

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Estudio del sistema de clasificación y circuito de flotación de
plomo para incrementar la recuperación de plomo y plata en un
mineral polimetálico**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Anthony Edgar Dávila Torres

 [0009-004-5943-5516](https://orcid.org/0009-004-5943-5516)

Asesor

MSc. Arturo Leoncio Lobato Flores

 [0000-0002-3890-9338](https://orcid.org/0000-0002-3890-9338)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Dávila Torres [1]
Referencia/Reference	[1] A. Dávila Torres, “ <i>Estudio del sistema de clasificación y circuito de flotación de plomo para incrementar la recuperación de plomo y plata en un mineral polimetálico</i> ” [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Dávila, 2025)
Referencia/Reference	Dávila, A. (2025). <i>Estudio del sistema de clasificación y circuito de flotación de plomo para incrementar la recuperación de plomo y plata en un mineral polimetálico</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Esta tesis se la dedico a mis padres quienes me han apoyado para poder llegar a esta instancia de mis estudios, ya que dedicaron su esfuerzo y tiempo para que siga avanzando académica y profesionalmente. También se la dedico a mi pareja Karen quien me ha dado 2 hermosas hijas, ella ha sido la persona que me impulsó a seguir, estando pendiente siempre y me demostró con acciones que no existe adversidad que no pueda ser superada con esfuerzo y dedicación.

Resumen

En planta concentradora de Minerales se cuenta con etapas fundamentales para el procesamiento de minerales de los distintos productores, lo que implica un estudio exhaustivo para poder incrementar la recuperación y grado de los concentrados, una de las etapas más importantes es el proceso de clasificación, así como las recirculaciones de las espumas de flotación en el circuito de plomo, en otras palabras, el diagrama del proceso del circuito de flotación de plomo. El presente estudio se realizó en la planta concentradora de minerales con capacidad de 400 TMH/d. Se realizaron muestreos del nido de hidrociclones, muestreos de toda el área de flotación, así como el área de chancado para conocer el estado inicial, se comprobó que tenía falencias en el circuito de flotación y en el sistema de clasificación como una excesiva carga circulante superior a los 400%, una baja eficiencia de clasificación de 42.69%, por lo cual se empezó a evaluar diferentes parámetros como la granulometría en la clasificación, porcentaje pasante malla -200, la carga circulante con densidades de pulpa como una referencia y las leyes de ingreso y salida por celda según el diagrama de flujo del circuito de flotación de plomo.

El problema principal es la baja recuperación de plomo y plata, inicialmente se tenía una recuperación de plomo en promedio de 86% y una recuperación de plata de 87% el objetivo del presente estudio consiste en incrementar las recuperaciones realizando modificaciones en la recirculación de espumas en el circuito de flotación e incrementar la eficiencia de clasificación, así como encontrar las mejores condiciones de granulometría a flotación.

Palabras clave — Rentabilidad, factor metalúrgico, planta concentradora, recirculación de espumas de flotación.

Abstract

The Minerals concentrator plant has fundamental stages for the processing of minerals from the different producers, which implies an exhaustive study in order to increase the recovery and grade of the concentrates. One of the most important stages is the classification process, as well as the recirculations of the flotation foams in the lead circuit, in other words, the process diagram of the lead flotation circuit. The present study was carried out in the mineral concentrator plant with a capacity of 400 TMH/d. They were demonstrated from the hydrocyclone nest, they demonstrated the entire flotation area, as well as the crushing area to know the initial state, it was verified that it had shortcomings in the flotation circuit and in the classification system as an excessive circulating load higher than 400%, a low classification efficiency of 42.69%, for which different parameters such as granulometry in the classification, -200 mesh passing percentage, the circulating load with pulp densities as a reference and the entrance grades began to be evaluated. and output per cell according to the flowchart of the lead flotation circuit.

The main problem is the low recovery of lead and silver. Initially, there was an average lead recovery of 86% and a silver recovery of 87%. The objective of this study is to increase recoveries by making modifications to the recirculation of foams in the flotation circuit and increase the classification efficiency, as well as finding the best granulometry conditions for flotation.

Keywords — Profitability, metallurgical factor, concentrator plant, recirculation of flotation foams.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	iv
Abstract	v
Introducción	xvi
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Planteamiento de la realidad problemática	1
1.2 Justificación de la tesis	1
1.3 Objetivos	2
1.3.1 Objetivo general	2
1.3.2 Objetivos específicos.....	2
1.4 Hipótesis	2
1.4.1 Hipótesis general.....	2
1.4.2 Hipótesis específicas.....	2
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	3
2.1 Marco teórico.....	3
2.1.1 Chancado.....	3
2.1.2 Molienda.....	4
2.1.3 Clasificación	4
2.1.4 Operaciones numéricas para la corrección de datos	11
2.1.5 Flotación.....	14
2.1.6 Flotación Flash	18
2.1.7 Flotación bulk plomo-plata.....	19
2.2 Marco conceptual	19
2.2.1 Área de chancado	19
2.2.2 Área de molienda y clasificación.....	20
2.2.3 Área de flotación	22
2.2.4 Área de espesamiento y filtrado	24

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	26
3.1 Características del mineral a estudiar	26
3.2 Cálculos en el área de chancado.....	27
3.3 Cálculos en el área de molienda y clasificación.....	31
3.3.1 Análisis granulométrico de la descarga de los molinos	32
3.3.2 Análisis granulométrico inicial del nido de hidrociclones D-6	34
3.3.3 Análisis granulométrico del nido de hidrociclones D-6 incrementando la presión	40
3.3.4 Regularización del nivel de bolas y pruebas a diferentes porcentajes pasantes	45
malla - 200	45
3.3.5 Cálculos en el área de flotación de plomo	80
3.3.6 Reactivos usados en molienda y clasificación	88
3.4 Reactivos en la sección flotación de zinc.....	89
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	90
4.1 Análisis de la carga circulante y eficiencia de clasificación inicial	90
4.2 Evaluación del porcentaje pasante malla - 200.....	94
4.2.1 Porcentaje pasante 50% -200m.....	95
4.2.2 Porcentaje pasante 52% -200m.....	95
4.2.3 Porcentaje pasante 54% -200m.....	95
4.2.4 Porcentaje pasante 56% -200m.....	95
4.2.5 Análisis de los resultados del sistema de clasificación	96
4.2.6 Análisis de los resultados del balance por leyes.....	96
4.3 Validación de hipótesis.....	98
Conclusiones	107
Recomendaciones	108
Referencias bibliográficas.....	109
Anexos	111

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Efectos del cambio de algunas variables en el hidrociclón	8
Tabla 2 : Relación de minerales presentes en el mineral estudiado	26
Tabla 3 : Análisis granulométrico del mineral de cancha.....	27
Tabla 4 : Análisis granulométrico del producto de la chancadora 16"x24"	28
Tabla 5 : Análisis granulométrico del alimento a la zaranda vibratoria 5'x10'	28
Tabla 6 : Análisis granulométrico del alimento a chancadora 6' x 33'	29
Tabla 7 : Análisis granulométrico del producto de la chancadora 6' x 33'	29
Tabla 8 : Datos para calcular la eficiencia de la zaranda	30
Tabla 9 : Resumen de cálculos en el área de chancado	30
Tabla 10: Condiciones iniciales en el procesamiento de mineral	31
Tabla 11: Balance metalúrgico promedio de las campañas	31
Tabla 12: Análisis granulométrico del alimento al molino de bolas N°2	32
Tabla 13: Análisis granulométrico de la descarga del molino N°1	33
Tabla 14: 3.13. Análisis granulométrico de la descarga del molino N°2	34
Tabla 15: Porcentajes pasantes inicial en el funcionamiento del nido de hidrociclones	
D-6.....	34
Tabla 16: Porcentajes retenido inicial en el funcionamiento del nido de hidrociclones	
D-6.....	35
Tabla 17: Carga circulante con multiplicadores de Lagrange	36
Tabla 18: Parámetros para calcular los valores corregidos.....	36
Tabla 19: Cálculos de eficiencia para determinar el valor de D50	37
Tabla 20: Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia	37
Tabla 21: Eficiencia de clasificación en condiciones iniciales.....	37
Tabla 22: Cálculo del D50 corregido por el modelo de Plitt.....	38
Tabla 23: Balance metalúrgico inicial, III campaña	39

Tabla 24: Porcentajes pasantes inicial en el funcionamiento del nido de hidrociclones	
D-6	40
Tabla 25: Porcentajes retenido inicial en el funcionamiento del nido de hidrociclones	
D-6	40
Tabla 26: Carga circulante con multiplicadores de Lagrange	41
Tabla 27: Parámetros para calcular los valores corregidos	41
Tabla 28: Valores corregidos para el análisis granulométrico	42
Tabla 29: Porcentajes acumulados y pasantes de los valores corregidos	42
Tabla 30: Cálculos de eficiencia para determinar el valor de D50	43
Tabla 31: Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia	43
Tabla 32: Eficiencia de clasificación en condiciones iniciales	43
Tabla 33: Cálculo del D50 corregido por el modelo de Plitt	44
Tabla 34: Balance metalúrgico incrementando la presión en los hidrociclones	44
Tabla 35: Parámetros para determinar el tamaño máximo de bola	46
Tabla 36: Distribución acumulada del collar de bolas	46
Tabla 37: Distribución de bolas y cantidad	46
Tabla 38: Cantidad de bolas adicionadas al molino N°2	47
Tabla 39: Parámetros para calcular el tamaño máximo de bola en el molino N°1	48
Tabla 40: Parámetros iniciales en el cálculo del tamaño máximo de bola en el molino	
N°1	48
Tabla 41: Cantidad de bolas contenidas en el molino N°1	49
Tabla 42: Cantidad de bolas contenidas en el molino N°2	49
Tabla 43: Porcentajes pasantes luego de adición de bolas en el nido de hidrociclón D-651	
Tabla 44: Cálculo de carga circulante sin corrección de los porcentajes retenidos	52
Tabla 45: Porcentajes retenidos luego de la adición de bolas en el nido de hidrociclón	
D-6	53
Tabla 46: Cálculo de la carga circulante con multiplicadores de Lagrange	53
Tabla 47: Cálculos para determinar los valores corregidos	54

Tabla 48: Valores acumulados y pasantes del nido de hidrociclones corregido	54
Tabla 49: Cálculo de las eficiencias de rebose y descarga para el cálculo del D50 simple	55
Tabla 50: Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia	55
Tabla 51: Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia	55
Tabla 52: Cálculo del D50 corregido por el modelo de Plitt.....	56
Tabla 53: Balance metalúrgico para 50% -200m.....	57
Tabla 54: Porcentajes pasantes luego del primer cambio en el nido de hidrociclones D-6.....	57
Tabla 55: Porcentajes retenidos luego de la modificación.....	58
Tabla 56: Carga circulante por multiplicadores de Lagrange luego de la corrección	59
Tabla 57: Cálculo de variables para corregir el análisis granulométrico	59
Tabla 58: Valores corregidos del análisis granulométrico	60
Tabla 59: Porcentajes pasantes de los valores corregidos	60
Tabla 60: Cálculo de la eficiencia del rebose y descarga.....	61
Tabla 61: Cálculo del d50c por el modelo de Plitt	61
Tabla 62: Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia	62
Tabla 63: Resumen del área de molienda para 52% -200m.....	62
Tabla 64: Balance metalúrgico para 52% -200m.....	63
Tabla 65: Porcentajes pasantes del compósito a 52 % -200m en el nido de hidrociclones D-6	64
Tabla 66: Porcentajes retenidos del compósito a 52% -200m.....	64
Tabla 67: Carga circulante por multiplicadores de Lagrange luego de la corrección	65
Tabla 68: Cálculo de variables para corregir el análisis granulométrico con el compósito a 52% -200m.....	65
Tabla 69: Valores corregidos del análisis granulométrico del compósito del nido de hidrociclones D-6 para 52% -200m	66
Tabla 70: Porcentajes pasantes del compósito para 52% -200m.....	66

Tabla 71: 3.68. Cálculo de la eficiencia del rebose y descarga para 52% -200	67
Tabla 72: Cálculo del d50c por el modelo de Plitt para el compósito a 52% -200m.....	67
Tabla 73: Eficiencia de clasificación para el compósito a 52% -200m.....	68
Tabla 74: Resumen del área de molienda para compósito a 52% -200m.....	68
Tabla 75: Balance metalúrgico promedio para 52% -200m.....	68
Tabla 76: Porcentajes pasantes para 54% malla -200	69
Tabla 77: Porcentajes retenidos para 54% -200m	70
Tabla 78: Calculo de carga circulante para 54% -200m	70
Tabla 79: Valores corregidos para 54% -200m	71
Tabla 80: Cálculos de las eficiencias de rebose y descarga para 54% -200m	71
Tabla 81: Eficiencia total del hidrociclón para 54% -200m	71
Tabla 82: Cálculos del d50c mediante el modelo de Plitt para 54% -200m	72
Tabla 83: Resumen del área de molienda para 54% -200m.....	72
Tabla 84: Balance metalúrgico promedio para 54% -200m.....	73
Tabla 85: Porcentajes pasantes para 56% -200m.....	73
Tabla 86: Porcentajes retenido para 56% -200m	74
Tabla 87: Corrección por multiplicadores de lagrange para 56% -200m	75
Tabla 88: Valores corregidos por malla para 56% -200m.....	75
Tabla 89: Cálculos de eficiencia para 56% -200m	76
Tabla 90: Eficiencia para 56% -200m	76
Tabla 91: Cálculo del d50c por el método de plitt para 56% -200m.....	76
Tabla 92: Resumen del área de molienda para 56% -200m.....	77
Tabla 93: Balance metalúrgico promedio para 56% -200m.....	77
Tabla 94: Balance materia inicial	78
Tabla 95: Balance másico al 52% -200m.....	79
Tabla 96: Balance másico al 54% -200m.....	79
Tabla 97: Balance másico al 56% -200m.....	79

Tabla 98: Balance metalúrgico luego de realizar la modificación del circuito trabajando a 52% malla -200	84
Tabla 99: Balance metalúrgico inicial.....	84
Tabla 100: Balance metalúrgico a 52% -200m.....	84
Tabla 101: Balance metalúrgico a 52% - malla 200	85
Tabla 102: Balance metalúrgico manteniendo 54% -200m	85
Tabla 103: Balance metalúrgico manteniendo 56% - malla 200.....	85
Tabla 104: Balance metalúrgico II campaña	86
Tabla 105: Balance metalúrgico global a 52% -200m en el overflow.....	86
Tabla 106: Balance metalúrgico efectivo inicial.....	86
Tabla 107: Balance metalúrgico efectivo a 52% -200m.....	87
Tabla 108: Balance metalúrgico efectivo a 52% -200m segundo mes	87
Tabla 109: Balance metalúrgico efectivo en el tercer mes con 52% -200m.....	87
Tabla 110: Balance metalúrgico efectivo a 54% -200m.....	87
Tabla 111: Balance metalúrgico de 1 guardia controlando el porcentaje pasante malla 200 y la carga de ingreso al molino de bolas primario	88
Tabla 112: Multiplicadores de Lagrange para cálculo de carga circulante inicial.....	90
Tabla 113: Análisis granulométrico del overflow	91
Tabla 114: Análisis granulométrico del overflow	92
Tabla 115: Balance metalúrgico a esa granulometría	93
Tabla 116: Resumen del área de molienda.....	93
Tabla 117: Coeficientes codificados de la recuperación de plomo según las variables de estudio.....	99
Tabla 118: Resumen del modelo de recuperación de plomo por diseño octogonal.....	99
Tabla 119: Análisis de varianza de la recuperación de plomo con las variables de estudio	100
Tabla 120: Balance efectivo con las condiciones iniciales	104
Tabla 121: Balance efectivo con los cambios propuestos	104

Tabla 122: Costo operativo de la planta concentradora con las condiciones iniciales... 105

Tabla 123: Costo operativo de la planta concentradora luego de los cambios
realizados..... 106

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Partes de un hidrociclón.....	7
Figura 2 : Material fluyendo en el interior de un hidrociclón.....	7
Figura 3 : Esquema de entradas y salidas de un hidrociclón.....	11
Figura 4 : Gráfica de recuperación vs grado del concentrado de plomo.....	17
Figura 5 : Flowsheet del área de chancado	20
Figura 6 : Flowsheet del área molienda – clasificación	21
Figura 7 : Balance de masa en la celda Sk-240	22
Figura 8 : Flowsheet del circuito de plomo	23
Figura 9 : Flowsheet del circuito de zinc	24
Figura 10: Flowsheet del área de espesamiento y filtrado	25
Figura 11: Curvas de alimento, descarga y rebose	35
Figura 12: Nivel de llenado con altura de carga de bolas en Molycop.....	47
Figura 13: Nivel de llenado de bolas actual con Molycop.....	49
Figura 14: Nivel de llenado de bolas requerido en molino N°1 con Molycop	50
Figura 15: Curvas del hidrociclón D-6	51
Figura 16: Curvas del hidrociclón D-6	58
Figura 17: Porcentajes pasantes en el alimento, overflow y underflow	69
Figura 18: Curvas del hidrociclón D-6	74
Figura 19: Curvas del hidrociclón D-6	78
Figura 20: Balance de masa en la celda Sk-240.....	80
Figura 21: Balance de masa en las celdas OK y OKU de plomo.....	81
Figura 22: Cambio propuesto para el circuito de plomo	83
Figura 23: Dosificación de reactivos en sección molienda	88
Figura 24: Dosificación de reactivos en la sección de flotación de plomo	89
Figura 25: Dosificación de reactivos en la sección de flotación de zinc.....	89
Figura 26: Determinación del nivel de carga de bolas.....	94

Figura 27: Recuperación de plomo y plata durante el desarrollo de la presente tesis	97
Figura 28: Recuperación de plomo en función del % pasante malla -200	98
Figura 29: Diagrama de Pareto de la recuperación de plomo	101
Figura 30: Grafica de efectos principales para la recuperación de plomo	102
Figura 31: Valores óptimos de porcentaje de eficiencia y porcentaje pasante malla 200 para la máxima recuperación de plomo y plata.....	103

Introducción

El circuito de flotación de plomo-plata de la planta concentradora de minerales en la cual se procesa el mineral no tiene un programa de muestreos por lo cual, la recuperación por cada celda ni las leyes de los concentrados en cada etapa de flotación era conocida, por lo cual se decidió realizar un plan de muestreos para determinar las condiciones operativas adecuadas para incrementar la recuperación. El mineral anteriormente fue procesado en diferentes plantas dando recuperaciones de 86% para plomo, 87% para plata y 88% para zinc en plantas de la misma zona donde se encuentra nuestra planta procesadora de minerales. De igual forma las tres primeras campañas realizadas en el año 2021 dio resultados similares a los de otras plantas, recuperaciones que no superaba los 90% para plomo ni para plata. En vista que el dueño del mineral acopiaba cerca de 5000 toneladas cada 2 meses, decidí realizar un estudio completo de análisis granulométrico y leyes en el área de flotación así mismo un análisis de leyes en todo el circuito y análisis granulométricos realizados en el área de molienda-clasificación en la tercera campaña, se ve opciones para mejorar la recuperación de plomo y plata en la planta concentradora mediante un balance general aplicando el método de mínimos cuadrados y estudio de la clasificación corrigiendo datos por el método de multiplicadores de Lagrange. Por ende, se encontrarán los parámetros óptimos en molienda para no tener problemas en futuras campañas.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Planteamiento de la realidad problemática

En la planta concentradora se procesa un mineral de plomo, plata y zinc, estos concentrados de plomo con contenido de plata presentan recuperaciones de alrededor de 87%. Debido a la falta de un programa de muestreos en el área de molienda – clasificación, así como en las celdas de flotación la causa base era algo complicada de detectar, entre ellas se tiene la falta de liberación o que exista un exceso de molienda, esto se puede producir por un exceso de carga circulante, un exceso de carga de bolas, una inadecuada recirculación de espumas o un inadecuado proceso de clasificación, así como un inadecuado uso o dosificación de reactivos.

Por lo tanto, el presente estudio evaluará las diferentes herramientas para mejorar la performance metalúrgica, tales como: evaluación del circuito de flotación de plomo, análisis granulométrico en el área de molienda – clasificación con el fin de mejorar la recuperación.

1.2 Justificación de la tesis

En la actualidad, las plantas concentradoras utilizan diferentes caminos para controlar la performance metalúrgica de sus procesos orientado a incrementar las ganancias de la empresa, en otras palabras, a mejorar la calidad de concentrado y la recuperación para poder cubrir sus costos de minado o compra del mineral, costo de investigación, transportes de mina a planta, costos de procesamiento, costos de envíos del concentrado final entre otros gastos. Algunas plantas que procesan mayor tonelaje tienen softwares y lecturas de leyes en línea que le facilitan la toma de decisiones a fin de mejorar la performance metalúrgica, pero en este caso solo podremos obtener leyes de cualquier punto muestreándolo. Por esta razón se propone balancear todo el circuito de flotación de plomo, así como el sistema molienda – clasificación a fin de ver si la recirculación de las espumas es la adecuada, si la granulometría en el overflow es la óptima, de no ser el caso

ver la posibilidad de modificar las recirculaciones y mejorar la clasificación con el fin de incrementar la recuperación, por ende, mejorar la rentabilidad de la empresa.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Incrementar la recuperación de plomo y plata en planta concentradora variando parámetros de control tales como: densidad de pulpa, granulometría en la clasificación del hidrociclón y la recirculación de espumas en el circuito de flotación de plomo.

1.3.2 Objetivos específicos

- Determinar la relación granulometría - recuperación óptima variando el porcentaje pasante de la malla 200 en el overflow.
- Estimar la carga circulante adecuada para optimizar el proceso.
- Evaluar las leyes por celda de flotación en el circuito de plomo.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

Al desarrollar los cambios en la granulometría del overflow del sistema de clasificación y en la recirculación de las espumas del circuito de flotación de plomo, se logrará un incremento de la recuperación de plomo y plata por encima de 90%.

1.4.2 Hipótesis específicas

- Una adecuada carga circulante será un indicador el cual nos definirá un adecuado grado de molienda, por consiguiente, una buena recuperación.
- La eficiencia de clasificación del hidrociclón influye directamente en la recuperación de plomo y plata, así como el tonelaje procesado
- Recircular las espumas a puntos con leyes cercanas o menores a la ley recirculada logrará incrementar la recuperación de plomo y plata.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 Chancado

El chancado es la primera etapa mecánica a realizar en el proceso de cominución, en donde el objetivo principal es la reducción de tamaño con el fin de lograr la liberación de los minerales valiosos de la ganga, para este caso, sería el plomo y la plata.

