As Double, phi As Double, d50 As Double, RSC As Double, P As Double

Dim QA As Double, QU As Double, QO As Double, Su As Double, So As Double, WA As Double, WU As Double, WO As Double

Dim dA As Double, dUnd As Double, dOvr As Double, MQA As Double, MQU As Double, MQO As Double, plit As Double

A0 = Hoja8.Cells(35, 3)

A1 = Hoja8.Cells(36, 3)

A2 = Hoja8.Cells(37, 3)

A3 = Hoja8.Cells(38, 3)

A4 = Hoja8.Cells(39, 3)

A5 = Hoja8.Cells(40, 3)

A6 = Hoja8.Cells(41, 3)

A7 = Hoja8.Cells(42, 3)

A8 = Hoja8.Cells(43, 3)

B0 = Hoja8.Cells(35, 6)

B1 = Hoja8.Cells(36, 6)

B2 = Hoja8.Cells(37, 6)

B3 = Hoja8.Cells(38, 6)

B4 = Hoja8.Cells(39, 6)

B5 = Hoja8.Cells(40, 6)

B6 = Hoja8.Cells(41, 6)

C0 = Hoja8.Cells(42, 6)

C1 = Hoja8.Cells(43, 6)

C2 = Hoja8.Cells(44, 6)

C3 = Hoja8.Cells(45, 6)

C4 = Hoja8.Cells(46, 6)

C5 = Hoja8.Cells(47, 6)

C6 = Hoja8.Cells(48, 6)

plit = Hoja8.Cells(50, 6)

For I = 1 To ITAMAX

If FA > FlujoFinal Then

 If I = 1 Then

 If CubaDerrick = 1 Then

 Call InicioCiclo(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, DM, AH, AHRN)

Call Molino(AM, amr, amcp, dmr, dmcr, dmcp, dmm, SiE, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit, N, E, Po, NM)

Call AlimHidrociclon(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahm, ahr, ahcr, ahcp, DM, AH)

Call Hidrociclon(NM, plit, DC, Di, DOv, DU, h, ds, dl, A0, B0, C0, m, S, Bp, Sv, Rv, phi, d50, RSC, P, QA, QU, QO, Sah, So, Su, AH, OF, UF, ahr, ahcr, ahcp, ahm, ufr, ufer, ufcp, ufm, ofr, ofcr, ofcp, ofm, WA, WU, WO, dA, dUnd, dOvr, MQA, MQU, MQO, Tm, Eci, Ec, Hidro)

Call DatosUnderyOver(NM, UF, OF, ufm, ufr, ufer, ufcp, ofm, ofr, ofcr, ofcp)

AHRN = UF

Sahr = Hoja8.Cells(22, 3)

Call AlimHarneroDerrick(NM, ufm, ufr, ufer, ufcp, ahrnm, ahrnr, ahrncr, ahrncp, DM, AHRN)

Call harnero(NM, DM, Sahr, ahrnm, ahrncp, ahrnr, ahrncr, AHRN, OS, US, usm, usr, uscr, usecp, osm, osr, oscr, oscp, dmr, dmm, dmcp, dmcr, Tm)

FlujoFinal = US + OF

Else

Call InicioCiclo(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, DM, AH, AHRN)

Call Molino(AM, amr, amcp, dmr, dmcr, dmcp, dmm, SiE, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit, N, E, Po, NM)

Call AlimHidrociclon(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahm, ahr, ahcr, ahcp, DM, AH)

Call Hidrociclon(NM, plit, DC, Di, DOv, DU, h, ds, dl, A0, B0, C0, m, S, Bp, Sv, Rv, phi, d50, RSC, P, QA, QU, QO, Sah, So, Su, AH, OF, UF, ahr, ahcr, ahcp, ahm, ufr, ufer, ufcp, ufm, ofr, ofcr, ofcp, ofm, WA, WU, WO, dA, dUnd, dOvr, MQA, MQU, MQO, Tm, Eci, Ec, Hidro)

Call DatosUnderyOver(NM, UF, OF, ufm, ufr, ufcr, ufcp, ofm, ofr, ofcr, ofcp)

AHRN = UF

Sahr = Su

Call AlimHarneroDerrick(NM, ufm, ufr, ufcr, ufcp, ahrnm, ahrnr, ahrncr, ahrncp, DM, AHRN)

Call harnero(NM, DM, Sahr, ahrnm, ahrncp, ahrnr, ahrncr, AHRN, OS, US, usm, usr, uscr, usep, osm, osr, oscr, oscp, dmr, dmm, dmcp, dmcr, Tm)