Esta es generalmente una operación seca y realizada comúnmente en dos o tres etapas según el tamaño de ingreso del mineral a chancado, así como el tipo de mineral. Los trozos de mineral directo de mina pueden ser tan grandes como 1 m de diámetro y se reducen en la etapa de la trituración primaria llegando a 0.01 m. en máquinas muy resistentes como la chancadora primaria que para el caso es una chancadora de quijadas o mandíbula tipo Blake.

Según Wills, B.A. (2006), La característica que distingue a las chancadoras de quijadas o mandíbulas son las dos placas que se abren y cierran. Las mandíbulas son colocadas en un ángulo agudo entre sí y una mandíbula hace un movimiento de oscilación con respecto a la otra mandíbula que se mantiene fija. Las chancadoras de mandíbula se clasifican por el método del movimiento de la mandíbula en movimiento.

La chancadora de mandíbula tipo Blake en la cual la mandíbula se gira en la parte superior y por lo tanto tiene un área de recepción fija y una descarga variable debido al movimiento. En la chancadora de tipo Dodge, la mandíbula gira en la parte inferior, dándole un área de alimentación variable, pero fija de entrega. La chancadora del tipo Dodge está restringida a uso en laboratorio.

Esta área es muy importante ya que el tamaño de mineral el cual ingrese a molienda es el resultado del proceso de chancado y esto lo define nuestra abertura de la zaranda.

La granulometría de ingreso a los molinos define las siguientes variables como: tiempo de residencia dentro de los molinos a fin de encontrar una granulometría adecuada según los requerimientos del mineral.

2.1.2 Molienda

Es la siguiente etapa mecánica del proceso de conminución después del chancado, se continúa reduciendo el tamaño de las partículas que componen el mineral, para obtener una granulometría de 70- 180 micrones entre la que permite finalmente la liberación de la mayor parte de los minerales metálicos en forma de partículas individuales recuperables por flotación o por otro proceso de concentración. Esto se logra realizando una adecuada mezcla de agua con mineral molido logrando formar lo que conocemos como pulpa, la pulpa es el elemento que contiene todos los elementos valiosos y no valiosos que forman el mineral. Para que posteriormente se logre una adecuada flotación el tamaño de las partículas deben estar en el rango de la malla 48 y la malla 270 aproximadamente, claramente existirán partículas más finas lo que conocemos como lamas.

Este proceso se realiza utilizando grandes equipos giratorios o molinos de forma cilíndrica que existen y se disponen en tres esquemas diferentes de molienda: molienda convencional, molienda unitaria y molienda SAG. En esta etapa según sea el mineral a tratar se adicionan algunos reactivos como la lechada de cal, promotores de plomo, cobre y algunos depresores.

Dentro del área de molienda se da la clasificación de minerales finos y gruesos. Esto se realiza mediante clasificadores helicoidales, hidrociclones, zarandas de alta frecuencia entre otras formas de separación. Para nuestro caso se utilizarán los hidrociclones.

2.1.3 Clasificación

Según Wills, B.A. (2006), los hidrociclones son equipos que funcionan continuamente y utilizan la fuerza centrífuga para acelerar la velocidad de sedimentación de partículas. Es uno de los dispositivos más importantes en la industria de los minerales, su principal uso es en la clasificación durante el procesamiento de minerales. Es ampliamente utilizado en operaciones de molienda en circuito cerrado. Así mismo ha encontrado otros usos como deslamar y desarenar.

El principal objetivo de un hidrociclón es tratar un determinado caudal de pulpa y separarlo en dos fracciones, una llamada sobre flujo u “overflow” la que arrastra los elementos más finos y/o menos densos y otra llamada bajo flujo o “underflow” la que contiene los elementos más grandes y/o más densos y usualmente son más gruesos que el diámetro de corte. La entrada tangencial de la alimentación al hidrociclón produce un movimiento en vórtice en tres dimensiones. Los perfiles de descarga pueden ser en forma de sogas (indeseada), un chorro abierto también conocido como ventilador (forma indeseada) y la descarga en forma de paraguas formando un ángulo de 30° con la perpendicular lo cual es la forma correcta de clasificación de un hidrociclón.

Algunas técnicas matemáticas aplicadas a cálculos en planta concentradora son:

La propuesta de Javes, Joseph, 2013 nos hablan sobre los modelos empíricos para hidrociclones.

La simulación de un circuito de molienda requiere de modelos para molinos y para los hidrociclones, los modelos de molinos que se usan están basados en la teoría fenomenológica de molienda como un proceso cinético de primer orden y en la teoría de tiempos de residencia. Estas teorías han sido capaces de producir modelo robusto que representan los molinos industriales con precisión necesaria. Con los hidrociclones ha sucedido algo distinto, hasta el momento se usan modelos empíricos tales como Lynch and Rao o el de Plitt, los que son de aplicación aceptable. La principal desventaja de estos modelos es el rango de aplicabilidad y la escasa información que los acompaña. El Hidrociclón consiste de una parte superior cilíndrica unida una base cónica con salida de rebose por boquilla del vórtice (Vortex) y salida de la descarga por el ápex situadas en la parte superior e inferior, respectivamente.

La alimentación en forma de pulpa se introduce bajo presión tangencial a través de una boquilla de admisión ubicada en la parte superior cilíndrica del hidrociclón, los productos abandonan el Hidrociclón a lo largo del eje central en ángulo recto con respecto a la dirección de entrada. En los puntos de salida las corrientes que fluyen remueven en direcciones opuestas. La clasificación de partículas sólidas de diferentes pesos contenidas

en la corriente de entrada se produce como resultado de la conversión de la dirección y de la velocidad del flujo de la corriente de entrada en las salidas, a la fuerza centrífuga y a las fuerzas de gravedad que actúan sobre las partículas. Una partícula suspendida en un fluido rotando en el Hidrociclón tiende a moverse sobre las paredes del mismo si la fuerza centrífuga que actúa sobre ella es mayor que la fuerza de arrastre, ya que de otro modo la partícula tiende a moverse radialmente hacia dentro. Aunque puede producirse el corto circuito dentro del Hidrociclón causando que las partículas gruesas aparezcan.

También nos habla sobre la eficiencia del hidrociclón diciendo lo siguiente:

El hidrociclón queda caracterizado por su curva de eficiencia de clasificación definida para cada tamaño de partícula como la fracción de los sólidos de ese tamaño en la alimentación que es recuperada en la descarga. De esta manera, se espera que la eficiencia así definida alcance sus más altos valores (cerca de 1) para las partículas más gruesas en la alimentación y que contrariamente dichos valores sean menores para las partículas finas de tamaño de corte deseado. La eficiencia de clasificación nos dice mucho sobre el comportamiento de nuestro hidrociclón ya que una baja eficiencia es un indicativo de mala clasificación pudiendo ocasionar falta de liberación o exceso en la molienda pudiendo perjudicar la flotación del mineral por la formación de lamas.

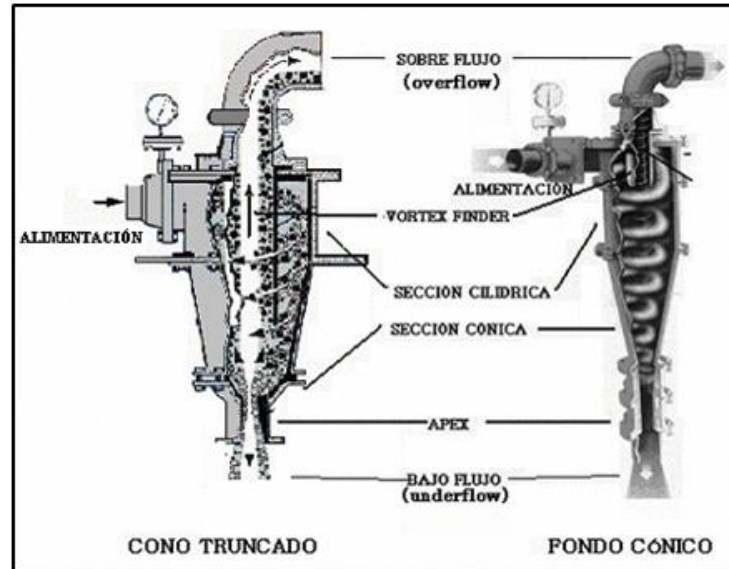
2.1.3.1 Principio de los hidrociclones. Los hidrociclones son estanques cilíndricos con fondo cónico o plano según se requiera, poseen un inlet en la parte superior por donde ingresa una alimentación en forma tangencial generando una rotación a lo largo del eje longitudinal lo que provoca un campo de fuerza centrífuga, y dos salidas, una superior denominada Vortex y una inferior llamada apex como se muestra en la Figura 1.

Las partículas de mayor tamaño y densidad sedimentan más rápido y viajan cercanas a las paredes del hidrociclón por la fuerza centrífuga generada por la entrada tangencial y debido a que el orificio de salida llamado ápex es reducido se genera un torbellino secundario ascendente producido por la succión de aire. De esta forma las partículas en suspensión se ven influenciadas por dos fuerzas opuestas una la fuerza

centrífuga y la otra de arrastre, generándose aquí la separación trasladando las partículas más finas y de menor densidad hacia la parte superior del hidrociclón, saliendo por el vortex junto con la mayor cantidad de líquido y las partículas de mayor tamaño y densidad salen por la parte inferior del hidrociclón llamada apex.

Figura 1

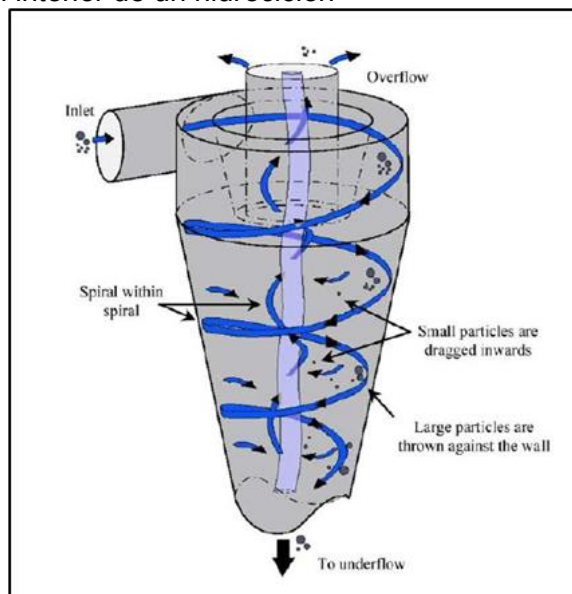
Partes de un hidrociclón



Fuente: Hydrocyclone parts (from Napier-Munn et al., 1996; Courtesy, JKMR, The University of Queensland)

Figura 2

Material fluyendo en el interior de un hidrociclón



Fuente: Hydrocyclone Flow Pattern (Cullivan et al., 2004)

Según Austin, L., Concha, F., (1994), los efectos de las variables más influyentes en el hidrociclón se resumen en la siguiente tabla.

Tabla 1*Efectos del cambio de algunas variables en el hidrociclón*

↑ EFECTO	ΔP	d50c	Bpf	%W U	%W O
QAlim	↑	↓	↓	↑	↓
%WAlim	↑ ↓	↑	↑	↑	↑
D _o	↓	↑	↓	↑	↑
D _u	↓	↓	↑	↓	↓
D _i	↓	↑	↑	↓	↑

Fuente: Elaboración propia.

Donde:

↑ = Aumenta

↓ = Disminuye

QAlim = Flujo alimentación.

%WAlim = Porcentaje sólido de alimentación.

D_o = Diámetro vortex del hidrociclónD_u = Diámetro ápex del hidrociclónD_i = Diámetro inlet del hidrociclón ΔP = Delta presión.

d50c = Tamaño de corte corregido en el hidrociclón

Bpf = By-pass de finos.

%W U = Porcentaje de sólidos en peso en el underflow.

%W O = Porcentaje de sólidos en peso en el overflow.

2.1.3.2 Variables operaciones más importantes.

- Porcentaje de sólidos a la alimentación:
- Flujo de pulpa alimentada:
- Presión de la alimentación:

2.1.3.3 Variables de diseño más importantes.

- Diámetro del hidrociclón (d_c):

- Diámetro de vortex (d_o):
- Diámetro de inlet (d_i):
- Diámetro de ápex (d_u):

2.1.3.4 Eficiencia de clasificación de un hidrociclón. La curva que representa la eficiencia de clasificación de un hidrociclón es la curva de Tromp, la cual relaciona la fracción en peso o porcentaje de cada tamaño de partícula en la alimentación que se reporta al ápex o descarga del tamaño de partícula. Con esta curva podemos hallar el parámetro d_{50} que representa la probabilidad de una partícula de ir a la descarga o al rebose.

Para construir la curva de Tromp necesitamos calcular las eficiencias de las partículas finas de la alimentación que pasan al rebose y a la descarga, para eso se necesita conocer los tonelajes horarios de sólidos del alimento, rebose y descarga

F = Flujo de sólidos del alimento

D = Flujo de sólidos del underflow

R = Flujo de sólidos del overflow

$f_{(x)F}$ = Porcentaje en peso del tamaño x en el alimento

$f_{(x)D}$ = Porcentaje en peso del tamaño x en el underflow

$f_{(x)R}$ = Porcentaje en peso del tamaño x en el overflow

2.1.3.5 Eficiencia de descarga.

$$\%E_{D(x)} = \frac{D * f_{(x)D}}{F * f_{(x)F}} * 100\%$$

2.1.3.6 Eficiencia de rebose.

$$\%E_{R(x)} = \frac{R * f_{(x)R}}{F * f_{(x)F}} * 100\%$$

Las dos eficiencias deben cumplir que su suma es igual a 100%.

$$\%E_{D(x)} + \%E_{R(x)} = 100\%$$

Luego se grafica $(x; \%E_{D(x)})$ y $(x; \%E_{R(x)})$ para cada valor de “ x ” obtenido. La intersección de las dos curvas da como resultado el parámetro conocido como d_{50} el cual

nos indica el tamaño de partícula el cual tiene la misma posibilidad de ir al overflow como al underflow.

2.1.3.7 Curva de Tromp corregida.

$$y = 100 - 100e^{(-0.6931(\frac{x}{d_{50c}})^m)}$$

Con esta curva hallamos el d_{50c} , este valor nos indica un comportamiento ideal en el hidrociclón. La siguiente fórmula es producto de logaritimización de la curva de Tromp-

$$\text{Log} \left(\ln \left(\frac{1}{1-y} \right) \right) = \text{Log} \left(\frac{0.6931}{(d_{50c})^m} \right) + m \log(x)$$

Con esta ecuación linealizamos los valores obtenidos mediante el análisis granulométrico y podemos obtener de una forma más sencilla el valor de d_{50c} .

2.1.3.8 Eficiencia. Con la ayuda de la modelización de Gates- Gaudin – Schuhmann

$$F(x) = 100 \left(\frac{d_{50c}}{X_0} \right)^m$$

Aplicando logaritmos en base 10 en la ecuación $F(x)$. Obtenemos los parámetros “ m ” y “ X_0 ” para el alimento, rebose y descarga del hidrociclón.

$$Ef_1 = \frac{\text{Peso de las partículas menores al } d_{50} \text{ en el rebose}}{\text{Peso de las partículas menores al } d_{50} \text{ en el alimento}}$$

$$Ef_1 = \frac{R * F(x)_{R(d_{50})}}{F * F(x)_{F(d_{50})}}$$

$$Ef_2 = \frac{\text{Peso de las partículas menores al } d_{50} \text{ en la descarga}}{\text{Peso de las partículas menores al } d_{50} \text{ en el alimento}}$$

$$Ef_2 = \frac{D * F(x)_{D(d_{50})}}{F * F(x)_{F(d_{50})}}$$

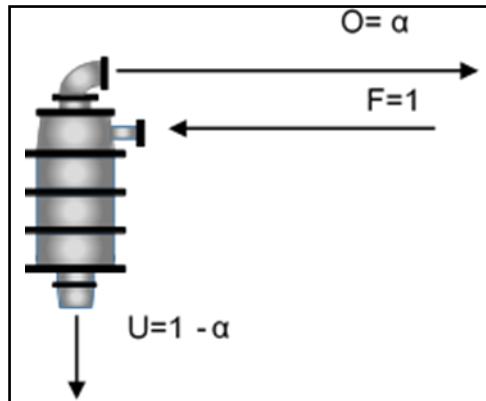
$$f = Ef_1 * Ef_2 * 100\%$$

2.1.4 Operaciones numéricas para la corrección de datos

2.1.4.1 Corrección de la carga circulante.

Figura 3

Esquema de entradas y salidas de un hidrociclón



Fuente: Elaboración propia.

Leyenda:

F = Feed

O = Overflow

U = Underflow

α = Fracción del alimento en peso que se dirige hacia el overflow.

Condiciones:

$$F = 1 \quad O = \alpha \quad U = 1 - \alpha$$

2.1.4.2 Balance de nodos.

$$F = U + O$$

$$F * f = U * u + O * o$$

f = porcentaje en peso por malla, acumulado o pasante del alimento.

o = porcentaje en peso por malla, acumulado o pasante del overflow.

u = porcentaje en peso por malla, acumulado o pasante del underflow.

2.1.4.3 Ponderando flujos.

$$1 * f = \alpha * o + (1 - \alpha) * u$$

$$f = \alpha * o + u - u * \alpha \quad (I)$$

$$f = u + \alpha * o - u * \alpha$$

$$(f - u) = \alpha * (o - u)$$

$$(f - u) - \alpha * (o - u) = 0 \quad (II)$$

La prioridad principal es calcular rápidamente el mejor valor de U/O, que es la carga circulante, el cual nos da un indicio de la eficiencia de clasificación.

$$F * f = U * u + O * o$$

$$f * (O + U) = U * u + O * o$$

$$f * O + f * U = U * u + O * o$$

$$O * (f - o) = U * (u - f)$$

$$\frac{U}{O} = \frac{(f - o)}{(u - f)}$$

$$\frac{U}{O} = \frac{(o - f)}{(f - u)}$$

$$\frac{U}{O} = \frac{(1 - \alpha)}{\alpha} = \frac{(o - f)}{(f - u)}$$

De las igualdades anteriores, obtenemos la siguiente relación. La cual es muy similar a la relación II. La relación obtenida es la siguiente

$$(f - u) - \alpha * (o - u)$$

El error en este nodo será:

$$(f - u) - \alpha * (o - u) = 0$$

Pero en realidad no es cero debido a la variabilidad en la toma de muestras, así como los análisis granulométricos. Por ello le daremos la variable delta.

Aplicando mínimos cuadrados para disminuir el error de la relación.

$$S = [(f - u) - \alpha * (o - u)]^2$$

$$S = (f - u)^2 - 2 * \alpha * (f - u) * (o - u) + \alpha^2 (o - u)^2$$

Derivando parcialmente S con respecto a α , resulta:

$$\frac{\partial S}{\partial \alpha} = -2 * (f - u) * (o - u) + 2 * \alpha * (o - u)^2$$

Igualando a 0 para obtener un valor crítico, en este caso mínimo:

$$-2 * (f - u) * (o - u) + 2 * \alpha * (o - u)^2 = 0$$

$$\alpha = \frac{(f - u) * (o - u)}{(o - u)^2}$$

Para n mallas, buscamos un solo óptimo, para lo cual usaremos sumatorias

Ecuación 11. Sumatoria para determinar el porcentaje del overflow.

$$\alpha = \frac{\sum_1^n [(f - u) * (o - u)]}{\sum_1^n [(o - u)]^2}$$

2.1.4.4 Determinación de los multiplicadores de Lagrange. Por ser 3 flujos:

$$S = \Delta f^2 + \Delta o^2 + \Delta u^2$$

Δf^2 = variación en cada malla en el alimento.

Δo^2 = variación en cada malla en el overflow.

Δu^2 = variación en cada malla en el underflow.

La función L a optimizar por el método de Lagrange será:

$$L = Si - 2\lambda(f - u - \alpha.o + \alpha.u)$$

Donde:

Si = Error de cada flujo, los flujos a considerar son los siguientes:

(1) Feed

(2) Over

(3) Under

Derivamos L con respecto a cada componente muestreable en el hidrociclón, obteniendo:

$$\frac{\partial L}{\partial f} = 2\Delta f - 2\lambda = 0 \quad \Delta f = \lambda$$

$$\frac{\partial L}{\partial u} = 2\Delta u + 2\lambda - 2\lambda\alpha = 0 \quad \Delta u = -\lambda(1 - \alpha)$$

$$\frac{\partial L}{\partial o} = 2\Delta o - 2\lambda\alpha = 0 \quad \Delta o = -\lambda\alpha$$

Basándose en la ecuación (I) y reemplazando Δf por f y este a su vez por λ

$$F * f = U * u + O * o$$

$$\lambda = \alpha * o + (1 - \alpha) * u$$

$$\lambda = \alpha * (-\lambda\alpha) + (1 - \alpha)(-\lambda)(1 - \alpha)$$

$$\lambda = -\lambda\alpha^2 - \lambda(1 - \alpha)^2$$

Como sabemos teóricamente la siguiente relación debe ser igual a 0

$$\lambda + \lambda\alpha^2 + \lambda(1 - \alpha)^2 = 0$$

Pero en realidad, casi siempre por la variabilidad de muestreo y análisis granulométrico no es cero, por lo cual siempre esa suma genera un residuo al cual le daremos la variable r

$$\lambda + \lambda * \alpha^2 + \lambda * (1 - \alpha)^2 = r$$

Factorizando λ y despejando λ , tenemos la siguiente relación:

$$\lambda = \frac{r}{1 + \alpha^2 + (1 - \alpha)^2}$$

Cálculo del r (residual)

$$F * f = U * u + O * o$$

$$F * f - U * u - O * o = r$$

Ecuación 12. Forma de determinar los errores en función de alfa.

$$r = f - \alpha * o - (1 - \alpha) * u$$

Ingresamos variable h al denominador de la función λ

$$h = 1 + \alpha^2 + (1 - \alpha)^2$$

$$\lambda = \frac{r}{h}$$

Quedando de la siguiente manera las variables:

$$\Delta f = \lambda = \frac{r}{h}$$

$$\Delta o = -\lambda * \alpha = -\frac{r * \alpha}{h}$$

$$\Delta u = \lambda * (1 - \alpha) = -\frac{r}{h}(1 - \alpha)$$

2.1.5 Flotación

La flotación es una técnica de concentración que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral, o especies de valor, y la ganga. Se basa en la adhesión de algunos sólidos a burbujas de gas generadas en la pulpa por algún

medio externo, en la celda de flotación. Según Wills, B.A. (2006), las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituye la cola o relave.

Existen muchas variables que tienen influencia directa en la flotación de minerales entre las principales tenemos la densidad de pulpa, los reactivos a utilizar (calidad de los reactivos), calidad del agua a utilizar, nivel del colchón de espuma, tipo de celda, tamaño de burbujas y la agitación de la pulpa.

De los diversos factores involucrados en el diseño y operación de un circuito de flotación, el tiempo de residencia es probablemente el más crítico. Al respecto, Agar et al., (1980), analizaron y propusieron la aplicación de los siguientes criterios para determinar el tiempo óptimo de flotación:

- (a) No agregar al concentrado material de ley menor a la ley de alimentación de la etapa de separación.
- (b) Maximizar la diferencia de recuperación entre el mineral deseado y la ganga.
- (c) Maximizar la eficiencia de separación.

Estos criterios deben aplicarse a cada etapa de flotación en particular.

El criterio “a” es muy claro, ya que el proceso de flotación es fundamentalmente una etapa de concentración, por lo cual, no resulta lógico agregar al concentrado material que tenga una ley inferior a la ley de alimentación a la etapa o viceversa lo cual sería agregar a un punto dado de ley baja el concentrado de otro circuito.

En el criterio “b” la máxima diferencia en recuperación de las dos fases que se pretende separar corresponde al tiempo en el cual las velocidades de flotación del mineral deseado y la ganga son iguales.

Con respecto al criterio “c”, la eficiencia de separación es máxima, cuando la ley instantánea del concentrado es igual a la ley de alimentación.

También tiene una influencia directa el circuito de flotación ya que las recirculaciones de las espumas pueden afectar directamente en la recuperación, es por

ello que generalmente se suele recircular las espumas hacia puntos en donde las leyes sean similares.

Los procesos de flotación son usados para separar o concentrar minerales y otras especies químicas. La separación por flotación es el resultado de muchos procesos fisicoquímicos que se llevan a cabo en las interfaces sólido - líquido, líquido - gas y sólido - gas. La flotación depende de la probabilidad de unión de la partícula a la burbuja en la celda de flotación, la cual es determinada por la cantidad de mineral liberado cuya superficie de la partícula tenga hidrofobicidad producto del uso de colectores.

La propiedad que permite la separación en un proceso de flotación es la naturaleza hidrofóbica de las especies mineralógicas que componen la mena o mineral valioso, cuyas características hacen que las superficies presenten afinidad por el aire a diferencia de los minerales que poseen naturaleza hidrofílica cuya característica principal es la afinidad con el agua.

A diferencia de otros métodos de concentración de minerales, en el proceso de flotación es posible variar las propiedades de la mena para facilitar su recuperación, esto se logra modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema mediante la adecuada selección y dosificación de los reactivos químicos adicionados como: colectores, espumantes, activadores, depresores y modificadores de pH.

2.1.5.1 Colector. Son sustancias que tienen la propiedad de adsorberse selectivamente en la superficie de un mineral, cubrirla con una película y volverlo hidrofóbico. Las burbujas de aire se adhieren así, preferentemente sobre estas superficies, atrapando las partículas.

2.1.5.2 Activador. Son sustancias que facilitan a los colectores poder adsorberse en la superficie de los minerales, dando condiciones favorables. Un ejemplo de ello es el sulfato de cobre, el cual es utilizado para activar al mineral de zinc.

2.1.5.3 Depresor. Son sustancias que disminuyen la capacidad de flotar de ciertos minerales, en otras palabras, disminuyen la hidrofobicidad de la superficie, logrando hacer que los colectores se vuelvan más selectivos en la flotación.

2.1.5.4 Modificador de pH. Sustancias que aumentan o disminuyen el PH de flotación, esto con el fin de encontrar los puntos óptimos a fin de obtener el grado y recuperación en los concentrados.

Para que la flotación de minerales sea efectiva, se considera lo siguiente:

2.1.5.5 Componentes de equipo de flotación. Aquí abarca el diseño de la celda, sistema de agitación, forma en que se dispersa el flujo de aire, configuración de los bancos de celdas, control de los bancos de celdas.

2.1.5.6 Componentes de operación. Flujo de alimentación, mineralogía de la mena, granulometría de la mena, densidad de la pulpa, temperatura.

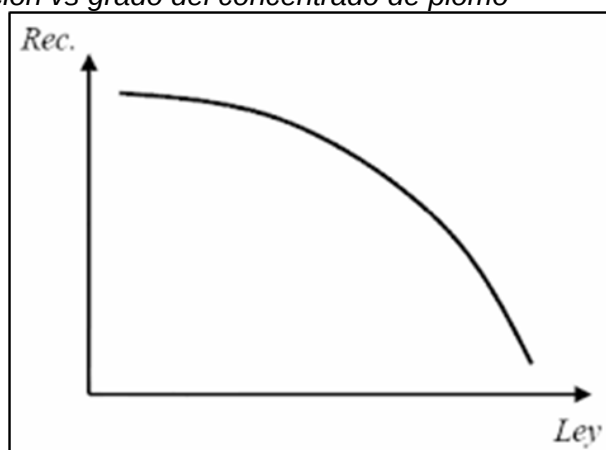
2.1.5.7 Recuperación. Es el porcentaje del total del metal contenido en el mineral de cabeza que se recupera en el concentrado.

2.1.5.8 Radio de concentración. Es la relación de peso de la alimentación (o cabeza) con respecto al peso del concentrado

En la Figura 2.4. se observa la curva de Recuperación versus Ley de Concentrado, como podemos apreciar, mientras la ley de concentrado aumenta la recuperación baja, esto se da porque para aumentar la ley de los concentrados se tiene que bajar la dosificación de reactivos o realizar otras maniobras para flotar menos cantidad, esto tiene como consecuencia, que los minerales valiosos se vayan al relave y por ende la recuperación baja.

Figura 4

Gráfica de recuperación vs grado del concentrado de plomo



Fuente: Elaboración propia.

2.1.6 Flotación Flash

Es un método descrito como el Flash Flotation que significa Flotación Rápida, y que consiste en la flotación instantánea de partículas valiosas desde un circuito de Molienda – Clasificación.

El Concepto de Flotación Flash, se basa en una Celda de flotación especial instalada en el circuito de molienda, la que procesa el material grueso que tradicionalmente es retornado desde el underflow del Hidrociclón directamente al molino.

Las celdas de Flotación Flash, disminuyen la sobre molienda a través de una flotación muy selectiva. Esta Flotación selectiva debe ser evaluada en el Underflow del Hidrociclón y, en las descargas de los Molinos Primarios y Secundarios en el Circuito de Molienda – Clasificación; es decir, la idea es la de captar o separar en éste caso el Sulfuro de Plomo (Galena), tan pronto el proceso lo permita.

2.1.6.1 Variable de Flotación Flash.

- Recuperación del proceso entre 50 % - 70 %
- Tamaño de 150 micrones.
- Celdas dimensionales: Las celdas son dimensionadas en función de su tonelaje de alimentación y normalmente opera con el flujo de la carga circulante dentro del circuito de molienda.
- Capacidad : De 15 a 2400 TPH.
- Densidad recomendable es de 1800 gr/lt;

2.1.6.2 Finalidad de la Flotación Flash. Como método la Flotación Flash, en su aplicación constituye una herramienta, que sirve para el Proceso de Optimización de Plantas Concentradoras Polimetálicas, donde tienen diferentes gravedades específicas por cada especie mineralógica, y donde el Sulfuro de Plomo (Galena), generalmente sufre sobre molienda por su mayor tiempo de residencia recirculando en el Underflow del Hidrociclón, los cuales se convierten posteriormente en pérdidas metálicas de valores.

2.1.7 Flotación bulk plomo-plata

En esta etapa la finalidad es obtener la máxima recuperación y grado de plomo – plata y tomaremos como mineral principal la plata ya que es el metal que más valor al momento de comercializar los concentrados.

Para la flotación de este concentrado se utiliza los siguientes reactivos para darle condiciones de flotabilidad al mineral.

- Xantato isobutilico de sodio: Colector primario utilizado para colectar los minerales valiosos tanto de plomo como de plata.
- Promotor selectivo de plomo y plata
- Metil Isobutil Carbinol: Espumante utilizado para darle mayor estabilidad a las espumas.
- MIX (Cianuro de sodio más sulfato de zinc): Reactivos para deprimir minerales que no tienen valor en el mercado tales como cuarzo, fierro y no deprimir a los elementos valiosos como la plata.
- Sulfato de zinc: Reactivo utilizado para deprimir minerales de cinc, este se agrega para que el cinc no flote en el circuito de flotación plomo –plata.

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Área de chancado

2.2.1.1 Chancado primario. El mineral de cancha es almacenado en la tolva de gruesos. El mineral de la tolva de gruesos por medio de un alimentador de placas llamado alimentador reciprocante, el mineral va hacia el Grizzly de 3'x 6' de 1'' de abertura. Los minerales con tamaño menor a 1'' son directamente enviados a la faja transportadora N°1 y los que son mayores a 1'' van a la chancadora de quijada.

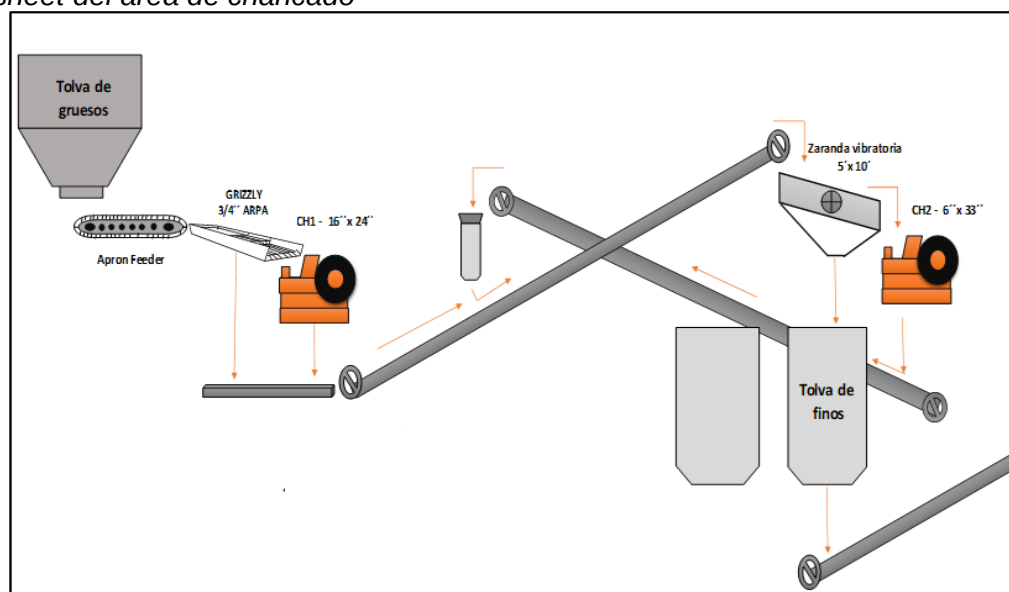
En la faja transportadora N°1 se encuentra un operador el cual se encarga de sacar materiales como madera, plásticos, metales, etc. Los gruesos del grizzly alimenta a la chancadora de quijada tipo Blake de dimensiones 16''x 24''.

El producto de esta chancadora de quijada junto con los pasantes del grizzly llegan a la faja transportadora N°1, en ella se encuentra un detector de metales y un imán que se encarga de identificar y sacar del circuito materiales metálicos.

2.2.1.2 Chancado secundario. Luego de que el material menor a 1'' y lo triturado por la chancadora de quijada pasan a la faja transportadora N°1, esta se dirige a una zaranda vibratoria (5'x10') con abertura de 1''. Los gruesos de esta zaranda vibratoria, mineral con tamaño mayor a 1'' alimentan a la chancadora de quijada secundaria (6''x33'). El producto de la chancadora secundaria va hacia la faja transportadora N°2 y retorna como carga circulante a la faja transportadora N°1. Los finos la zaranda (5'x10') menores a 1'' alimenta a un silo de finos. El producto obtenido posee una granulometría que se encuentra entre 98 y 100% menos a 1 pulgada.

Figura 5

Flowsheet del área de chancado



Fuente: Elaboración propia

2.2.2 Área de molienda y clasificación

Anteriormente se mencionó que el producto de chancado era -1'', en la práctica se llega a estar en valores de 98 a 99% -1'' aproximadamente. Luego este producto a través de la faja transportadora N°2 es dirigido como alimento al molino de bolas N°2 (6' x 8'). Al molino llega mineral con una ley de cabeza de 8 a 10 Onzas de plata por tonelada métrica. El producto del molino mediante tuberías es dirigido hacia un cajón, el cual es el alimento

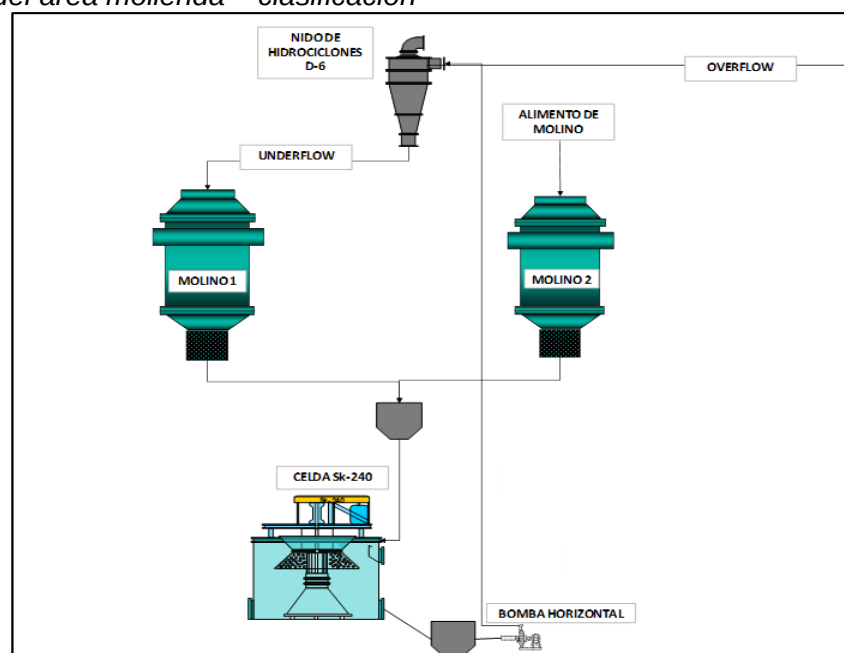
a la celda Sk-240. El relave de flotación llega hacia un cajón de bomba en donde es impulsado por 2 bombas horizontales una de dimensiones 5'' x 4'' y otra de 4'' x 3'' (una en stand by) hacia el nido de hidrociclones como alimento, en donde el overflow o rebose es dirigido a hacia la etapa de flotación Rougher de plomo, exactamente a la celda OK 1 de circuito de flotación de plomo. El underflow es dirigido como alimento al molino de bolas N°1 (6' x 8'), el producto del molino de bolas N°1 es dirigido hacia el mismo cajón de bomba que la descarga del Molino N°2.

Para lograr un correcto funcionamiento de los equipos, así como una adecuada granulometría en el proceso, se realizaron muestreos diarios de los diferentes puntos como lo son alimento a los molinos, descarga de los mismos. Se hizo énfasis de los hidrociclones debido a que su buena clasificación es fundamental ya que el overflow o rebose alimenta a las celdas OK de plomo y el underflow nos dice cuanto es la carga circulante.

A continuación, se muestra un flowsheet del área molienda – clasificación, así como los análisis granulométricos realizados en las descargas de los molinos, todo el sistema de clasificación producido por lo hidrociclones D-6, cálculos realizados para determinar la carga circulante, corrección de datos y resultados obtenidos.

Figura 6

Flowsheet del área molienda – clasificación



Fuente: Elaboración propia

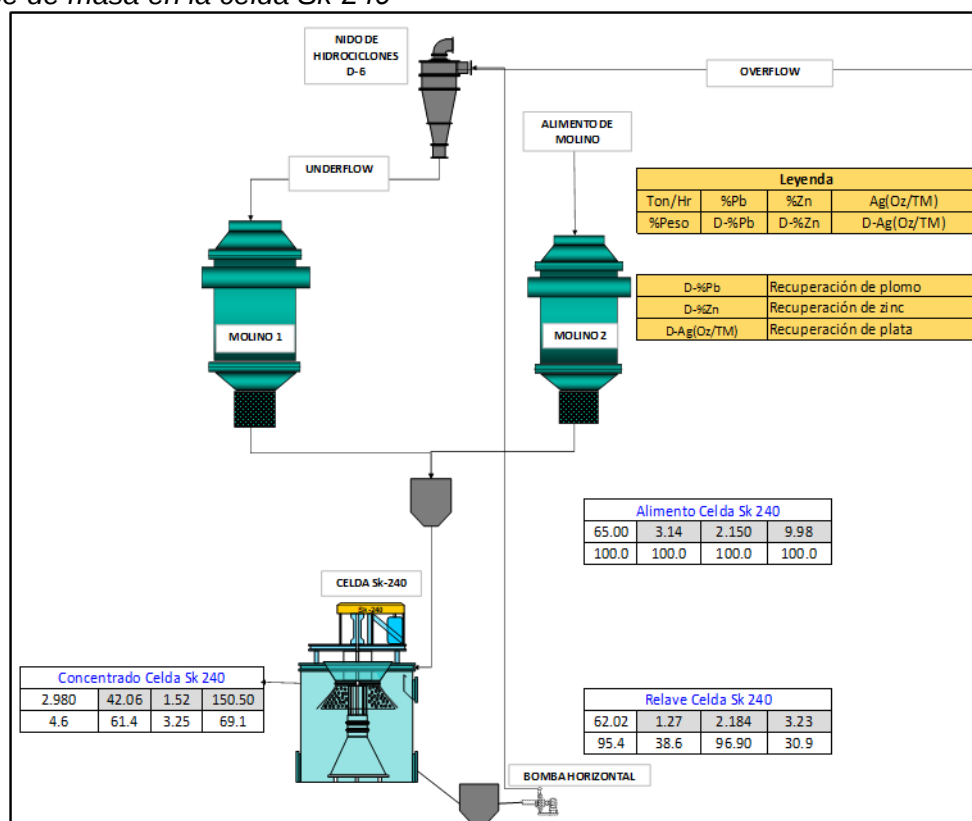
2.2.3 Área de flotación

2.2.3.1 Circuito de plomo. El proceso de flotación inicia con la celda unitaria Sk-240, esta celda es alimentada por la descarga de los molinos 1 y 2 (6' x 8'). Ambos flujos de pulpa se juntan en un cajón y alimentan a la celda unitaria Sk-240, en la cual se tiene una recuperación de 67.6% de plomo y 84.5% de plata. El relave de esta celda va hacia un cajón y es impulsada por dos bombas horizontales (una en stand by) como alimento hacia el nido de hidrociclones D-6. El overflow o rebose es dirigido mediante tuberías como alimento a la celda OK N°1 de plomo.

En la Figura 7 se muestra un esquema balanceado de la flotación de plomo en la celda Sk-240.

Figura 7

Balance de masa en la celda Sk-240



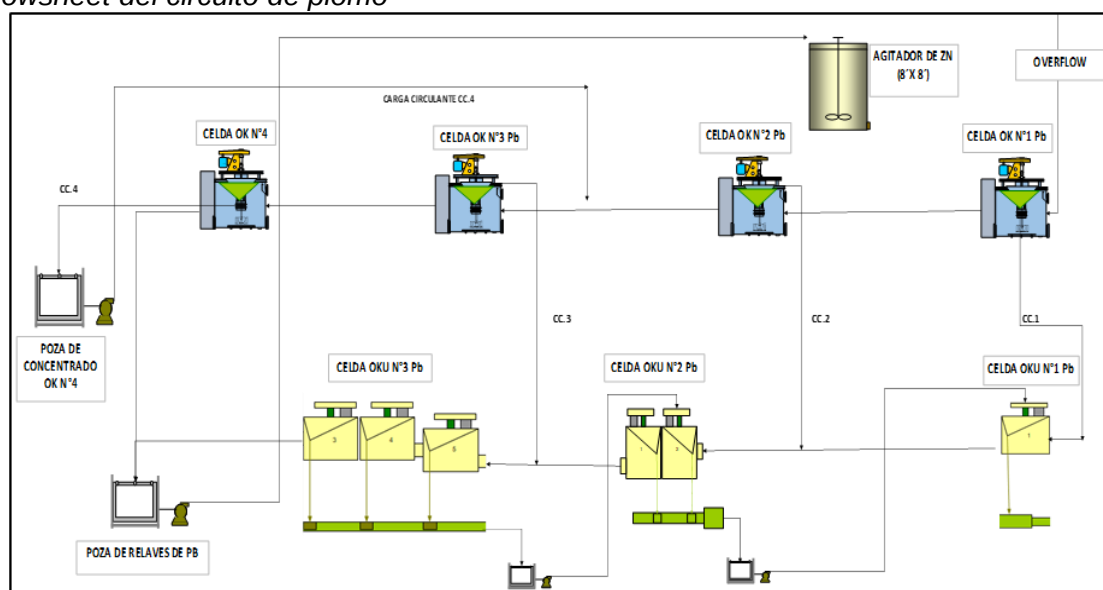
Fuente: Elaboración propia.

Como vemos en la Figura 7, el proceso continúa con el flujo del overflow o rebose del nido de hidrociclones D-6, este llega a la celda OK N°1, el concentrado de esta celda puede ir directamente a unirse con el concentrado de la celda Sk-240 o puede ir como

alimento a la tercera celda de limpieza (OKU N°1), o también conocida como cleaner, el relave de la celda OK N°1 pasa a ser alimento de la celda OK N°2. El concentrado de esta celda alimenta a la celda de limpieza N°2 (OKU N° 2), por su parte el relave de la celda OK N°2 alimenta a la celda OK N°3, el concentrado de la celda OK N°3 alimenta a la primera celda de limpieza (OKU N°3) y el relave de la celda OK N°3 alimenta a la celda OK N°4, el concentrado de la celda OK N°4 retorna como carga circulante hacia el alimento de la celda OK N°3 y el relave de la celda OK N°4 va hacia un cajón de bomba en donde se une con el relave del circuito de limpieza, este relave es impulsado mediante una bomba hacia el acondicionador de zinc. Por otro lado, en el circuito de limpieza, el concentrado del primer banco de limpieza (OKU N°3) alimenta al segundo banco de limpieza (OKU N°2) y el concentrado del segundo banco de limpieza, alimenta a la tercera y última limpieza (OKU N°1). En la Figura 8, se muestra el flowsheet del circuito de plomo.