FlujoFinal = US + OF

End If

Else

If CubaDerrick = 1 Then

Call CicloHibrido(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, ufm, DM, AH, osm, AHRN)

Call Molino(AM, amr, amcp, dmr, dmcr, dmcp, dmm, SiE, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit, N, E, Po, NM)

Call AlimHidrociclon(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahm, ahr, ahcr, ahcp, DM, AH)

Call Hidrociclon(NM, plit, DC, Di, DOv, DU, h, ds, dl, A0, B0, C0, m, S, Bp, Sv, Rv, phi, d50, RSC, P, QA, QU, QO, Sah, So, Su, AH, OF, UF, ahr, ahcr, ahcp, ahm, ufr, ufcr, ufcp, ufm, ofr, ofcr, ofcp, ofm, WA, WU, WO, dA, dUnd, dOvr, MQA, MQU, MQO, Tm, Eci, Ec)

Call DatosUnderyOver(NM, UF, OF, ufm, ufr, ufcr, ufcp, ofm, ofr, ofcr, ofcp)

AHRN = UF

Sahr = Hoja8.Cells(22, 3)

Call AlimHarneroDerrick(NM, ufm, ufr, ufer, ufcp, ahrnm, ahrnr, ahrncr, ahrncp, DM, AHRN)

Call harnero(NM, DM, Sahr, ahrnm, ahrncp, ahrnr, ahrncr, AHRN, OS, US, usm, usr, uscr, usecp, osm, osr, oscr, oscp, dmr, dmm, dmcp, dmcr, Tm)

FlujoFinal = US + OF

Else

Call CicloHibrido(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, ufm, DM, AH, osm, AHRN)

Call Molino(AM, amr, amcp, dmr, dmcr, dmcp, dmm, SiE, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit, N, E, Po, NM)

Call AlimHidrociclon(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahm, ahr, ahcr, ahcp, DM, AH)

Call Hidrociclon(NM, plit, DC, Di, DOv, DU, h, ds, dl, A0, B0, C0, m, S, Bp, Sv, Rv, phi, d50, RSC, P, QA, QU, QO, Sah, So, Su, AH, OF, UF, ahr, ahcr, ahcp, ahm, ufr, ufer, ufcp, ufm, ofr, ofcr, ofcp, ofm, WA, WU, WO, dA, dUnd, dOvr, MQA, MQU, MQO, Tm, Eci, Ec)

Call DatosUnderyOver(NM, UF, OF, ufm, ufr, ufer, ufcp, ofm, ofr, ofcr, ofcp)

AHRN = UF

Sahr = Su

Call AlimHarneroDerrick(NM, ufm, ufr, ufer, ufcp, ahrnm, ahrnr, ahrncr, ahrncp, DM, AHRN)

Call harnero(NM, DM, Sahr, ahrnm, ahrncp, ahrnr, ahrncr, AHRN, OS, US, usm, usr, uscr, usecp, osm, osr, oscr, oscp, dmr, dmm, dmcp, dmcr, Tm)

FlujoFinal = US + OF

End If

```

    End If

End If

Next I

Call ImprimirHibrido(amm, dmm, ahrnm, osm, usm, US, ahm, ufm, ofm, NM, Su, So)

End Sub

```

7.5 Módulos necesarios

7.5.1 Modelo molino.

```

Public Sub Molino(AM, amr, amcp, dmr, dmcr, dmcp, dmm, SiE, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit,
N, E, Po, NM)

```

```

    E = Po / AM

```

```

    For I = 1 To NM

```

```

        dmcp(I, 1) = 100 - ((100 - amcp(I, 1)) / ((1 + (SiE(I, 1) * E / N) ^ N))

```

```

        dmcr(I, 1) = 100 - dmcp(I, 1)

```

```

        If I = 1 Then

```

```

            dmr(I, 1) = 100 - dmcp(I, 1)

```

```

        Else

```

```

            dmr(I, 1) = dmcp(I - 1, 1) - dmcp(I, 1)