Figura 8

Flowsheet del circuito de plomo



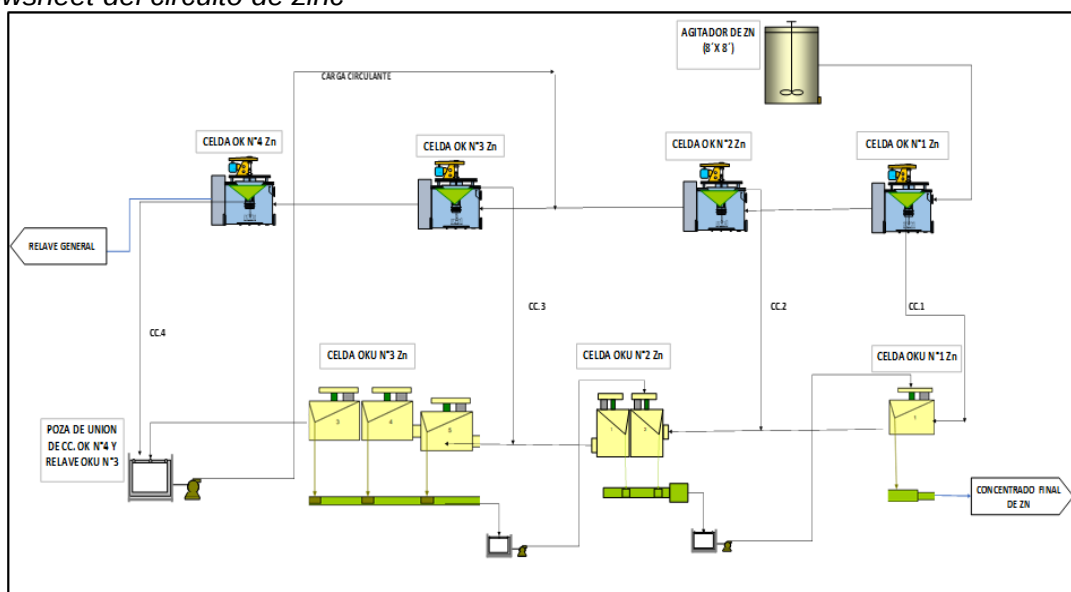
Fuente: Elaboración propia

2.2.1.4 Circuito de zinc. El circuito inicia cuando los relaves del circuito de limpieza y rougher de plomo se juntan y son bombeados hacia el acondicionador de zinc. El zinc flota a un pH mayor a 11 por ello primero llega al acondicionador en donde se incrementará el pH y se activará el zinc con sulfato de cobre. La pulpa una vez acondicionada se dirige hacia la celda OK N°1 de Zn, el concentrado alimenta a la tercera

celda de limpieza (OKU N°1 Zn) y el relave al estar las 4 celdas OK de Zn en serie al igual que en el circuito de plomo alimenta a la celda OK N°2 de Zn, el concentrado se dirige como alimento a la segunda limpieza (OKU N°2) y el relave como alimento a la celda OK N°3, el concentrado se dirige hacia el primer banco de limpieza (OKU N°3 de Zn) y el relave alimenta a la celda OK N°4, el concentrado de esta celda se junta con el relave del banco de limpieza OKU N°3 y se recirculan como alimento a la celda OK N°3. El relave de la celda OK N°4 es el relave general el cual es bombeado hacia la cancha de relaves. En el circuito de limpieza el concentrado del primer banco de limpieza (OKU N°3) alimenta al segundo banco de limpieza (OKU N°2), de igual forma el concentrado del banco OKU N°2 alimenta a la tercera celda de limpieza (OKU N°1) y el concentrado de esta celda es el concentrado final de zinc el cual se dirige hacia su espesador para su filtración posterior.

Figura 9

Flowsheet del circuito de zinc



Fuente: Elaboración propia

2.2.4 Área de espesamiento y filtrado

Se entiende por sedimentación a la remoción por efecto gravitacional de las partículas en suspensión presentes en el agua. Estas partículas deberán tener un peso específico mayor que el fluido. Clarificación es un proceso de extracción de sólidos desde una suspensión sólida/líquida. Espesamiento es el proceso de concentración de partículas en una suspensión por compresión continua gracias al efecto de la gravedad. Una de las

formas de mejorar la velocidad de sedimentación es agregar aglomerantes ya que de esa manera las partículas disminuirán sus fuerzas de repulsión y estarán más juntas, luego se agregaría floculante lo cual uniría estas partículas formando un floculo o floc.

El concentrado de la Sk-240 junto con el concentrado de la etapa de limpieza del plomo se unen en un cajón en el cual hay un muestreador. Luego mediante tuberías se dirigen al espesador de plomo (15' x 8').

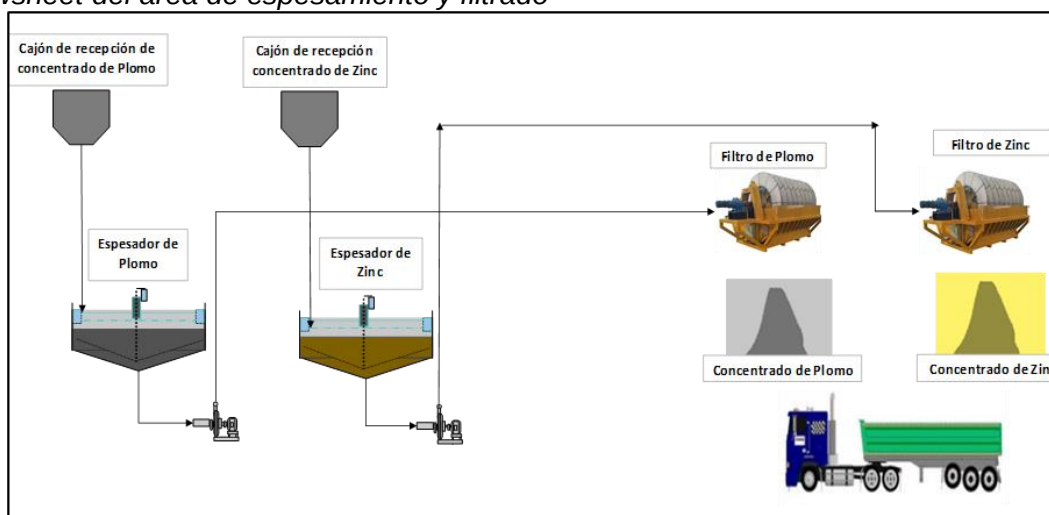
En el caso del zinc, el concentrado de la tercera celda de limpieza (OKU N°1 de Zn) se dirige hacia un cajón de bomba en donde de igual manera mediante tuberías se dirige hacia el espesador de zinc (15' x 8').

Luego cuando en ambos espesadores se ha sedimentado parcialmente los sólidos, estos se bombean hacia los filtros de discos de plomo y zinc respectivamente.

Los filtros de discos a vacío constan esencialmente de un tambor giratorio de baja velocidad de rotación, la parte sumergida capta la pulpa que posteriormente será filtrada. El vacío es aplicado a través del eje por medio de una válvula que está instalada de modo que, en un cierto punto en la revolución del tambor, la conexión de vacío de aire se cierra y aire comprimido ingresa debajo del filtro y este separa el queque y permite que se desprenda hacia el depósito ubicado en la parte de debajo de los filtros para su posterior traslado.

Figura 10

Flowsheet del área de espesamiento y filtrado



Fuente: Elaboración propia

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Características del mineral a estudiar

Se realizó un estudio minerográfico de la muestra cabeza del mineral a estudiar, dando como resultado los siguientes minerales:

Tabla 2

Relación de minerales presentes en el mineral estudiado

MINERALES	FORMULA	ABREVIATURA
Esfalerita	ZnS	ef
Galena	PbS	gn
Tennantita	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	tn
Calcopirita	CuFeS ₂	cp
Bornita	Cu ₅ FeS ₄	bn
Argentita	AgS	agt
Pirita	FeS ₂	py
Rutilo	TiO ₂	rt
Grafito	C	grf
Goethita	FeO.OH	gt
Arsenopirita	FeAsS	apy
Bournonita	PbCuSbS ₃	bnn
Melnikovita	FeS ₂	mk
Pirrotita	Fe _{1-X} S	po
Gangas		GGs

Fuente: Elaboración propia

Los principales minerales económicos de la muestra son la esfalerita, galena, y la argentita, la alta ley de plata podría explicarse por la presencia de galena argentífera y argentita, parcialmente la tennantita aporta valores de plata, aunque este último mineral presenta siempre contenidos de arsénico y antimonio, también se aprecian pequeñas cantidades de arsenopirita y bournonita las cuales aportan también arsénico y antimonio respectivamente.

La presencia de pirita es abundante en la muestra ocupa un volumen relativo del 5.75% del total de la muestra, por tanto, es el principal problema en la flotación de la

muestra, un segundo problema es el alto grado de alteración y oxidación superficial de la esfalerita

3.2 Cálculos en el área de chancado

Para poder realizar estos cálculos se muestrearon 4 veces el mineral de cancha o mineral fresco y los resultados se promediaron a fin de obtener un resultado representativo, la tabla 1 muestra los resultados del análisis granulométrico del mineral de cancha o mineral fresco.

Tabla 3

Análisis granulométrico del mineral de cancha

i	ASTM #	ASTM OPENING	RETAINED WEIGHT		CUMM. PASSING %
			grs	%	
1	2"	50800	270.00	6.46	81.35
2	1.5"	38100	243.00	5.82	75.53
3	1"	25400	590.00	14.12	61.41
4	3/4"	19000	480.00	11.49	49.92
5	1/2"	12500	706.00	16.90	33.01
6	4	4750	738.00	17.67	15.35
7	10	2000	215.00	5.15	10.20
8	20	850	103.00	2.47	7.73
9	30	600	46.00	1.10	6.63
10	40	425	37.00	0.89	5.75
11	50	300	35.00	0.84	4.91
12	100	150	86.00	2.06	2.85
13	140	106	40.00	0.96	1.89
14	200	74	22.00	0.53	1.36
15	-200	0	57.00	1.36	
TOTAL			4177.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Siendo el F_{80} del mineral de ingreso a la tolva gruesa de 47608 μm , en otras palabras, de alrededor de 5 cm como F_{80} , de aquí comenzamos con los cálculos en el área de chancado, como ratios de reducción de las chancadoras primaria y secundaria.

Tabla 4*Análisis granulométrico del producto de la chancadora 16"x24"*

i	ASTM #	ASTM OPENING	RETAINED WEIGHT		CUMM. PASSING %
			grs	%	
1	2"	50800	0.00	0.00	100.00
2	1.5"	38100	0.00	0.00	100.00
3	1"	25400	70.00	4.32	95.68
4	3/4"	19000	103.00	6.36	89.32
5	1/2"	12500	308.00	19.01	70.31
6	4	4750	429.00	26.48	43.83
7	10	2000	263.00	16.23	27.59
8	20	850	203.00	12.53	15.06
9	30	600	67.00	4.14	10.93
10	40	425	56.00	3.46	7.47
11	50	300	39.00	2.41	5.06
12	100	150	54.00	3.33	1.73
13	140	106	9.00	0.56	1.17
14	200	74	3.00	0.19	0.99
15	-200	0	16.00	0.99	
TOTAL			1620.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Siendo el P80 igual a 15668 um.

Tabla 5*Análisis granulométrico del alimento a la zaranda vibratoria 5'x10'*

i	ASTM #	ASTM OPENING	RETAINED WEIGHT		CUMM. PASSING %
			grs	%	
1	2"	50800	0.00	0.00	100.00
2	1.5"	38100	106.00	4.19	95.81
3	1"	25400	81.00	3.20	92.61
4	3/4"	19000	396.00	15.66	76.95
5	1/2"	12500	401.00	15.86	61.09
6	4	4750	699.00	27.64	33.45
7	10	2000	364.00	14.39	19.06
8	20	850	219.00	8.66	10.40
9	30	600	74.00	2.93	7.47
10	40	425	99.00	3.91	3.56
11	50	300	48.00	1.90	1.66
12	100	150	24.00	0.95	0.71
13	140	106	3.00	0.12	0.59
14	200	74	1.00	0.04	0.55
15	-200	0	14.00	0.55	
TOTAL			2529.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Siendo el P80 igual a 20195 um.

El valor del P80 alimentado a la zaranda es mayor que el P80 producto del chancado primario debido a que la carga circulante producto del chancado secundario es mayor que el P80 del chancado primario, entonces al unirse ambos productos se logra una granulometría con un P80 intermedio entre los dos valores.

Tabla 6

Análisis granulométrico del alimento a chancadora 6''x 33''

i	ASTM #	ASTM OPENING	RETAINED WEIGHT		CUMM. PASSING %
			grs	%	
1	5"	127000	0.00	0.00	100.00
2	4"	101600	0.00	0.00	100.00
3	2"	50800	126.00	4.92	95.08
4	1.5"	38100	333.00	13.01	82.07
5	1"	25400	1021.00	39.88	42.19
6	3/4"	19000	1026.00	40.08	2.11
7	1/2"	12500	38.00	1.48	0.63
8	- 1/2"	0	16.00	0.63	0.00
TOTAL			2560.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 7

Análisis granulométrico del producto de la chancadora 6''x 33''

i	ASTM #	ASTM OPENING	RETAINED WEIGHT		CUMM. PASSING %
			grs	%	
1	2"	50800	0.00	0.00	100.00
2	1.5"	38100	0.00	0.00	100.00
3	1"	25400	51.00	2.42	97.58
4	3/4"	19000	537.00	25.46	72.12
5	1/2"	12500	681.00	32.29	39.83
6	4"	4750	415.00	19.68	20.15
7	10"	2000	162.00	7.68	12.47
8	20"	850	88.00	4.17	8.30
9	30"	600	21.00	1.00	7.30
10	40"	425	21.00	1.00	6.31
11	50"	300	19.00	0.90	5.41
12	100"	150	37.00	1.75	3.65
13	140"	106	16.00	0.76	2.89
14	200"	74	9.00	0.43	2.47
15	-200"	0	52.00	2.47	
TOTAL			2109.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Siendo el P80 igual a 20989 um.

Tabla 8

Datos para calcular la eficiencia de la zaranda

ABERTURA DE MALLA		1" ASTM OPENING	FEED CUMM. PASSING %	OVERSIZE CUMM. PASSING %
i	ASTM #			
1	5	127000	100.00	100.00
2	4	101600	100.00	100.00
3	2	50800	100.00	95.08
4	1.5	38100	95.81	82.07
5	1	25400	92.61	42.19
6	3/4	19000	76.95	2.11
7	1/2	12500	61.09	0.63
8	4	4750	33.45	0.00

Fuente: Elaboración propia

Siendo la eficiencia de la zaranda igual a 94.17%

Tabla 9

Resumen de cálculos en el área de chancado

F80 Chancadora Primaria 16''x24''	47608	um
F80 Chancadora Secundaria 6''x33''	37511	um
P80 Chancadora Primaria 16''x24''	15668	um
P80 Chancadora Secundaria 6''x33''	20989	um
F80 Zaranda Vibratoria 5'x10'	20195	um
Radio reducción de chancadora primaria	3.04	
Radio reducción de chancadora secundaria	1.79	
Eficiencia de Zaranda con abertura de 1''	94.2%	

Fuente: Elaboración propia

Cuando se diseña una planta en el circuito de chancado se suele considerar radios de reducción primaria, secundaria y terciaria de entre 3 y 4. En nuestro caso tenemos un radio de reducción de un poco más de 3, pero ello es considerando el mineral fino que pasa por el grizzly. Por ello se puede afirmar que la chancadora primaria está funcionando correctamente. Siguiendo la secuencia del proceso, sigue la zaranda vibratoria (5'x 10') con abertura de 1'', en la cual tenemos una eficiencia de 94.2%, la cual es una eficiencia buena. Lo que nos indica que para nuestros propósitos no existirá mucha carga circulante para la chancadora secundaria. En cuanto a la chancadora secundaria su radio de

reducción es de 1.79, esto es debido a la amplia abertura de ingreso y al menor tiempo de residencia en las mandíbulas, lo cual no permite un ratio reducción mayor, pero está chancadora tiene esa abertura para poder captar el tamaño mayor a 1'' de la zaranda vibratoria.

3.3 Cálculos en el área de molienda y clasificación

Inicialmente se tenía recuperaciones de plomo de alrededor de 84 a 85% y plata de 86 a 87% en el concentrado de plomo. Estos resultados se mantuvieron durante los últimos 6 meses de operación en la planta concentradora. Se procesaron aproximadamente un total de 18000 toneladas métricas húmedas. A continuación, se muestra las condiciones iniciales de procesamiento y el balance metalúrgico de la última campaña del mineral procesado.

Tabla 10

Condiciones iniciales en el procesamiento de mineral

DESCRIPCIÓN DE LAS CONDICIONES INICIALES	
Carga circulante	517.00%
Porcentaje pasante Malla 200	58.70%
Eficiencia en clasificación	42.69%
Tonelaje pasado por guardia promedio	180 TMH

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 11

Balance metalúrgico promedio de las campañas

BALANCE METALÚRGICO EFECTIVO III CAMPAÑA											
Producto	Peso,TMS	Leyes			Contenido ,TMS			% Distribución			Ratio
		%Pb	Ag	%Zn	Pb	Ag	Zn	Pb	Ag	Zn	
Cabeza	2952.5	2.63	8.76	2.78	77.739	25867	82	100	100	100	
Conc.Pb	224.7	29.27	99.6	2.94	65.77	22380	6.60	84.6	86.52	8.05	13.14
Conc.Zn	139.1	0.34	3.09	50.07	0.473	429	69.6	0.61	1.66	84.94	21.22
Relave	2612.6	0.44	1.17	0.22	11.495	3056	5.74	14.79	11.82	7.01	

Fuente: Elaboración propia.

Con una ley de cabeza de plomo de 2.63%, 2.78% de zinc y 8.76 Oz/TM. Se tienen recuperaciones de 84.6% de plomo, 86.52% de plata y 84.94% de zinc.

3.3.1 Análisis granulométrico de la descarga de los molinos

Tabla 12

Análisis granulométrico del alimento al molino de bolas N°2

i	ASTM #	ASTM OPENING	RETAINED WEIGHT		CUMM. PASSING %
			grs	%	
1	1'	25400	0.00	0.00	100.00
2	3/4'	19000	0.00	0.00	100.00
3	1/2'	12500	161.00	21.99	78.01
4	4	4750	276.00	37.70	40.30
5	10	2000	95.00	12.98	27.32
6	20	850	56.00	7.65	19.67
7	30	600	19.00	2.60	17.08
8	40	425	13.00	1.78	15.30
9	50	300	17.00	2.32	12.98
10	70	212	16.00	2.19	10.79
11	100	150	15.00	2.05	8.74
12	140	106	14.00	1.91	6.83
13	200	74	16.00	2.19	4.64
14	400	38	14.00	1.91	2.73
15	-400	0	20.00	2.73	
TOTAL			732.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Siendo el F80 del alimento al molino de bolas N°2 igual a 13043um.

Siendo este valor de mucha importancia ya que es un punto clave a la hora de mantener las condiciones de granulometría en todo el proceso. Cómo no se tenía con una balanza dinámica el cual nos determine en línea el peso de mineral que está pasando en la faja.

Tabla 13*Análisis granulométrico de la descarga del molino N°1*

i	ASTM #	ASTM OPENING	RETAINED WEIGHT		CUMM. PASSING %
			grs	%	
1	1'	25400	0.00	0.00	100.00
2	3/4'	19000	0.00	0.00	100.00
3	1/2'	12500	0.00	0.00	100.00
4	4	4750	0.00	0.00	100.00
5	10	2000	2.00	0.46	99.54
6	20	850	16.00	3.65	95.89
7	30	600	21.00	4.79	91.10
8	40	425	29.00	6.62	84.47
9	50	300	53.00	12.10	72.37
10	70	212	69.00	15.75	56.62
11	100	150	72.00	16.44	40.18
12	140	106	56.00	12.79	27.40
13	200	74	46.00	10.50	16.89
14	400	38	37.00	8.45	8.45
15	-400	0	37.00	8.45	
TOTAL			438.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Siendo el F80 de la descarga del molino 1 igual a 376 μ m. Esto quiere decir que el 80% de todo el material de la descarga del molino N°1 – remolienda es menor a 376 micrómetros.

Tabla 14:*Análisis granulométrico de la descarga del molino N°2*

i	MESH #	MESH OPENING	RETAINED WEIGHT		CUMM. PASSING %
			grs	%	
1	1'	25400	0.00	0.00	100.00
2	3/4'	19000	0.00	0.00	100.00
3	1/2'	12500	0.00	0.00	100.00
4	4	4750	0.00	0.00	100.00
5	10	2000	5.00	2.39	97.61
6	20	850	31.00	14.83	82.78
7	30	600	20.00	9.57	73.21
8	40	425	23.00	11.00	62.20
9	50	300	19.00	9.09	53.11
10	70	212	18.00	8.61	44.50
11	100	150	16.00	7.66	36.84
12	140	106	12.00	5.74	31.10
13	200	74	10.00	4.78	26.32
14	400	38	16.00	7.66	18.66
15	-400	0	39.00	18.66	
TOTAL			209.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Siendo el P80 de la descarga del molino 1 igual a 772um.

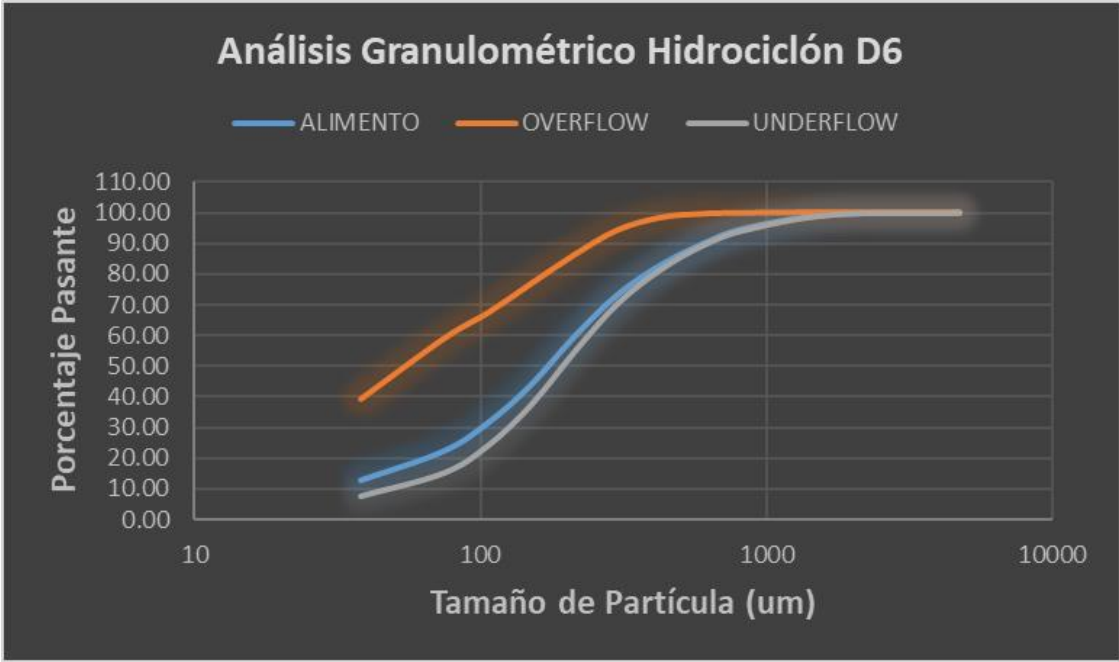
3.3.2 Análisis granulométrico inicial del nido de hidrociclones D-6**Tabla 15***Porcentajes pasantes inicial en el funcionamiento del nido de hidrociclones D-6*

% PASANTE				
MALLA	ABERTURA	ALIMENTO	OVERFLOW	UNDERFLOW
4	4750	100.00	100.00	100.00
10	1700	99.51	100.00	99.39
20	850	95.12	99.79	94.50
30	600	90.00	99.48	89.41
40	425	82.93	98.24	81.47
50	300	73.17	94.10	70.26
70	212	59.51	86.02	54.58
100	150	43.90	76.71	37.47
150	106	31.46	67.18	24.24
200	74	22.20	58.70	15.27
400	38	12.68	39.03	7.74
-400				
D80		385	170	407

Fuente: Elaboración propia

Figura 11

Curvas de alimento, descarga y rebose



Fuente: Elaboración propia

Tabla 16 Porcentajes retenido inicial en el funcionamiento del nido de hidrociclones D-6

Porcentajes retenido inicial en el funcionamiento del nido de hidrociclones D-6

PORCENTAJE RETENIDO				
Malla	um	FEED (f)	U/F (u)	O/F (o)
4	4750			
10	1700	0.49	0.61	0.00
20	850	4.39	4.89	0.21
30	600	5.12	5.09	0.31
40	425	7.07	7.94	1.24
50	300	9.76	11.20	4.14
70	212	13.66	15.68	8.07
100	150	15.61	17.11	9.32
150	106	12.44	13.24	9.52
200	74	9.27	8.96	8.49
400	38	9.51	7.54	19.67
-400		12.68	7.74	39.03

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17*Carga circulante con multiplicadores de Lagrange*

CORRECCION LAGRANGE			
(f-u)	(o-u)	(f-u)*(o-u)	(o-u)^2
-0.12	-0.61	0.08	0.37
-0.50	-4.68	2.33	21.91
0.03	-4.78	-0.14	22.86
-0.87	-6.70	5.83	44.90
-1.45	-7.06	10.21	49.86
-2.02	-7.61	15.40	57.88
-1.50	-7.79	11.67	60.70
-0.80	-3.71	2.97	13.80
0.31	-0.47	-0.15	0.22
1.98	12.13	23.98	147.21
4.94	31.29	154.67	978.91
0.00		226.84	1398.63

Fuente: Elaboración propia

Alfa(α) 0.161- α 0.84

C.C corregida 5.17

Tabla 18*Parámetros para calcular los valores corregidos*

VALORES CORREGIDOS										
Malla	um	delta	landa	delta f	delta u	delta o	f corregido	u corregido	o corregido	Prueba
10	1700	-0.02	-0.01	-0.01	0.01	0.00	0.50	0.60	0.00	5.17
20	850	0.26	0.15	0.15	-0.13	-0.02	4.24	5.01	0.23	5.17
30	600	0.81	0.47	0.47	-0.39	-0.08	4.66	5.48	0.39	5.17
40	425	0.22	0.13	0.13	-0.11	-0.02	6.95	8.05	1.26	5.17
50	300	-0.30	-0.17	-0.17	0.15	0.03	9.93	11.06	4.11	5.17
70	212	-0.79	-0.46	-0.46	0.38	0.07	14.12	15.30	8.00	5.17
100	150	-0.23	-0.14	-0.14	0.11	0.02	15.75	16.99	9.29	5.17
150	106	-0.20	-0.11	-0.11	0.10	0.02	12.55	13.14	9.51	5.17
200	74	0.38	0.22	0.22	-0.19	-0.04	9.05	9.15	8.52	5.17
400	38	0.01	0.01	0.01	0.00	0.00	9.51	7.54	19.67	5.17
-400		-0.13	-0.08	-0.08	0.06	0.01	12.76	7.68	39.01	5.17

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19*Cálculos de eficiencia para determinar el valor de D50*

Malla	um	U/F	U/F*%u	O/F*%o	F%	Alimento	Ef. O/F	Ef. U/F	D50
10	1700	0.84	0.50	0.00	0.50	0.50	0.000	100.000	
20	850	0.84	4.20	0.04	4.24	4.28	0.886	99.114	
30	600	0.84	4.59	0.06	4.66	4.72	1.345	98.655	
40	425	0.84	6.74	0.20	6.95	7.15	2.948	97.052	
50	300	0.84	9.26	0.67	9.93	10.60	6.718	93.282	
70	212	0.84	12.82	1.30	14.12	15.41	9.193	90.807	
100	150	0.84	14.24	1.51	15.75	17.25	9.575	90.425	
150	106	0.84	11.01	1.54	12.55	14.09	12.282	87.718	
200	74	0.84	7.66	1.38	9.05	10.43	15.285	84.715	
400	38	0.84	6.32	3.19	9.51	12.70	33.557	66.443	19.19
-400	-38								

Fuente: Elaboración propia

Siendo el valor de D50 de 19.19 um, ahora determinaremos la eficiencia de clasificación del hidrociclón, la cual se aprecia en la siguiente tabla.

Ahora calcularemos la eficiencia de clasificación:

Para ello calculamos los porcentajes pasantes según el d50 simple, para el alimento, descarga y rebose.

Tabla 20*Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia*

f	u	o
6.44	3.88	19.70

Fuente: Elaboración propia

Tabla 21*Eficiencia de clasificación en condiciones iniciales*

EFICIENCIA	
O/F	0.496
U/F	0.861
Ef.total	42.69%

Fuente: Elaboración propia

La eficiencia resulta ser un valor de 42.69%. Ahora calcularemos el D50 corregido por el modelo de Plitt.

Tabla 22*Cálculo del D50 corregido por el modelo de Plitt*

$(1/(1-y))$	$\ln(1/(1-y))$	$\log(\ln(1/(1-y)))$	X.prom	X	$\log(x.prom)$	$\log(X)$
1	0		0	2448		
909090	13.720	1.137	2040.000	1700.000	3.310	3.230
112.845	4.726	0.674	1202.082	850.000	3.080	2.929
74.325	4.308	0.634	714.143	600.000	2.854	2.778
33.924	3.524	0.547	504.975	425.000	2.703	2.628
14.886	2.700	0.431	357.071	300.000	2.553	2.477
10.878	2.387	0.378	252.190	212.000	2.402	2.326
10.444	2.346	0.370	178.326	150.000	2.251	2.176
8.142	2.097	0.322	126.095	106.000	2.101	2.025
6.543	1.878	0.274	88.566	74.000	1.947	1.869
2.980	1.092	0.038	53.028	38.000	1.725	1.580

Fuente: Elaboración propia

Realizamos una regresión lineal y obtenemos los siguientes datos, el valor de m y el termino independiente el cual tienen los siguientes valores la pendiente(m):0.65352 y el termino independiente de -1.2494. Con ello calculamos el D50corregido.

$$m = 0.551644$$

$$0.127548199 = \frac{0.6931}{(d50c)^m}$$

$$(d50c)^m = 5.434024$$

$$d50c(x \text{ promedio}) = 21.51 \text{ um}$$

Dando un D50 corregido de 21.51 um. Esto indicaba que el tamaño de corte del nido de hidrociclones era muy bajo, esto debido al exceso de carga circulante que teníamos. Ese exceso de carga circulante era debido a una insuficiente liberación y solo el mineral muy fino se iba por el overflow, los gruesos en su mayoría regresaban al underflow y si se quería incrementar la granulometría de ese overflow, el tamaño de partícula era tan grueso que en la flotación era muy visible y se podía percibir un comportamiento raro en la celda(repulpeo), por lo cual en ese momento el supervisor de planta decía que regresáramos a las condiciones iniciales. El balance metalúrgico según el despacho de

concentrados, también conocido como balance efectivo muestra la verdadera recuperación y calidad del concentrado y se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 23

Balance metalúrgico inicial, III campaña

BALANCE METALÚRGICO EFECTIVO III CAMPAÑA											
Producto	Peso, TMS	LEYES			CONTENIDO ,TMS			% DISTRIBUCIÓN			Ratio
		%Pb	Ag	%Zn	Pb	Ag	Zn	Pb	Ag	Zn	
Cabeza	2952.5	2.63	8.76	2.78	77.73	2586	82	100	100	100	
Conc.Pb	224.7	29.27	99.6	2.94	65.77	22380	6.60	84.6	86.52	8.05	13.14
Conc.Zn	139.1	0.34	3.09	50.07	0.47	429	69.6	0.61	1.66	84.94	21.22
Relave	2612.6	0.44	1.17	0.22	11.49	3056	5.74	14.79	11.82	7.01	

Fuente: Elaboración propia

Luego de tener una idea de cómo funcionaba la planta, comenzamos a realizar acciones para tratar de mejorar la performance metalúrgica, por lo cual primero se hizo todo lo posible con las condiciones que se tenía.

Primero debido a la baja eficiencia de clasificación y a ese porcentaje pasante de la malla 200% en el overflow. Se incrementó la presión con el fin de disminuir el porcentaje pasante de la malla 200% en el overflow.

Para ello se incrementó mínimamente las rpm de la bomba 5"x4" en 100 rpm y se regularon los flujos de agua para seguir manteniendo la armonía entre la descarga y succión del cajón de la celda Sk-240 y evitar posibles succiones de aire lo que ocasionaría un desperfecto en la bomba generando derrames y desestabilizando el circuito de molienda. Los análisis granulométricos obtenidos son los siguientes:

3.3.3 Análisis granulométrico del nido de hidrociclones D-6 incrementando la presión

Tabla 24

Porcentajes pasantes inicial en el funcionamiento del nido de hidrociclones D-6

% PASANTE				
MALLA	ABERTURA	ALIMENTO	OVERFLOW	UNDERFLOW
4	4750	100.00	100.00	100.00
10	1700	99.52	100.00	99.40
20	850	94.93	99.79	94.35
30	600	89.86	99.49	88.91
40	425	82.61	98.05	80.65
50	300	73.43	93.53	69.15
70	212	59.90	85.11	52.82
100	150	44.44	75.26	35.28
150	106	32.13	64.99	21.77
200	74	22.95	48.15	12.10
400	38	13.53	27.21	4.23
-400				
	D80	387	178	417

Fuente: Elaboración propia

Tabla 25

Porcentajes retenido inicial en el funcionamiento del nido de hidrociclones D-6

PORCENTAJE RETENIDO				
MALLA	um	FEED (f)	U/F (u)	O/F (o)
4	4750			
10	1700	0.48	0.60	0.00
20	850	4.59	5.04	0.21
30	600	5.07	5.44	0.31
40	425	7.25	8.27	1.44
50	300	9.18	11.49	4.52
70	212	13.53	16.33	8.42
100	150	15.46	17.54	9.86
150	106	12.32	13.51	10.27
200	74	9.18	9.68	16.84
400	38	9.42	7.86	20.94
-400		13.53	4.23	27.21

Fuente: Elaboración propia

Tabla 26*Carga circulante con multiplicadores de Lagrange*

CORRECCION LAGRANGE			
(f-u)	(o-u)	(f-u)*(o-u)	(o-u)^2
-0.12	-0.60	0.07	0.37
-0.45	-4.83	2.18	23.38
-0.37	-5.14	1.91	26.37
-1.02	-6.83	6.96	46.63
-2.31	-6.97	16.13	48.64
-2.80	-7.91	22.19	62.60
-2.08	-7.68	15.99	59.04
-1.19	-3.24	3.85	10.50
-0.50	7.16	-3.57	51.27
1.56	13.08	20.37	171.13
9.29	22.97	213.49	527.78
0.00		299.58	1027.72

Fuente: Elaboración propia

Alfa(α) 0.291- α 0.71

C.C corregida 2.43

Tabla 27*Parámetros para calcular los valores corregidos*

Malla	um	delta	landa	delta f	delta u	delta o
10	1700	0.05	0.03	0.03	-0.02	-0.01
20	850	0.96	0.60	0.60	-0.43	-0.18
30	600	1.13	0.71	0.71	-0.50	-0.21
40	425	0.97	0.61	0.61	-0.43	-0.18
50	300	-0.28	-0.18	-0.18	0.13	0.05
70	212	-0.50	-0.31	-0.31	0.22	0.09
100	150	0.16	0.10	0.10	-0.07	-0.03
150	106	-0.24	-0.15	-0.15	0.11	0.04
200	74	-2.59	-1.63	-1.63	1.15	0.47
400	38	-2.26	-1.42	-1.42	1.01	0.41
-400		2.60	1.64	1.64	-1.16	-0.48

Fuente: Elaboración propia

Tabla 28*Valores corregidos para el análisis granulométrico*

VALORES CORREGIDOS			
f CORREGIDO	u CORREGIDO	o CORREGIDO	PRUEBA
0.45	0.63	0.01	2.43
3.99	5.47	0.38	2.43
4.36	5.95	0.51	2.43
6.63	8.70	1.62	2.43
9.36	11.37	4.47	2.43
13.84	16.11	8.33	2.43
15.36	17.61	9.89	2.43
12.47	13.40	10.22	2.43
10.81	8.52	16.36	2.43
10.84	6.86	20.53	2.43
11.89	5.39	27.68	2.43

Fuente: Elaboración propia

Tabla 29*Porcentajes acumulados y pasantes de los valores corregidos*

Malla	um	f corregido	Acum f	%Pass f	u corregido	Acum u	Pass u	o corregido	Acum o	Pass o
10	1700	0.45	0.45	99.55	0.63	0.63	99.37	0.00	0.00	100.0
20	850	3.99	4.43	95.57	5.47	6.10	93.90	0.38	0.38	99.62
30	600	4.36	8.80	91.20	5.95	12.04	87.96	0.51	0.90	99.10
40	425	6.63	15.43	84.57	8.70	20.74	79.26	1.62	2.51	97.49
50	300	9.36	24.79	75.21	11.37	32.11	67.89	4.47	6.98	93.02
70	212	13.84	38.63	61.37	16.11	48.22	51.78	8.33	15.31	84.69
100	150	15.36	53.99	46.01	17.61	65.83	34.17	9.89	25.19	74.81
150	106	12.47	66.46	33.54	13.40	79.23	20.77	10.22	35.41	64.59
200	74	10.81	77.27	22.73	8.52	87.75	12.25	16.36	51.78	48.22
400	38	10.84	88.11	11.89	6.86	94.61	5.39	20.53	72.31	27.69
-400		11.89	100.0	0.00	5.39	100.00	0.00	27.68	99.99	0.01

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30*Cálculos de eficiencia para determinar el valor de D50*

Malla	um	U/F	U/F*%u	O/F*%o	F%	Alimento	Ef. O/F	Ef. U/F	D50
10	1700	0.71	0.45	0.00	0.45	0.45	0.000	100.000	
20	850	0.71	3.88	0.11	3.99	4.10	2.787	97.213	
30	600	0.71	4.21	0.15	4.36	4.51	3.437	96.563	
40	425	0.71	6.17	0.47	6.64	7.11	7.095	92.905	
50	300	0.71	8.05	1.30	9.36	10.66	13.910	86.090	
70	212	0.71	11.41	2.43	13.84	16.27	17.533	82.467	
100	150	0.71	12.48	2.88	15.36	18.24	18.756	81.244	
150	106	0.71	9.49	2.98	12.47	15.45	23.883	76.117	
200	74	0.71	6.04	4.77	10.81	15.58	44.121	55.879	54.87
400	38	0.71	4.86	5.98	10.84	16.82	55.187	44.813	
-400	-38								

Fuente: Elaboración propia

Ahora calcularemos la eficiencia de clasificación:

Para ello calculamos los porcentajes pasantes según el d50 simple, para el alimento, descarga y rebose.

Tabla 31*Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia*

f	u	o
16.97	8.61	37.32

Fuente: Elaboración propia

Tabla 32*Eficiencia de clasificación en condiciones iniciales*

EFICIENCIA	
O/F	0.641
U/F	0.780
Ef.total	49.98%

Fuente: Elaboración propia

Tabla 33

Cálculo del D50 corregido por el modelo de Plitt

(1/(1-y))	ln(1/(1-y))	log(ln(1/(1-y)))	X.prom	X	log(x.prom)	log(X)
1	0		0	2448		
909090	13.720	1.137	2040.000	1700.000	3.310	3.230
35.883	3.580	0.554	1202.082	850.000	3.080	2.929
29.091	3.370	0.528	714.143	600.000	2.854	2.778
14.094	2.646	0.423	504.975	425.000	2.703	2.628
7.189	1.973	0.295	357.071	300.000	2.553	2.477
5.704	1.741	0.241	252.190	212.000	2.402	2.326
5.332	1.674	0.224	178.326	150.000	2.251	2.176
4.187	1.432	0.156	126.095	106.000	2.101	2.025
2.267	0.818	-0.087	88.566	74.000	1.947	1.869
1.812	0.594	-0.226	53.028	38.000	1.725	1.580

Fuente: Elaboración propia

$$m = 0.71$$

$$0.035 = \frac{0.6931}{(d50c)^m}$$

$$(d50c)^m = 19.53$$

$$d50c(x \text{ promedio}) = 65.05 \text{ um}$$

Nos da un valor de d50c de 65.05 um.

Tabla 34

Balance metalúrgico incrementando la presión en los hidrociclones

Producto	TMS	L E Y E S			CONTENIDOS			DISTRIBUCION (%)			Ratio
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	117.86	10.34	3.32	2.76	1,218	3.91	3.25	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	11.80	101.54	29.28	2.53	1,198	3.46	0.30	87.71	88.34	9.18	9.98
Conc. Zn	8.38	3.72	0.78	33.36	31	0.07	2.80	2.28	1.67	86.01	14.05
Relave	97.67	1.40	0.40	0.16	136	0.39	0.16	10.00	9.98	4.80	
Cab. Calc.	117.86	11.60	3.32	2.76	1,366	3.91	3.25	% (70M)	0.00	% (200M)	58.40

Fuente: Elaboración propia

Viendo los resultados se incrementó la recuperación de plomo a 88.34% y la recuperación de plata a 87.71%, aproximadamente en un 2% para el plomo. Pero aún no se supera el 90% de recuperaciones tanto de plomo y plata, lo cual sería lo ideal.

Ahora en vista que al incrementar la presión en el hidrociclón y disminuir el porcentaje pasante -200m en el overflow se mejoró un poco, por consiguiente, el punto ideal de granulometría se encontraba entre 48%-200m y 58% -200m.

Para ello viendo que con el manejo de aguas y las rpm de la bomba no se podía obtener la granulometría deseada. Se evaluó el nivel de carga de bolas en ambos molinos, comenzando por el molino N°2 de carga fresca en la cual encontramos que el nivel estaba 40 centímetros por debajo del centro del molino y las bolas en su interior estaban muy desgastadas.

Por lo cual se calculó el tamaño máximo de bola y la distribución del collar de bolas para hacer un cambio general de bolas con el fin de mantener una buena reducción de tamaño en este molino y en el molino N°1 se pudo apreciar que el nivel de bolas era muy inferior al calculado.

Por ello se hicieron los cálculos que se muestran a continuación para el molino N°2 y el molino N°1.

3.3.4 Regularización del nivel de bolas y pruebas a diferentes porcentajes pasantes malla - 200

3.3.4.1 Reposición de bolas en el molino N°2. Para determinar la reposición de bolas o la nueva carga de un molino de bolas, primero se debe determinar el tamaño máximo de bolas que va relacionado con el tamaño de mineral de ingreso, dureza del mineral, dimensiones del molino.

Para determinar el tamaño máximo de bola se necesitan valores como el F80, la gravedad específica, el Work Index, la velocidad crítica, el diámetro interno y un factor para el tipo de molino.

En los siguientes cuadros se muestran los parámetros necesarios a utilizar.

Tabla 35*Parámetros para determinar el tamaño máximo de bola*

Diámetro(pies)	6	%Llenado de bolas	30.4%
Longitud(pies)	8	F80(um)	15600
Volumen(m3)	6.40513478	k	350
Llenado(m3)	1.94716097	Densidad(g/ml)	3
Tamaño(B)(pulg)	4	Wi(Kwh/TM)	15
N° de Bolas(bolas/m3)	1024	Vo(%Vc)	75
Bolas totales	1994	D(pies)	6
Peso del collarín de bolas(kg)	8588		

Fuente: Elaboración propia

Una vez determinado el tamaño máximo de bola que en nuestro caso es de 4 pulgadas, pasamos a determinar en base a lo calculado el tamaño de bolas con el cual formaremos el collar de bolas.