```

```

        End If

```

```

    Next I

```

```

    For J = 1 To NM

```

```

        dmm(J, 1) = dmr(J, 1) * AM / 100

```

```

    Next J

```

```

End Sub

```

7.5.2 Modelo hidrociclón.

Public Sub Hidrociclón(NM, plit, DC, Di, DOv, DU, h, ds, dl, A0, B0, C0, m, S, Bp, Sv, Rv, phi, d50, RSC, P, QA, QU, QO, Sah, So, Su, AH, OF, UF, ahr, ahcr, ahcp, ahm, ufr, ufer, ufcp, ufm, ofr, ofcr, ofcp, ofm, WA, WU, WO, dA, dUnd, dOvr, MQA, MQU, MQO, Tm, Eci, Ec)

$$dA = ds / (ds - ((Sah / 100) * (ds - 1)))$$

$$MQA = (AH / Sah) * 100$$

$$WA = MQA - AH$$

$$QA = 0.588578 * ((AH / ds) + WA)$$

$$Sv = 100 / ((ds / dl) * ((100 / Sah) - 1) + 1)$$

$$P = (C0 * (QA ^ 1.78) * (Exp(0.0055 * Sv))) / ((DC ^ 0.37) * (Di ^ 0.94) * (h ^ 0.28) * (((DU ^ 2) + (DOv ^ 2)) ^ 0.87))$$

$$S = (B0 * ((DU / DOv) ^ 3.31) * (h ^ 0.54) * (((DU ^ 2) + (DOv ^ 2)) ^ 0.36) * Exp(0.0054 * Sv)) / (((2.31 * P / ds) ^ 0.24) * (DC ^ 1.11))$$

$$Rv = S / (1 + S)$$

$$phi = Sv / 100$$

$$d50 = (A0 * (DC ^ 0.46) * (Di ^ 0.6) * (DOv ^ 1.21) * Exp(0.063 * Sv)) / ((DU ^ 0.71) * (h ^ 0.38) * (QA ^ 0.45) * ((ds - dl) ^ 0.5))$$

$$m = Exp(plit - 1.58 * S / (S + 1)) * ((DC * DC * h / QA) ^ 0.15)$$

For I = 1 To NM

$$Eci(I, 1) = 1 - Exp(-0.69315 * ((Tm(I, 1) / d50) ^ m))$$

Next I

$$RSC = 0$$

For J = 1 To NM

$$RSC = RSC + ((Eci(J, 1) * ahr(J, 1)) / 100)$$

Next J

$$Bp = (Rv - RSC * phi) / (1 - RSC * phi)$$

$$UF = 0$$

For K = 1 To NM

$$Ec(K, 1) = (Eci(K, 1) * (1 - Bp)) + Bp$$

$$ufm(K, 1) = Ec(K, 1) * ahm(K, 1)$$

$$ofm(K, 1) = ahm(K, 1) - ufm(K, 1)$$

$$UF = UF + ufm(K, 1)$$

Next K

$$OF = AH - UF$$

$$WU = WA * Bp$$

$$QU = 0.588578 * ((UF / ds) + WU)$$

$$Su = (UF / (UF + WU)) * 100$$

$$dUnd = ds / (ds - ((Su / 100) * (ds - 1)))$$

$$WO = WA - WU$$

$$QO = 0.588578 * ((OF / ds) + WO)$$

$$So = (OF / (OF + WO)) * 100$$

$$dOvr = ds / (ds - ((So / 100) * (ds - 1)))$$

End Sub

7.5.3 Lectura de acumulado pasante de alimentación fresca.

Public Sub LeeFresca(NM, afcp, afcr, afr, afm, FA)

Dim FRESC As Double

$$FRESC = 0$$

```

For I = 1 To NM
    afcp(I, 1) = Hoja1.Cells(4 + I, 9)
    afcr(I, 1) = 100 - afcp(I, 1)
    If I = 1 Then
        afr(I, 1) = 100 - afcp(I, 1)
    Else
        afr(I, 1) = afcp(I - 1, 1) - afcp(I, 1)
        afm(I, 1) = afr(I, 1) * FA / 100
    End If
    FRESC = FRESC + afm(I, 1)
Next I
End Sub

```

7.5.4 Lectura de tamaño de abertura.

```

Public Sub LeeT(NM, Tm, TmA)
    For I = 1 To NM
        Tm(I, 1) = Hoja1.Cells(4 + I, 8)
    Next I
    For J = 1 To NM
        If J = 1 Then
            TmA(J, 1) = (Tm(J, 1) * Tm(J, 1) * (2 ^ 0.5)) ^ 0.5
        Else
            TmA(J, 1) = (Tm(J, 1) * Tm(J - 1, 1)) ^ 0.5
        End If
    Next J
End Sub

```

Next J

End Sub

7.5.5 Lectura de función fractura.

Public Sub SiEm(NM, SiE, TmA, Alf0, Alf1, Alf2, dcrit)