Tabla 36*Distribución acumulada del collar de bolas*

y	2.31%	1.5	2.31%	1.5
y	16.45%	1.5,2	14.14%	2
y	59.88%	1.5,2,3	43.43%	3
y	100.00%	1.5,2,3,4	40.12%	4

Fuente: Elaboración propia

Tabla 37*Distribución de bolas y cantidad*

Diámetro	% Peso	Peso Kg	Peso TM	# de Bolas
1.5	2.31%	198.69	0.19869	2953
2	14.14%	1214.08	1.21408	2255
3	43.43%	3730.07	3.73007	2052
4	40.12%	3445.16	3.44516	799
Total		8588		

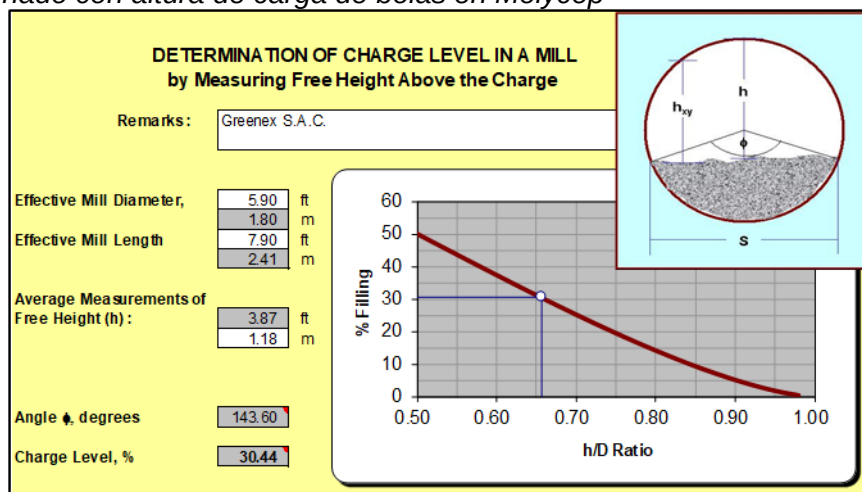
Fuente: Elaboración propia

Como vemos en la Figura 3.34. el mayor porcentaje en peso lo tienen las bolas de diámetro de 3 y 4 pulgadas. En base a ello y con los pesos de las bolas determinados podemos saber la cantidad de bolas necesarias para formar el collar. No obstante, al momento de agregar las bolas al molino desde cero, siempre se hace por secciones o partes ya que todo modelo siempre tiene un factor de corrección. En la figura N°3 vemos

en Molycop Tools el verdadero porcentaje de llenado de bolas en función de la distancia entre la parte superior del molino interiormente hablando hasta la superficie de las bolas agregadas que en este caso fue de 118 cm.

Figura 12

Nivel de llenado con altura de carga de bolas en Molycop



Fuente: Elaboración propia

En la Tabla N°8 se muestra el valor verdadero de números de bolas agregado al molino de bolas N°2 inicialmente.

Tabla 38

Cantidad de bolas adicionadas al molino N°2

DIÁMETRO	# BOLAS
1	2622
2	2002
3	1822
4	709
Total	7625

Fuente: Elaboración propia

Con los datos reales determinamos el factor de corrección del modelo empírico para determinar el collar de bolas con respecto a la planta concentradora. En este caso el factor de corrección es de 0.8878, con ello podremos vincular de una manera más certera el modelo con la realidad en nuestra planta.

3.3.4.2 Reposición de bolas en el molino N°1. Con los datos tomados anteriormente del molino N°1, podemos determinar el nivel de bolas que debe poseer, en

este molino al recibir el underflow del nido de hidrociclones no podemos llenarlo de bolas como si fuese el molino N°2 de carga fresca ya que se generarían derrames por el flujo.

Tabla 39

Parámetros para calcular el tamaño máximo de bola en el molino N°1

Diámetro(pies)	6	%Llenado de bolas	23%
Longitud(pies)	8	F80(um)	376
Volumen(m3)	6.40513478	K	350
Llenado(m3)	1.47766459	Densidad(g/ml)	3
Tamaño(B)(pulg)	1	Wi(Kwh/TM)	16
N° de Bolas(bolas/m3)	66639	Vo (%Vc)	75
Bolas totales	98470	D(pies)	6
Peso del collarín de bolas(kg)	6607		

Fuente: Elaboración propia

Una vez determinado el tamaño máximo de bola que en nuestro caso es de 1 pulgada, pero para agregar al molino N°1 utilizamos bolas de 2 pulgadas y mantuvimos las bolas del molino N°1 que tienen tamaños de 1 pulgada y pulgada y media.

Pasamos a determinar en base a lo calculado la cantidad de bolas requerida para llegar a obtener el nivel de bolas requerido. Para ello colocamos el nivel de llenado de 13.61%.

Tabla 40

Parámetros iniciales en el cálculo del tamaño máximo de bola en el molino N°1

Diámetro(pies)	6	%Llenado de bolas	13.61%
Longitud(pies)	8	F80(um)	376
Volumen(m3)	6.40513478	k	350
Llenado(m3)	0.87173884	Densidad(g/ml)	3
Tamaño(B)(pulg)	1	Wi(Kwh/TM)	16
N° de Bolas(bolas/m3)	66639	Vo(%Vc)	75
Bolas totales	58092	D(pies)	6
Peso del collarín de bolas(kg)	3898		

Fuente: Elaboración propia

Como vemos en la Figura 3.37. el nivel de bolas actual según lo medido en el interior del molino I es de 13.61%. En base a ello y con los pesos de las bolas determinados por el modelo podemos saber la cantidad de bolas necesarias para llegar al porcentaje de bolas requerido. No obstante, al momento de agregar las bolas, se realizó por secciones

ya que había carga que dificultaba tener una medición más precisa del nivel de bolas. Por informes anteriores sabemos que el factor de corrección del modelo a nuestra planta es de 0.8878, aplicando esto según el modelo se necesitan 2405 kg de bolas de 2 pulgadas. En la Figura 13 vemos en Molycop Tools el verdadero porcentaje de llenado de bolas en función de la distancia entre la parte superior del molino interiormente hablando hasta la superficie de las bolas agregadas que en este caso fue de 147.5 cm.

Tabla 41

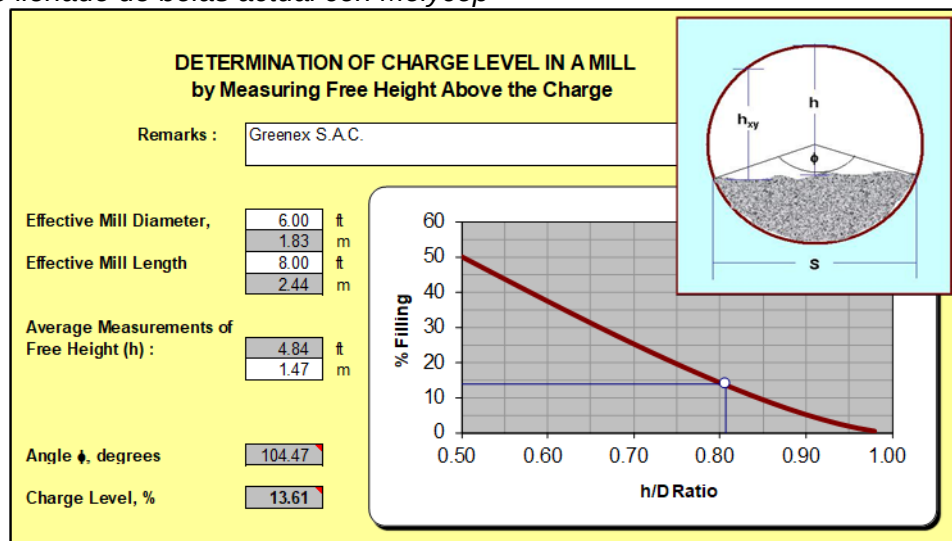
Cantidad de bolas contenidas en el molino N°1

y	100.00%	2	100.00%	2
Diámetro	% Peso	Peso Kg	Peso TM	# de Bolas
2	100.00%	3898	3.898	7239
Total		3898		

Fuente: Elaboración propia

Figura 13

Nivel de llenado de bolas actual con Molycop



Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 42 se muestra el valor verdadero agregado al molino de bolas N°2 inicialmente.

Tabla 42

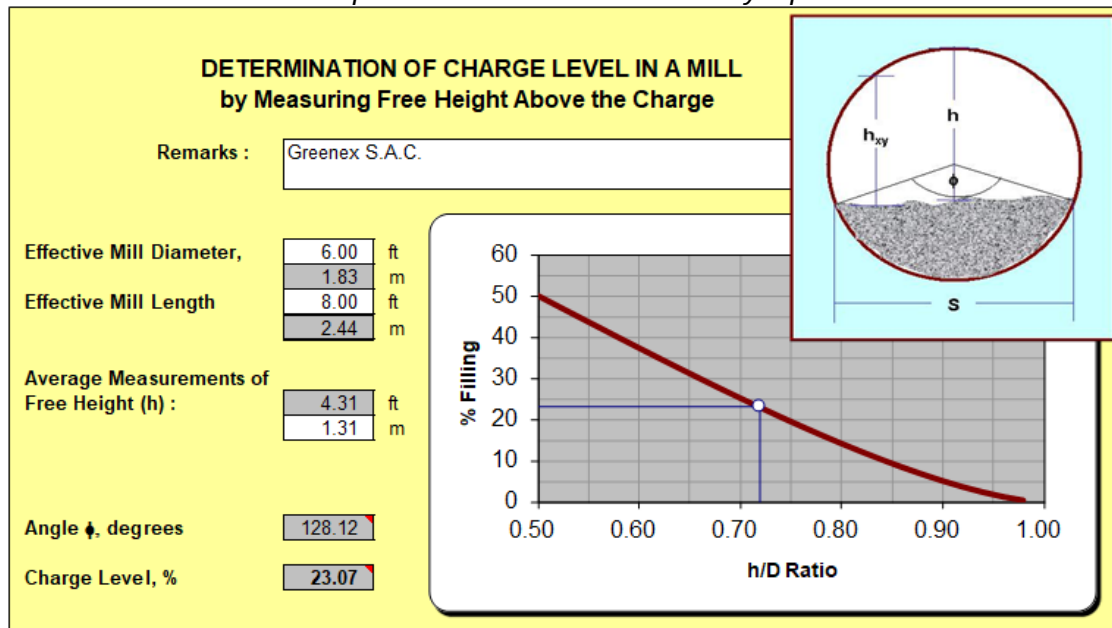
Cantidad de bolas contenidas en el molino N°2

y	100.00%	2	100.00%	2
Diametro	% Peso	Peso Kg	Peso TM	# de Bolas
2	100.00%	6607	6.607	12269
Total		6607		

Fuente: Elaboración propia

Figura 14

Nivel de llenado de bolas requerido en molino N°1 con Molycop



Fuente: Elaboración propia

Con los siguientes cálculos se realizó la reposición de bolas, según cálculos era una diferencia de 5030 sin el factor, con el factor se requerían 4426.4 bolas de dos pulgadas, pero debido a la carga sedimentada junto con los medios de molienda se agregaron 4000 bolas de dos pulgadas para evitar cualquier derrame de pulpa.

Viendo esto se evalúan los siguientes porcentajes pasantes:

- 50% malla -200
- 52% malla -200
- 54% malla -200
- 56% malla -200

3.3.4.3 Cálculos en el hidrociclón con 50% malla – 200. Los resultados del análisis granulométrico del nido de hidrociclones D-6 se muestran a continuación, para llegar a estos valores se trató de dar una estimación mediante el manejo de aguas y las rpm de la bomba horizontal 5"x4".

Tabla 43

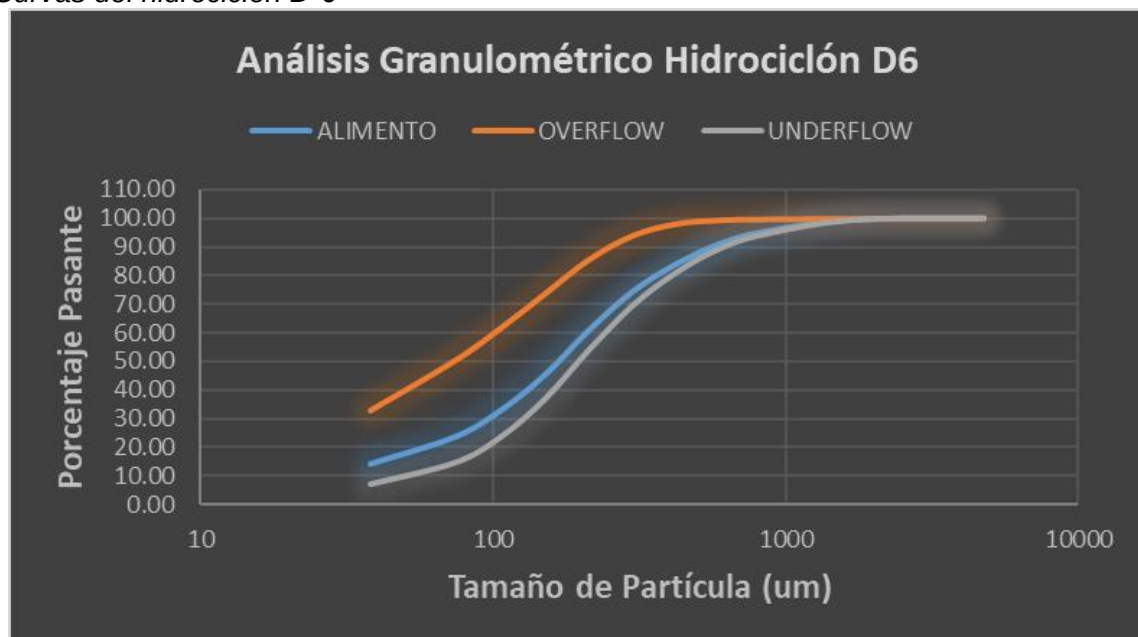
Porcentajes pasantes luego de adición de bolas en el nido de hidrociclón D-6

% PASANTE				
MALLA	ABERTURA	ALIMENTO	OVERFLOW	UNDERFLOW
4	4750	100.00	100.00	100.00
10	1700	99.51	100.00	99.39
20	850	95.37	99.79	94.50
30	600	91.22	99.48	89.61
40	425	84.15	98.24	81.26
50	300	74.39	94.10	69.65
70	212	60.73	85.61	53.97
100	150	45.12	73.60	36.86
150	106	32.68	61.59	23.63
200	74	23.41	50.21	14.66
400	38	13.90	32.61	7.13
-400				
	D80	368	182	410

Fuente: Elaboración propia

Figura 15

Curvas del hidrociclón D-6



Fuente: Elaboración propia

Tabla 44

Cálculo de carga circulante sin corrección de los porcentajes retenidos

PORCENTAJE RETENIDO					
Malla	um	FEED (f)	U/F (u)	O/F (o)	(o-f)/(f-u)
4	4750				
10	1700	0.49	0.61	0.00	3.96
20	850	4.15	4.89	0.21	5.31
30	600	4.15	4.89	0.31	5.17
40	425	7.07	8.35	1.24	4.57
50	300	9.76	11.61	4.14	3.03
70	212	13.66	15.68	8.49	2.55
100	150	15.61	17.11	12.01	2.40
150	106	12.44	13.24	12.01	0.54
200	74	9.27	8.96	11.39	6.90
400	38	9.51	7.54	17.60	4.09
-400		13.90	7.13	32.61	2.76
PROMEDIO (C.C)					3.754

Fuente: Elaboración propia

Si tendríamos una correcta distribución granulométrica entonces la carga circulante sería constante, pero vemos que está varía en cada malla y los datos sin corregir nos da una carga circulante promedio de 3.754%, pero vemos que malla a malla la carga circulante difiere dando valores desde 0.54, hasta valores pico de 6.90. El rango entre los valores de carga circulante es muy grande por ende los valores del overflow, underflow y alimento no guardan una relación constante. Por ende, debe ser corregida. Para ello se utilizará los multiplicadores de Lagrange.

Para ello debemos corregir la granulometría del alimento, rebose y descarga del hidrociclón. Esto se hace con multiplicadores de lagrange.

Tabla 45*Porcentajes retenidos luego de la adición de bolas en el nido de hidrociclón D-6*

PORCENTAJE RETENIDO				
Malla	um	FEED (f)	U/F (u)	O/F (o)
4	4750			
10	1700	0.49	0.61	0.00
20	850	4.15	4.89	0.21
30	600	4.15	4.89	0.31
40	425	7.07	8.35	1.24
50	300	9.76	11.61	4.14
70	212	13.66	15.68	8.49
100	150	15.61	17.11	12.01
150	106	12.44	13.24	12.01
200	74	9.27	8.96	11.39
400	38	9.51	7.54	17.60
-400		13.90	7.13	32.61

Fuente: Elaboración propia

Tabla 46*Cálculo de la carga circulante con multiplicadores de Lagrange*

CORRECCION LAGRANGE			
(f-u)	(o-u)	(f-u)*(o-u)	(o-u)^2
-0.12	-0.61	0.08	0.37
-0.74	-4.68	3.47	21.91
-0.74	-4.58	3.39	20.95
-1.28	-7.11	9.08	50.52
-1.85	-7.47	13.84	55.77
-2.02	-7.19	14.56	51.75
-1.50	-5.10	7.64	26.01
-0.80	-1.23	0.98	1.51
0.31	2.43	0.74	5.88
1.98	10.06	19.89	101.26
6.77	25.48	172.61	649.25
0.00		246.28	985.20

Fuente: Elaboración propia

Alfa(α) 0.251- α 0.75

C.C corregida 3.00

Tabla 47*Cálculos para determinar los valores corregidos*

VALORES CORREGIDOS										
Malla	um	delta	landa	delta f	delta u	delta o	f corregido	u corregido	o corregido	Prueba
10	1700	0.03	0.02	0.02	-0.01	0.00	0.47	0.62	0.00	3.00
20	850	0.43	0.26	0.26	-0.20	-0.07	3.88	5.09	0.27	3.00
30	600	0.40	0.25	0.25	-0.19	-0.06	3.90	5.07	0.37	3.00
40	425	0.50	0.31	0.31	-0.23	-0.08	6.77	8.58	1.32	3.00
50	300	0.01	0.01	0.01	-0.01	0.00	9.75	11.62	4.14	3.00
70	212	-0.23	-0.14	-0.14	0.10	0.03	13.80	15.58	8.45	3.00
100	150	-0.22	-0.14	-0.14	0.10	0.03	15.75	17.00	11.97	3.00
150	106	-0.49	-0.30	-0.30	0.23	0.08	12.74	13.01	11.93	3.00
200	74	-0.30	-0.18	-0.18	0.14	0.05	9.45	8.82	11.34	3.00
400	38	-0.54	-0.33	-0.33	0.25	0.08	9.84	7.29	17.52	3.00
-400		0.40	0.25	0.25	-0.19	-0.06	13.65	7.32	32.67	3.00

Fuente: Elaboración propia

Ya con los valores corregidos podemos determinar las eficiencias de rebose y descarga para graficar la curva de Tromp y poder determinar el D50, el cual nos servirá para poder hallar la eficiencia del clasificador.

Tabla 48*Valores acumulados y pasantes del nido de hidro ciclones corregido*

Malla	um	f corregido	Acum f	%Pass f	u corregido	Acum u	Pass u	o corregido	Acum o	Pass o
10	1700	0.47	0.47	99.53	0.62	0.62	99.38	0.00	0.00	100.00
20	850	3.88	4.35	95.65	5.09	5.71	94.29	0.27	0.27	99.73
30	600	3.90	8.25	91.75	5.07	10.78	89.22	0.37	0.65	99.35
40	425	6.77	15.02	84.98	8.58	19.37	80.63	1.32	1.96	98.04
50	300	9.75	24.76	75.24	11.62	30.98	69.02	4.14	6.11	93.89
70	212	13.80	38.56	61.44	15.58	46.56	53.44	8.45	14.56	85.44
100	150	15.75	54.31	45.69	17.00	63.56	36.44	11.97	26.54	73.46
150	106	12.74	67.05	32.95	13.01	76.57	23.43	11.93	38.47	61.53
200	74	9.45	76.50	23.50	8.82	85.40	14.60	11.34	49.81	50.19
400	38	9.84	86.35	13.65	7.29	92.68	7.32	17.52	67.32	32.68
-400		13.65	100.00	0.00	7.32	100.00	0.00	32.67	100.00	0.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 49

Cálculo de las eficiencias de rebose y descarga para el cálculo del D50 simple

Malla	Um	U/F	U/F*%u	O/F*%o	F%	Alimento	Ef. O/F	Ef. U/F	D50
10	1700	0.75	0.47	0.00	0.47	0.47	0.000	100.000	
20	850	0.75	3.82	0.07	3.88	3.95	1.757	98.243	
30	600	0.75	3.81	0.09	3.90	3.99	2.388	97.612	
40	425	0.75	6.44	0.33	6.77	7.10	4.873	95.127	
50	300	0.75	8.71	1.04	9.75	10.78	10.623	89.377	
70	212	0.75	11.68	2.11	13.80	15.91	15.315	84.685	
100	150	0.75	12.75	2.99	15.75	18.74	19.006	80.994	
150	106	0.75	9.76	2.98	12.74	15.72	23.408	76.592	
200	74	0.75	6.62	2.83	9.45	12.29	29.989	70.011	
400	38	0.75	5.47	4.38	9.84	14.22	44.475	55.525	30.44
-400	-38								

Fuente: Elaboración propia

Siendo el D50 del nido de hidrociclón de 30.44 um.

Ahora calcularemos la eficiencia de clasificación:

Para ello calculamos los porcentajes pasantes según el d50 simple, para el alimento, descarga y rebose.

Tabla 50

Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia

f	u	o
10.94	5.86	26.17

Fuente: Elaboración propia

Tabla 51

Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia

EFICIENCIA	
O/F	0.829
U/F	0.757
Ef.total	62.70%

Fuente: Elaboración propia

Ahora calcularemos el D50 corregido, este valor hace que no exista by pass de finos en el underflow del nido de hidrociclones y es un dato que nos sirve como referencia para realizar comparaciones. Resaltamos que el by pass de un clasificador viene a ser las partículas finas liberadas qu $Ef = 0.829 * 0.757 * 100\%$

$$Ef = 62.7\%$$

e se dirigen al underflow del hidrociclón y viceversa, es por ello que la mayor cantidad de agua debe ir hacia el overflow, así como la mayor cantidad de sólidos debe ir al underflow.

$$y = 100 - 100e^{(-0.6931(\frac{x}{d50c})^m)}$$

$$\text{Log}\left(\ln\left(\frac{1}{1-y}\right)\right) = \text{Log}\left(\frac{0.6931}{(d50c)^m}\right) + m\log(x)$$

Tabla 52

Cálculo del D50 corregido por el modelo de Plitt

(1/(1-y))	ln(1/(1-y))	log(ln(1/(1-y)))	X.prom	X	log(x.prom)	log(X)
1	0		0	2448		
1000000	13.816	1.140	2040.000	1700.000	3.310	3.230
56.925	4.042	0.607	1202.082	850.000	3.080	2.929
41.879	3.735	0.572	714.143	600.000	2.854	2.778
20.521	3.021	0.480	504.975	425.000	2.703	2.628
9.413	2.242	0.351	357.071	300.000	2.553	2.477
6.530	1.876	0.273	252.190	212.000	2.402	2.326
5.262	1.660	0.220	178.326	150.000	2.251	2.176
4.272	1.452	0.162	126.095	106.000	2.101	2.025
3.335	1.204	0.081	88.566	74.000	1.947	1.869
2.248	0.810	-0.091	53.028	38.000	1.725	1.580

Fuente: Elaboración propia

Luego según la ecuación de Plitt linealizada, realizamos una regresión lineal y obtenemos los siguientes datos, el valor de m y el termino independiente el cual tienen los siguientes valores la pendiente(m):0.65352 y el termino independiente de -1.2494. Con ello calculamos el D50corregido.

$$m = 0.65352$$

$$0.056313604 = \frac{0.6931}{(d50c)^m}$$

$$(d50c)^m = 12.3078609$$

$$d50c(x \text{ promedio}) = 46.58 \text{ um}$$

Tabla 53*Balance metalúrgico para 50% -200m*

PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	198.00	6.14	1.96	2.67	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	11.76	90.70	29.70	2.12	90.22	90.06	4.72	16.83
Conc. Zn	9.68	2.11	0.52	48.20	1.73	1.30	88.27	20.45
Relave	176.55	0.54	0.19	0.21	8.06	8.64	7.01	
Cab. Calc.	198.00	5.98	1.96	2.67	% (+70M)=	0.00	%(-200M)=	50.00

Fuente: Elaboración propia

3.3.4.4 Cálculos en el hidrociclón con 52% menos malla 200. Para poder obtener mejores resultados en flotación la clasificación debía mejorar tanto en eficiencia como la granulometría en el overflow.

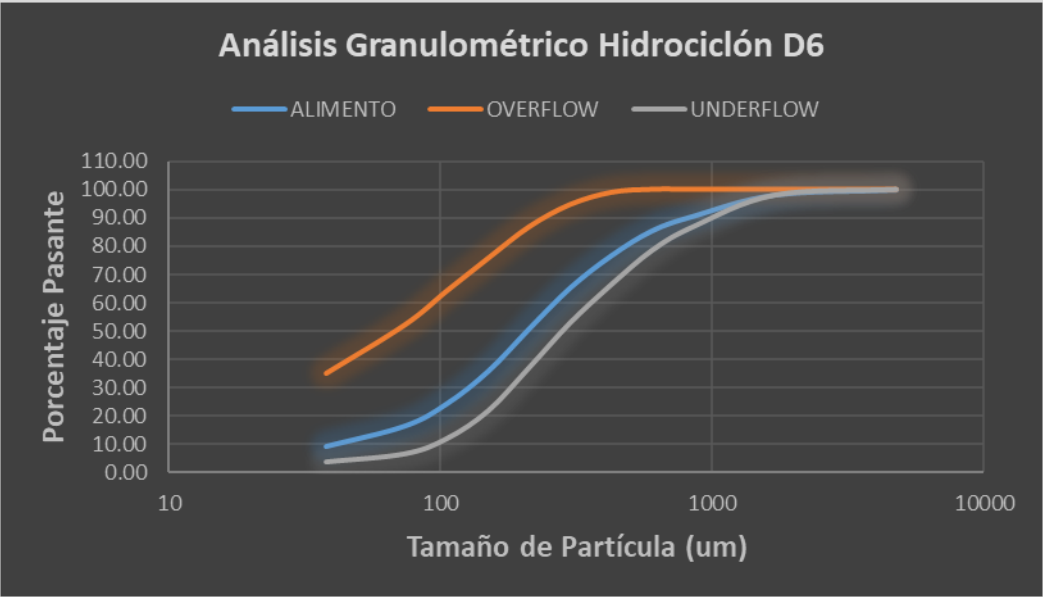
Tabla 54*Porcentajes pasantes luego del primer cambio en el nido de hidrociclones D-6*

% PASANTE				
MALLA	ABERTURA	ALIMENTO	OVERFLOW	UNDERFLOW
4	4750	100.00	100.00	100.00
10	1700	98.19	100.00	97.99
20	850	90.70	100.00	86.78
30	600	85.53	100.00	78.45
40	425	76.74	98.93	66.38
50	300	65.37	94.66	52.87
70	212	50.90	86.83	37.07
100	150	35.92	75.80	21.84
150	106	24.55	64.41	12.07
200	74	16.54	52.31	6.61
400	38	9.30	35.23	3.74
-400				
	D80	485	172	642

Fuente: Elaboración propia

Figura 16

Curvas del hidrociclón D-6



Fuente: Elaboración propia

Tabla 55

Porcentajes retenidos luego de la modificación

PORCENTAJES RETENIDOS				
MALLA	um	FEED (f)	U/F (u)	O/F (o)
4	4750			
10	1700	1.81	2.01	0.00
20	850	7.49	11.21	0.00
30	600	5.17	8.33	0.00
40	425	8.79	12.07	1.07
50	300	11.37	13.51	4.27
70	212	14.47	15.80	7.83
100	150	14.99	15.23	11.03
150	106	11.37	9.77	11.39
200	74	8.01	5.46	12.10
400	38	7.24	2.87	17.08
-400		9.30	3.74	35.23

Fuente: Elaboración propia

Tabla 56*Carga circulante por multiplicadores de Lagrange luego de la corrección*

CORRECCION LAGRANGE			
(f-u)	(o-u)	(f-u)*(o-u)	(o-u)^2
-0.20	-2.01	0.41	4.05
-3.71	-11.21	41.62	125.59
-3.17	-8.33	26.38	69.44
-3.28	-11.00	36.12	121.03
-2.14	-9.24	19.73	85.29
-1.33	-7.98	10.64	63.61
-0.24	-4.20	1.02	17.62
1.60	1.62	2.59	2.62
2.55	6.64	16.94	44.09
4.36	14.21	61.97	201.88
5.57	31.50	175.33	991.98
0.00		392.73	1727.19

Fuente: Elaboración propia

Alfa(α) 0.231- α 0.77

C.C corregida 3.40

Tabla 57*Cálculo de variables para corregir el análisis granulométrico*

MALLA	Um	delta	landa	delta f	delta u	delta o
10	1700	0.25	0.15	0.15	-0.12	-0.04
20	850	-1.17	-0.71	-0.71	0.55	0.16
30	600	-1.27	-0.77	-0.77	0.60	0.18
40	425	-0.78	-0.47	-0.47	0.37	0.11
50	300	-0.04	-0.02	-0.02	0.02	0.01
70	212	0.48	0.29	0.29	-0.22	-0.07
100	150	0.71	0.43	0.43	-0.33	-0.10
150	106	1.23	0.75	0.75	-0.58	-0.17
200	74	1.04	0.63	0.63	-0.49	-0.14
400	38	1.13	0.69	0.69	-0.53	-0.16
-400		-1.59	-0.97	-0.97	0.75	0.22

Fuente: Elaboración propia

Tabla 58*Valores corregidos del análisis granulométrico*

VALORES CORREGIDOS			
f corregido	u corregido	o corregido	Prueba
1.65	2.13	0.04	3.40
8.20	10.66	-0.16	3.40
5.94	7.74	-0.18	3.40
9.26	11.70	0.96	3.40
11.39	13.49	4.27	3.40
14.18	16.03	7.90	3.40
14.56	15.56	11.13	3.40
10.62	10.35	11.56	3.40
7.38	5.95	12.24	3.40
6.55	3.40	17.24	3.40
10.27	2.99	35.01	3.40

Fuente: Elaboración propia

Ahora con los valores corregidos, podemos darnos cuenta que malla por malla se tiene la misma carga circulante, con estos valores determinaremos la eficiencia del hidrociclón.

Tabla 59*Porcentajes pasantes de los valores corregidos*

Malla	um	f corregido	Acum f	%Pass f	u corregido	Acum u	Pass u	o corregido	Acum o	Pass o
10	1700	1.65	1.65	98.35	2.13	2.13	97.87	0.00	0.00	100.00
20	850	8.20	9.85	90.15	10.66	12.79	87.21	-0.16	-0.16	100.16
30	600	5.94	15.79	84.21	7.74	20.53	79.47	-0.18	-0.34	100.34
40	425	9.26	25.05	74.95	11.70	32.23	67.77	0.96	0.62	99.38
50	300	11.39	36.44	63.56	13.49	45.72	54.28	4.27	4.89	95.11
70	212	14.18	50.62	49.38	16.03	61.75	38.25	7.90	12.78	87.22
100	150	14.56	65.18	34.82	15.56	77.31	22.69	11.13	23.91	76.09
150	106	10.62	75.80	24.20	10.35	87.66	12.34	11.56	35.47	64.53
200	74	7.38	83.18	16.82	5.95	93.61	6.39	12.24	47.72	52.28
400	38	6.55	89.73	10.27	3.40	97.01	2.99	17.24	64.95	35.05
-400		10.27	100.00	0.00	2.99	100.00	0.00	35.01	99.96	0.04

Fuente: Elaboración propia

Tabla 60*Cálculo de la eficiencia del rebose y descarga*

Malla	um	U/F	U/F*%u	O/F*%o	F%	Alimento	Ef. O/F	Ef. U/F	D50
10	1700	0.78	1.65	0.00	1.65	1.65	0.00	100.00	
20	850	0.77	8.24	-0.04	8.24	8.21	-0.44	100.00	
30	600	0.77	5.98	-0.04	5.98	5.94	-0.66	100.00	
40	425	0.77	9.04	0.22	9.26	9.48	2.35	97.64	
50	300	0.77	10.42	0.97	11.39	12.36	8.50	91.49	
70	212	0.77	12.39	1.79	14.18	15.97	12.65	87.35	
100	150	0.77	12.03	2.53	14.56	17.08	17.37	82.62	
150	106	0.77	8.00	2.63	10.62	13.25	24.72	75.27	
200	74	0.77	4.60	2.78	7.38	10.16	37.70	62.29	53.99
400	38	0.77	2.63	3.92	6.55	10.46	59.82	40.17	
-400	-38								

Fuente: Elaboración propia

Tabla 61*Cálculo del d50c por el modelo de Plitt*

(1/(1-y))	ln(1/(1-y))	log(ln(1/(1-y)))	X.prom	X	log(x.prom)	log(X)
1	0		0	2448		
9990009	16.11	1.20	2040.00	1700.00	3.31	3.23
8333333	13.63	1.13	1202.08	850.00	3.08	2.92
3332222	15.01	1.17	714.14	600.00	2.85	2.77
42.47	3.74	0.57	504.97	425.00	2.70	2.62
11.75	2.46	0.39	357.07	300.00	2.55	2.47
7.90	2.06	0.31	252.19	212.00	2.40	2.32
5.75	1.75	0.24	178.32	150.00	2.25	2.17
4.04	1.39	0.14	126.09	106.00	2.10	2.02
2.65	0.97	-0.01	88.56	74.00	1.94	1.86
1.67	0.51	-0.28	53.02	38.00	1.72	1.58

Fuente: Elaboración propia

$$m = 1.0035397$$

$$0.00971625 = \frac{0.6931}{(d50c)^m}$$

$$(d50c)^m = 71.33407903$$

$$d50c(x \text{ promedio}) = 70.27 \text{ um}$$

Dando un D50 corregido de 70.27 um.

3.3.4.5 Eficiencia de un hidrociclón. Basándonos en el D50 simple, para obtener los porcentajes pasantes en el rebose, alimento y porcentajes acumulados en la descarga y alimento.

Tenemos que los porcentajes pasantes según el d50 simple son los siguientes tanto para el alimento, descarga y rebose.

Tabla 62

Porcentajes pasantes para cálculo de eficiencia

f	u	o
7.04	1.68	20.49

Fuente: Elaboración propia

Además, conocemos que la carga circulante corregida es igual a 251%.

Entonces:

$$F=3.51*O \quad U=2.51*O$$

Con lo cual tenemos que:

La eficiencia en el rebose es igual a 82.9%

La eficiencia en la descarga es 75.7%

Dando una eficiencia del clasificador de

$$Ef = Ef1 * Ef2 * 100\%$$

$$Ef = 0.829 * 0.757 * 100\%$$

$$Ef = 62.7\%$$

Tabla 63

Resumen del área de molienda para 52% -200m

F80 Faja de molino	14691	um
P80 molino 1	426	um
P80 molino 2	909	um
Radio reducción molino 1	1.2	
Radio reducción molino 2	16.2	
Eficiencia de Hidrociclón	62.7%	
Carga Circulante	251%	

Fuente: Elaboración propia

El radio reducción de un molino se encuentra generalmente entre 15 a 20, en nuestro caso tenemos un radio reducción de la molienda primaria de 16.2, lo cual está dentro de lo normal para operaciones en planta concentradora. El radio reducción del molino 1 es de 1.2 lo cual nos indica que se debe hacer un estudio sobre el contenido de plomo para ver si la molienda en ese molino es justificable. En cuanto a los hidrociclones, tenemos una carga circulante de 251%, la cual se encuentra en un rango adecuado, ya que de 200% a 300% es una carga circulante buena para el proceso. La eficiencia del hidrociclón D-6 resultó de 62.7% lo cual indica que está clasificando bien, pero está eficiencia es susceptible a cambios de presión, dilución por lo cual es un tema en el cual se debe seguir haciendo énfasis si se requiere un estudio más riguroso.

El resultado del día en el cual se tuvo la clasificación fue la siguiente:

Tabla 64

Balance metalúrgico para 52% -200m

PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	177.60	7.26	2.27	1.83	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	15.60	75.70	24.39	2.81	94.65	94.80	13.56	11.30
Conc. Zn	5.10	1.46	0.36	49.92	0.60	0.46	78.72	34.60
Relave	156.80	0.38	0.12	0.16	4.75	4.67	7.72	
Cab. Calc.	177.60	7.06	2.27	1.83	% (70M)=		% (200M)=	

Fuente: Elaboración propia

3.3.4.6 Cálculos en compósito de 2 semanas para 52% -200 m. Ahora que se ha regularizado la carga circulante, incrementado el valor de d₅₀, incrementado la eficiencia de hidrociclón se comenzó a probar diferentes tipos de apex a fin de variar el porcentaje pasante en la malla 200 del overflow y se obtuvo los siguientes resultados.

Tabla 65

Porcentajes pasantes del compósito a 52 % -200m en el nido de hidrociclones D-6

% PASANTE				
MALLA	ABERTURA	ALIMENTO	OVERFLOW	UNDERFLOW
4	4750	100.00	100.00	100.00
10	1700	99.57	100.00	99.55
20	850	95.91	99.80	88.64
30	600	91.18	99.37	80.91
40	425	83.01	97.76	70.45
50	300	72.69	93.31	57.27
70	212	60.43	85.64	42.50
100	150	46.24	75.33	27.95
150	106	34.62	64.63	14.32
200	74	23.87	51.70	8.41
400	38	10.54	33.92	4.32
-400				

Fuente: Elaboración propia

Tabla 66

Porcentajes retenidos del compósito a 52% -200m

PORCENTAJE RETENIDO				
Malla	um	FEED (f)	U/F (u)	O/F (o)
4	4750			
10	1700	0.43	0.45	0.00
20	850	3.66	10.91	0.20
30	600	4.73	7.73	0.42
40	425	8.17	10.45	1.62
50	300	10.32	13.18	4.44
70	212	12.26	14.77	7.68
100	150	14.19	14.55	10.30
150	106	11.61	13.64	10.71
200	74	10.75	5.91	12.93
400	38	13.33	4.09	17.78
-400		10.54	4.32	33.92

Fuente: Elaboración propia

Tabla 67*Carga circulante por multiplicadores de Lagrange luego de la corrección*

CORRECCION LAGRANGE			
(f-u)	(o-u)	(f-u)*(o-u)	(o-u)^2
-0.02	-0.45	0.01	0.21
-7.25	-10.71	77.66	114.64
-3.00	-7.30	21.88	53.33
-2.28	-8.84	20.17	78.12
-2.86	-8.74	24.98	76.34
-2.51	-7.10	17.84	50.35
-0.35	-4.24	1.49	18.00
-2.02	-2.93	5.93	8.58
4.84	7.02	34.00	49.28
9.24	13.69	126.50	187.33
6.22	29.60	184.10	876.22
0.00		514.58	1512.41

Fuente: Elaboración propia

Alfa(α) 0.341- α 0.66

C.C corregida 1.94

Tabla 68*Cálculo de variables para corregir el análisis granulométrico con el compósito a 52% -200m*

Malla	um	delta	landa	delta f	delta u	delta o
10	1700	0.13	0.08	0.08	-0.06	-0.03
20	850	-3.61	-2.33	-2.33	1.54	0.79
30	600	-0.51	-0.33	-0.33	0.22	0.11
40	425	0.72	0.47	0.47	-0.31	-0.16
50	300	0.11	0.07	0.07	-0.05	-0.02
70	212	-0.10	-0.06	-0.06	0.04	0.02
100	150	1.09	0.70	0.70	-0.46	-0.24
150	106	-1.03	-0.66	-0.66	0.44	0.23
200	74	2.46	1.58	1.58	-1.04	-0.54
400	38	4.59	2.96	2.96	-1.95	-1.01
-400		-3.85	-2.48	-2.48	1.64	0.84

Fuente: Elaboración propia

Tabla 69

Valores corregidos del análisis granulométrico del compósito del nido de hidrociclones D-6 para 52% -200m

VALORES CORREGIDOS			
f corregido	u corregido	o corregido	Prueba
0.35	0.51	0.03	1.94
5.98	9.37	-0.59	1.94
5.06	7.51	0.31	1.94
7.70	10.76	1.78	1.94
10.25	13.23	4.47	1.94
12.32	14.73	7.65	1.94
13.49	15.01	10.54	1.94
12.27	13.20	10.48	1.94
9.17	6.95	13.47	1.94
10.38	6.04	18.78	1.94
13.02	2.68	33.07	1.94

Fuente: Elaboración propia

Tabla 70

Porcentajes pasantes del compósito para 52% -200m

Malla	um	f corregido	Acum f	%Pass f	U corregido	Acum u	Pass u	o corregido	Acum o	Pass o
10	1700	0.35	0.35	99.65	0.51	0.51	99.49	0.00	0.00	100.00
20	850	5.98	6.33	93.67	9.37	9.88	90.12	-0.59	-0.59	100.59
30	600	5.06	11.39	88.61	7.51	17.39	82.61	0.31	-0.28	100.28
40	425	7.70	19.10	80.90	10.76	28.16	71.84	1.78	1.50	98.50
50	300	10.25	29.34	70.66	13.23	41.39	58.61	4.47	5.97	94.03
70	212	12.32	41.67	58.33	14.73	56.12	43.88	7.65	13.62	86.38
100	150	13.49	55.16	44.84	15.01	71.13	28.87	10.54	24.16	75.84
150	106	12.27	67.43	32.57	13.20	84.33	15.67	10.48	34.65	65.35
200	74	9.17	76.60	23.40	6.95	91.28	8.72	13.47	48.11	51.89
400	38	10.38	86.98	13.02	6.04	97.32	2.68	18.78	66.90	33.10
-400		13.02	100.00	0.00	2.68	100.00	0.00	33.07	99.97	0.03

Fuente: Elaboración propia

Tabla 71*Cálculo de la eficiencia del rebose y descarga para 52% -200*

Malla	Um	U/F	U/F*%u	O/F*%o	F%	Alimento	Ef. O/F	Ef. U/F	D50
10	1700	0.68	0.35	0.00	0.35	0.35	0.000	100.000	
20	850	0.66	6.19	-0.20	6.19	5.99	-3.239	100.000	
30	600	0.66	4.96	0.11	5.06	5.17	2.095	97.905	
40	425	0.66	7.10	0.60	7.71	8.31	7.830	92.170	
50	300	0.66	8.73	1.52	10.25	11.77	14.823	85.177	
70	212	0.66	9.72	2.60	12.32	14.93	21.118	78.882	
100	150	0.66	9.91	3.58	13.49	17.08	26.571	73.429	
150	106	0.66	8.71	3.56	12.28	15.84	29.034	70.966	
200	74	0.66	4.59	4.58	9.17	13.75	49.946	50.054	73.83
400	38	0.66	3.99	6.39	10.37	16.76	61.561	38.439	
-400	-38								

Fuente: Elaboración propia

Tabla 72*Cálculo del d50c por el modelo de Plitt para el compósito a 52% -200m*

(1/(1-y))	ln(1/(1-y))	log(ln(1/(1-y)))	X.prom	X	log(x.prom)	log(X)
1	0		0	2448		
1000000	13.81	1.14	2040.00	1700.00	3.31	3.23
1000000	13.86	1.14	1202.08	850.00	3.08	2.92
47.73	3.86	0.58	714.14	600.00	2.85	2.77
12.77	2.54	0.40	504.97	425.00	2.70	2.62
6.74	1.90	0.28	357.07	300.00	2.55	2.47
4.75	1.55	0.19	252.19	212.00	2.40	2.32
3.76	1.32	0.12	178.32	150.00	2.25	2.17
3.44	1.23	0.09	126.09	106.00	2.10	2.02
2.00	0.69	-0.15	88.56	74.00	1.94	1.86
1.62	0.48	-0.31	53.02	38.00	1.72	1.58

Fuente: Elaboración propia

$$m = 0.9402$$

$$0.01012 = \frac{0.6931}{(d50c)^m}$$

$$(d50c)^m = 68.4624$$

$$d50c(x \text{ promedio}) = 89.56 \text{ um}$$

Dando un d50c de 89.56 um.