For I = 1 To NM

 SiE(I, 1) = Hoja2.Cells(4 + I, 5)

Next I

End Sub

7.5.6 Inicio de ciclo.

Public Sub InicioCiclo(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, DM, AH, AHRN)

AM = 0

For I = 1 To NM

 amm(I, 1) = afm(I, 1)

 AM = AM + amm(I, 1)

Next I

For J = 1 To NM

 amr(J, 1) = amm(J, 1) * 100 / AM

 If J = 1 Then

 amcr(J, 1) = amr(J, 1)

 amcp(J, 1) = 100 - amr(J, 1)

 Else

 amcr(J, 1) = amcr(J - 1, 1) + amr(J, 1)

$amcp(J, 1) = amcp(J - 1, 1) - amr(J, 1)$

End If

Next J

DM = AM

AH = DM

End Sub

7.5.7 Alimentación hidrociclón.

Public Sub AlimHidrociclon(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahm, ahr, ahcr, ahcp, DM, AH)

For I = 1 To NM

$ahm(I, 1) = dmm(I, 1)$

$ahr(I, 1) = dmr(I, 1)$

$ahcr(I, 1) = dmcr(I, 1)$

$ahcp(I, 1) = dmcp(I, 1)$

Next I

End Sub

7.5.8 Underflow y Overflow.

Public Sub DatosUnderyOver(NM, UF, OF, ufm, ufr, ufcr, ufcp, ofm, ofr, ofcr, ofcp)

For I = 1 To NM

$ufr(I, 1) = ufm(I, 1) * 100 / UF$

$ofr(I, 1) = ofm(I, 1) * 100 / OF$

If I = 1 Then

$ufcr(I, 1) = ufr(I, 1)$

$ufcp(I, 1) = 100 - ufr(I, 1)$

ofcr(I, 1) = ofr(I, 1)

ofcp(I, 1) = 100 - ofr(I, 1)

Else

ufcr(I, 1) = ufcr(I - 1, 1) + ufr(I, 1)

ufcp(I, 1) = ufcp(I - 1, 1) - ufr(I, 1)

ofcr(I, 1) = ofcr(I - 1, 1) + ofr(I, 1)

ofcp(I, 1) = ofcp(I - 1, 1) + ofr(I, 1)

End If

Next I

End Sub

7.5.9 Ciclo normal.

Public Sub Ciclo(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, ufm, DM, AH, osm, AHRN)

AM = 0

For I = 1 To NM

amm(I, 1) = afm(I, 1) + ufm(I, 1) + osm(I, 1)

AM = AM + amm(I, 1)

Next I

For J = 1 To NM

amr(J, 1) = amm(J, 1) * 100 / AM

If J = 1 Then

amcr(J, 1) = amr(J, 1)

amcp(J, 1) = 100 - amr(J, 1)

Else

amcr(J, 1) = amcr(J - 1, 1) + amr(J, 1)

amcp(J, 1) = amcp(J - 1, 1) - amr(J, 1)

End If

Next J

DM = AM

AH = DM

AHRN = DM

End Sub

7.5.10 Imprimir granulometría de circuito de ciclones.

Public Sub Imprimir(amm, dmm, ahm, ufm, ofm, NM, Su, So)

For I = 1 To NM

Hoja1.Cells(4 + I, 17) = amm(I, 1)

Hoja1.Cells(4 + I, 21) = dmm(I, 1)

Hoja1.Cells(4 + I, 25) = ahm(I, 1)

Hoja1.Cells(4 + I, 29) = ufm(I, 1)

Hoja1.Cells(4 + I, 33) = ofm(I, 1)

Next I

Hoja1.Cells(32, 11) = Su

Hoja1.Cells(33, 11) = So

End Sub

7.5.11 Calculo P₈₀.

Public Sub P80C(NM, uscp, afcp, dmcp, Tm, P80)

For I = 1 To NM

```

If uscp(I, 1) < 80 And uscp(I - 1, 1) > 80 Then
    P80 = ((80 - uscp(I, 1)) / (uscp(I - 1, 1) - uscp(I, 1))) * (Tm(I - 1, 1) - Tm(I, 1)) +
Tm(I, 1)
    End If
Next I
End Sub

```

7.5.12 Modelo harnero.

Public Sub harnero(NM, DM, Sahr, ahrnm, ahrncp, ahrnr, ahrncr, AHRN, OS, US, usm, usr, uscr, usecp, osm, osr, oscr, oscp, dmr, dmm, dmcp, dmcr, Tm)

Dim mahr As Double

US = 0

OS = 0

mahr = 10.45 - 0.1019 * Sahr - 0.00726 * AHRN

Dim d50hr As Double

d50hr = 71.16 + 26.34 * mahr

Dim Eficiencia(50, 50) As Double

For I = 1 To NM

 If Tm(I, 1) > 425 Then

 Eficiencia(I, 1) = 1

 Else

 Eficiencia(I, 1) = 1 - Exp(-0.69315 * (Tm(I, 1) / d50hr) ^ mahr)

 End If

 osm(I, 1) = ahrnm(I, 1) * Eficiencia(I, 1)

 usm(I, 1) = ahrnm(I, 1) - osm(I, 1)

OS = OS + osm(I, 1)

US = US + usm(I, 1)

Next I

For J = 1 To NM

usr(J, 1) = usm(J, 1) * 100 / US

If J = 1 Then

uscpc(J, 1) = 100 - usr(J, 1)

Else

uscpc(J, 1) = uscpc(J - 1, 1) - usr(J, 1)

End If

Next J

End Sub

7.5.13 Alimentación harnero.

Public Sub AlimHarnero(NM, dmm, dmr, dmcr, dmcp, ahrnm, ahrnr, ahrncr, ahrncp, DM, AHRN)

AHRN = 0

For I = 1 To NM

ahrnm(I, 1) = dmm(I, 1)

ahrnr(I, 1) = dmr(I, 1)

ahrncr(I, 1) = dmcr(I, 1)

ahrncp(I, 1) = dmcp(I, 1)

AHRN = AHRN + dmm(I, 1)

Next I

End Sub

7.5.14 Imprimir harnero.

Public Sub ImprimirHarnero(amm, dmm, ahrnm, osm, usm, NM, US)

US = 0

For I = 1 To NM

 Hoja7.Cells(4 + I, 17) = amm(I, 1)

 Hoja7.Cells(4 + I, 21) = dmm(I, 1)

 Hoja7.Cells(4 + I, 25) = ahrnm(I, 1)

 Hoja7.Cells(4 + I, 29) = osm(I, 1)

 Hoja7.Cells(4 + I, 33) = usm(I, 1)

 US = US + usm(I, 1)

Next I

End Sub

7.5.15 Ciclo hibrido

Public Sub CicloHibrido(NM, AM, afm, amm, amr, amcp, amcr, ufm, DM, AH, osm, AHRN)

AM = 0

For I = 1 To NM

 amm(I, 1) = afm(I, 1) + osm(I, 1)

 AM = AM + amm(I, 1)

Next I

For J = 1 To NM

 amr(J, 1) = amm(J, 1) * 100 / AM

If J = 1 Then

$$\text{amcr}(J, 1) = \text{amr}(J, 1)$$

$$\text{amcp}(J, 1) = 100 - \text{amr}(J, 1)$$

Else

$$\text{amcr}(J, 1) = \text{amcr}(J - 1, 1) + \text{amr}(J, 1)$$

$$\text{amcp}(J, 1) = \text{amcp}(J - 1, 1) - \text{amr}(J, 1)$$

End If

Next J

$$\text{DM} = \text{AM}$$

$$\text{AH} = \text{DM}$$

$$\text{AHRN} = \text{DM}$$

End Sub

7.5.16 Imprimir circuito hibrido

Public Sub ImprimirHibrido(amm, dmm, ahrnm, osm, usm, US, ahm, ufm, ofm, NM, Su, So)

For I = 1 To NM

$$\text{Hoja8.Cells}(4 + I, 17) = \text{amm}(I, 1)$$

$$\text{Hoja8.Cells}(4 + I, 21) = \text{dmm}(I, 1)$$

$$\text{Hoja8.Cells}(4 + I, 25) = \text{ahm}(I, 1)$$

$$\text{Hoja8.Cells}(4 + I, 29) = \text{ufm}(I, 1)$$

$$\text{Hoja8.Cells}(4 + I, 33) = \text{ahrnm}(I, 1)$$

$$\text{Hoja8.Cells}(4 + I, 37) = \text{osm}(I, 1)$$

$$\text{Hoja8.Cells}(4 + I, 41) = \text{usm}(I, 1)$$

Hoja8.Cells(4 + I, 45) = ofm(I, 1)

Next I

Hoja8.Cells(32, 11) = Su

Hoja8.Cells(33, 11) = So

End Sub