Tabla 73*Eficiencia de clasificación para el compósito a 52% -200m*

EFICIENCIA	
0.755	0.755
0.786	0.786
59.32 %	59.32 %

Fuente: Elaboración propia

Tabla 74*Resumen del área de molienda para compósito a 52% -200m*

F80 Faja de molino	14691	um
P80 molino 1	426	um
P80 molino 2	909	um
Radio reducción molino 1	1.2	
D50c	89.56	
Eficiencia de Hidrociclón	59.32%	
Carga Circulante	194%	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 75*Balance metalúrgico promedio para 52% -200m*

PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	189.86	7.10	2.05	3.20	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	10.06	113.00	35.91	2.90	93.00	92.89	4.81	18.86
Conc. Zn	10.39	1.48	0.30	53.35	1.26	0.80	91.29	18.26
Relave	169.40	0.42	0.15	0.14	5.75	6.31	3.90	
Cab. Calc.	189.86	7.10	2.05	3.20	% (+70M)=	0	%(-200M)=	57.00

Fuente: Elaboración propia

3.3.4.7 Cálculo en el Hidrociclón con 54% malla -200

Tabla 76

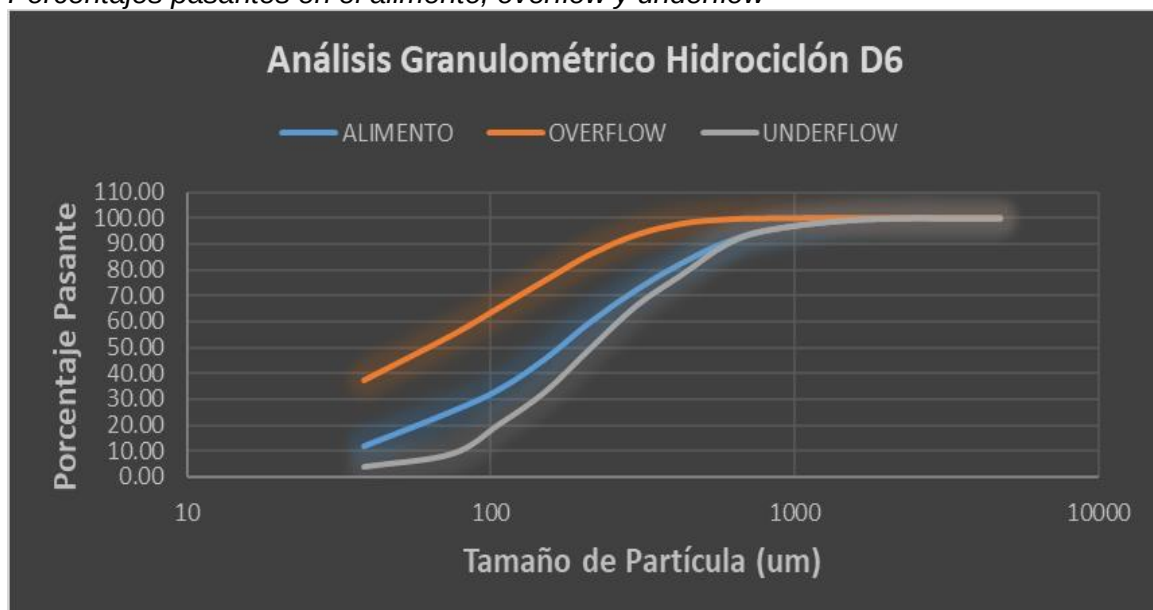
Porcentajes pasantes para 54% malla -200

MALLA	ABERTURA	% PASANTE		
		ALIMENTO	OVERFLOW	UNDERFLOW
4	4750	100.00	100.00	100.00
10	1700	99.57	100.00	99.58
20	850	95.87	99.80	95.83
30	600	91.09	99.39	90.21
40	425	82.83	97.80	78.33
50	300	72.39	93.45	66.25
70	212	60.00	85.92	49.79
100	150	45.65	75.82	32.92
150	106	33.91	65.33	20.42
200	74	25.43	54.63	8.96
400	38	11.96	37.21	3.96
-400				
	D80	388	174	447

Fuente: Elaboración propia

Figura 17

Porcentajes pasantes en el alimento, overflow y underflow



Fuente: Elaboración propia

Tabla 77*Porcentajes retenidos para 54% -200m*

PORCENTAJE RETENIDO				
Malla	um	FEED (f)	U/F (u)	O/F (o)
4	4750			
10	1700	0.43	0.42	0.00
20	850	3.70	3.75	0.20
30	600	4.78	5.63	0.42
40	425	8.26	11.88	1.58
50	300	10.43	12.08	4.36
70	212	12.39	16.46	7.52
100	150	14.35	16.88	10.10
150	106	11.74	12.50	10.50
200	74	8.48	11.46	10.69
400	38	13.48	5.00	17.43
-400		11.96	3.96	37.21

Fuente: Elaboración propia

Tabla 78*Calculo de carga circulante para 54% -200m*

CORRECCION LAGRANGE			
(f-u)	(o-u)	(f-u)*(o-u)	(o-u)^2
0.02	-0.42	-0.01	0.17
-0.05	-3.55	0.19	12.62
-0.84	-5.21	4.39	27.14
-3.61	-10.29	37.19	105.90
-1.65	-7.73	12.74	59.70
-4.07	-8.93	36.33	79.81
-2.53	-6.78	17.12	45.91
-0.76	-2.00	1.53	4.02
-2.98	-0.77	2.28	0.59
8.48	12.43	105.35	154.40
8.00	33.25	265.94	1105.54
0.00		483.05	1595.79

Fuente: Elaboración propia

Alfa(α) 0.301- α 0.70

C.C corregida 2.30

Tabla 79*Valores corregidos para 54% -200m*

VALORES CORREGIDOS			
f corregido	u corregido	o corregido	Prueba
0.34	0.48	0.03	2.30
3.05	4.20	0.39	2.30
4.32	5.95	0.56	2.30
8.58	11.65	1.49	2.30
10.00	12.39	4.49	2.30
13.26	15.86	7.26	2.30
14.65	16.66	10.01	2.30
11.84	12.43	10.47	2.30
10.22	10.24	10.17	2.30
10.49	7.08	18.33	2.30
13.27	3.05	36.81	2.30

Fuente: Elaboración propia

Tabla 80*Cálculos de las eficiencias de rebose y descarga para 54% -200m*

Malla	um	U/F	U/F*%u	O/F*%o	F%	Alimento	Ef. O/F	Ef. U/F	D50
10	1700	0.71	0.34	0.00	0.34	0.34	0.00	100.00	
20	850	0.70	2.94	0.12	3.06	3.18	3.89	96.10	
30	600	0.70	4.15	0.17	4.32	4.49	3.89	96.10	
40	425	0.70	8.13	0.45	8.58	9.03	5.24	94.75	
50	300	0.70	8.64	1.36	10.00	11.36	13.58	86.42	
70	212	0.70	11.06	2.20	13.26	15.45	16.57	83.42	
100	150	0.70	11.62	3.03	14.65	17.68	20.66	79.33	
150	106	0.70	8.67	3.17	11.84	15.00	26.74	73.25	
200	74	0.70	7.14	3.08	10.22	13.30	30.09	69.90	42.55
400	38	0.70	4.94	5.55	10.49	16.03	52.87	47.12	
-400	-38								

Fuente: Elaboración propia

Ahora evaluando la eficiencia tenemos:

Tabla 81*Eficiencia total del hidrociclón para 54% -200m*

EFICIENCIA	
O/F	0.812
U/F	0.784
Ef.total	63.70%

Fuente: Elaboración propia

Tabla 82*Cálculos del d50c mediante el modelo de Plitt para 54% -200m*

$(1/(1-y))$	$\ln(1/(1-y))$	$\log(\ln(1/(1-y)))$	X.prom	X	$\log(x.prom)$	$\log(X)$
1	0		0	2448		
1000000	13.816	1.140	2040.000	1700.000	3.310	3.230
25.655	3.245	0.511	1202.082	850.000	3.080	2.929
25.663	3.245	0.511	714.143	600.000	2.854	2.778
19.059	2.948	0.469	504.975	425.000	2.703	2.628
7.364	1.997	0.300	357.071	300.000	2.553	2.477
6.034	1.797	0.255	252.190	212.000	2.402	2.326
4.839	1.577	0.198	178.326	150.000	2.251	2.176
3.739	1.319	0.120	126.095	106.000	2.101	2.025
3.323	1.201	0.080	88.566	74.000	1.947	1.869
1.891	0.637	-0.196	53.028	38.000	1.725	1.580

Fuente: Elaboración propia

$$m = 0.662616$$

$$0.04867785 = \frac{0.6931}{(d50c)^m}$$

$$(d50c)^m = 14.2385$$

$$d50c(x \text{ promedio}) = 55.05 \text{ um}$$

Dando un d50c de 55.05 um.

Tabla 83*Resumen del área de molienda para 54% -200m*

F80 Faja de molino	14691	um
P80 molino 1	426	um
P80 molino 2	909	um
Radio reducción molino 1	1.2	
D50c	55.05	
Eficiencia de Hidrociclón	63.7%	
Carga Circulante	230%	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 84*Balance metalúrgico promedio para 54% -200m*

PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	1966.00	7.60	3.30	2.50	100.00	100.00	100.00	
Conc.Pb	160.40	86.00	38.00	1.40	91.70	91.40	4.70	12.20
Conc.Zn	86.90	2.30	0.30	52.60	1.30	0.40	90.90	22.60
Relave	1718.00	0.60	0.30	0.10	6.90	8.00	4.30	
Cab.Calc.	1966.00	7.60	3.30	2.50	%(70M)	0.00	%(200M)	54.40

Fuente: Elaboración propia

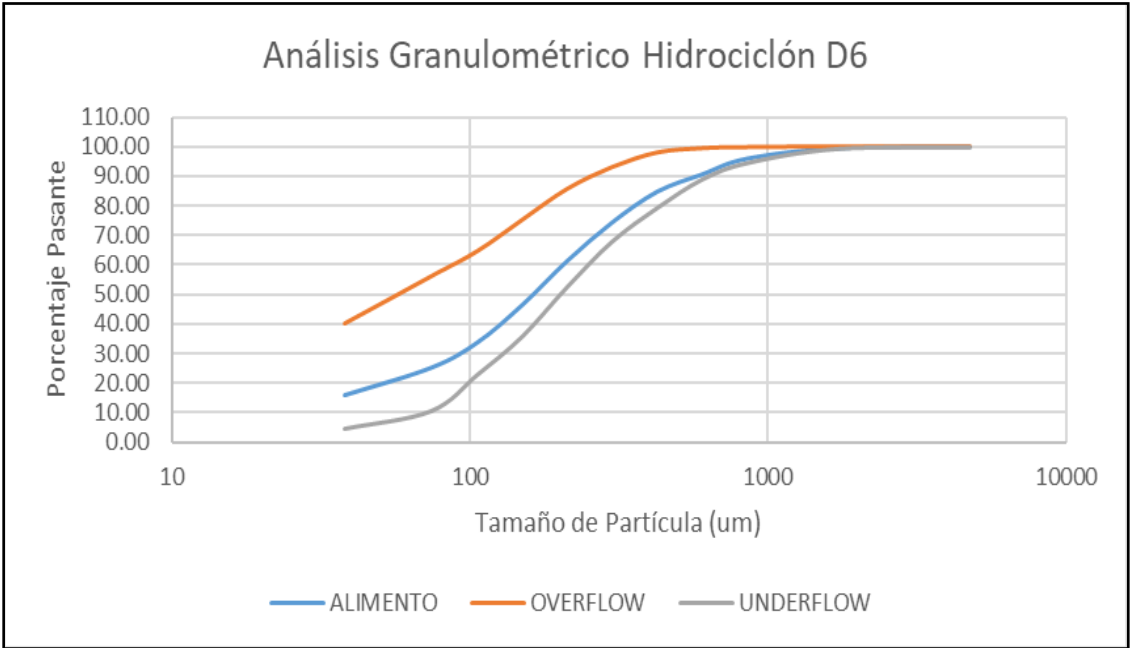
3.3.4.8 Cálculos en el hidrociclón con 56% malla -200**Tabla 85***Porcentajes pasantes para 56% -200m*

% PASANTE				
MALLA	ABERTURA	ALIMENTO	OVERFLOW	UNDERFLOW
4	4750	100.00	100.00	100.00
10	1700	99.53	100.00	99.40
20	850	96.05	99.80	94.61
30	600	90.70	99.43	89.02
40	425	84.88	98.00	79.44
50	300	74.42	93.10	68.06
70	212	61.40	85.76	52.69
100	150	46.51	75.35	35.93
150	106	33.72	64.73	22.95
200	74	25.12	56.16	10.58
400	38	15.81	40.24	4.59
-400				
	D80	363	176	434

Fuente: Elaboración propia

Figura 18

Curvas del hidrociclón D-6



Fuente: Elaboración propia

Tabla 86

Porcentajes retenido para 56% -200m

		PORCENTAJE RETENIDO		
Malla	um	FEED (f)	U/F (u)	O/F (o)
4	4750			
10	1700	0.47	0.60	0.00
20	850	3.49	4.79	0.20
30	600	5.35	5.59	0.37
40	425	5.81	9.58	1.43
50	300	10.47	11.38	4.90
70	212	13.02	15.37	7.35
100	150	14.88	16.77	10.41
150	106	12.79	12.97	10.61
200	74	8.60	12.38	8.57
400	38	9.30	5.99	15.92
-400		15.81	4.59	40.24

Fuente: Elaboración propia

Tabla 87*Corrección por multiplicadores de lagrange para 56% -200m*

CORRECCION LAGRANGE			
(f-u)	(o-u)	(f-u)*(o-u)	(o-u)^2
-0.13	-0.60	0.08	0.36
-1.30	-4.59	5.97	21.03
-0.24	-5.22	1.25	27.26
-3.77	-8.15	30.71	66.46
-0.91	-6.48	5.91	41.98
-2.35	-8.02	18.82	64.36
-1.88	-6.36	11.97	40.43
-0.18	-2.36	0.43	5.58
-3.77	-3.80	14.34	14.47
3.31	9.93	32.91	98.61
11.22	35.65	400.15	1271.21
0.00		522.55	1651.76

Fuente: Elaboración propia

Alfa(α) 0.321- α 0.68

C.C corregida 2.16

Tabla 88*Valores corregidos por malla para 56% -200m*

VALORES CORREGIDOS			
f corregido	u corregido	o corregido	Prueba
0.43	0.62	0.01	2.16
3.39	4.86	0.23	2.16
4.45	6.20	0.65	2.16
6.57	9.06	1.19	2.16
9.74	11.87	5.13	2.16
12.90	15.45	7.39	2.16
14.80	16.82	10.43	2.16
12.43	13.22	10.73	2.16
10.24	11.26	8.05	2.16
9.19	6.06	15.95	2.16
15.85	4.57	40.23	2.16

Fuente: Elaboración propia

Tabla 89*Cálculos de eficiencia para 56% -200m*

Malla	um	U/F	U/F*%u	O/F*%o	F%	Alimento	Ef. O/F	Ef. U/F	D50
10	1700	0.69	0.43	0.00	0.43	0.43	0.000	100.000	
20	850	0.68	3.32	0.07	3.40	3.47	2.180	97.820	
30	600	0.68	4.24	0.21	4.45	4.66	4.636	95.364	
40	425	0.68	6.20	0.38	6.57	6.95	5.720	94.280	
50	300	0.68	8.12	1.62	9.74	11.36	16.650	83.350	
70	212	0.68	10.57	2.34	12.90	15.24	18.106	81.894	
100	150	0.68	11.50	3.30	14.80	18.10	22.295	77.705	
150	106	0.68	9.04	3.39	12.43	15.82	27.290	72.710	
200	74	0.68	7.70	2.55	10.24	12.79	24.868	75.132	43.87
400	38	0.68	4.15	5.05	9.19	14.24	54.896	45.104	
-400	-38								

Fuente: Elaboración propia

Dando un valor de d_{50} de 43.87 um.

Ahora evaluando la eficiencia tenemos:

Tabla 90*Eficiencia para 56% -200m*

EFICIENCIA	
O/F	0.781
U/F	0.781
Ef.total	61.04%

Fuente: Elaboración propia

Nos da una eficiencia de 61.04%.

Tabla 91*Cálculo del d50c por el método de plitt para 56% -200m*

$(1/(1-y))$	$\ln(1/(1-y))$	$\log(\ln(1/(1-y)))$	X.prom	X	$\log(x.prom)$	$\log(X)$
1	0		0	2448		
1000000	13.816	1.140	2040.000	1700.000	3.310	3.230
45.868	3.826	0.583	1202.082	850.000	3.080	2.929
21.569	3.071	0.487	714.143	600.000	2.854	2.778
17.482	2.861	0.457	504.975	425.000	2.703	2.628
6.006	1.793	0.254	357.071	300.000	2.553	2.477
5.523	1.709	0.233	252.190	212.000	2.402	2.326
4.485	1.501	0.176	178.326	150.000	2.251	2.176
3.664	1.299	0.113	126.095	106.000	2.101	2.025
4.021	1.392	0.144	88.566	74.000	1.947	1.869
1.822	0.600	-0.222	53.028	38.000	1.725	1.580

Fuente: Elaboración propia

$$m = 0.672598$$

$$0.04571018 = \frac{0.6931}{(d50c)^m}$$

$$(d50c)^m = 15.16292$$

$$d50c(x \text{ promedio}) = 56.96 \text{ um}$$

Dando un $d50c$ de 56.96 um.

Tabla 92

Resumen del área de molienda para 56% -200m

F80 Faja de molino	14691	um
P80 molino 1	426	um
P80 molino 2	909	um
Radio reducción molino 1	1.2	
D50c	56.96	
Eficiencia de Hidrociclón	61.04%	
Carga Circulante	216%	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 93

Balance metalúrgico promedio para 56% -200m

PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	195.00	7.60	2.44	3.56	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	12.50	108.60	33.81	2.70	88.4	89.00	4.88	15.50
Conc. Zn	12.10	2.20	0.40	51.88	1.73	1.00	90.40	16.10
Relave	170.30	0.80	0.28	0.19	9.83	9.80	4.60	
Cab. Calc.	195.00	7.90	2.44	3.56	% +70M	0.00	% -200M	56.0

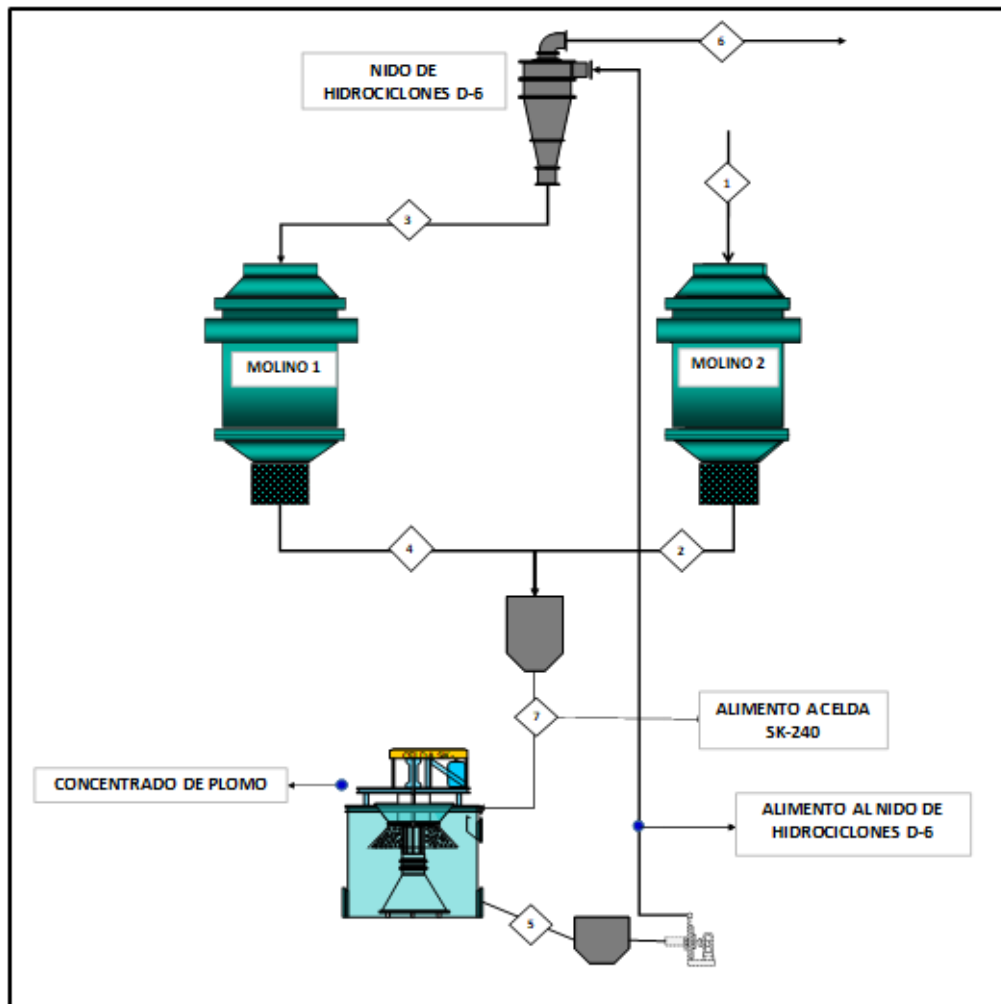
Fuente: Elaboración propia

3.3.4.9 Balance másico a diferentes porcentajes pasantes malla 200.

Posteriormente a evaluar la granulometría de clasificación en diferentes porcentajes pasantes de la malla -200. Se evaluó de forma másica los diferentes casos analizados.

Figura 19

Curvas del hidrociclón D-6



Fuente: Elaboración propia

Tabla 94

Balance materia inicial

	Unidad	1	2	3	4	5	6	7
Tonelaje tratado	t/h	16.49	16.49	66.32	66.32	80.33	14.01	82.811
G.E	t/m3	2.76	2.76	2.80	2.80	2.76	2.74	2.760
Volumen de sólidos	m3	5.97	5.97	23.69	23.69	29.10	5.11	30.00
Volumen Pulpa	m3	-	16.18	30.89	41.80	56.91	26.16	57.602
Volumen H2O	m3	-	10.20	7.21	18.11	27.81	21.05	27.60
Tonelaje Pulpa	tm/h	-	26.69	73.53	84.43	108.14	35.05	110.41
%S	%	-	61.78	90.20	78.55	74.28	39.96	75.00
Densidad Pulpa	t/m3	-	1.65	2.38	2.02	1.90	1.34	1.917
Carga circulante %	474%							

Fuente: Elaboración propia

Tabla 95*Balance másico al 52% -200m*

	Unidad	1	2	3	4	5	6	7
Tonelaje tratado	t/h	16.49	16.49	44.21	44.21	58.88	14.67	60.702
G.E	t/m ³	2.76	2.76	2.80	2.80	2.76	2.74	2.760
Volumen de sólidos	m ³	5.97	5.97	15.79	15.79	21.33	5.35	21.99
Volumen Pulpa	m ³	-	16.18	21.53	27.86	44.17	22.72	43.784
Volumen H2O	m ³	-	10.20	5.74	12.07	22.84	17.37	21.79
Tonelaje Pulpa	tm/h	-	26.69	49.95	56.29	81.72	32.04	82.49
%S	%	-	61.78	88.51	78.55	72.05	45.79	73.59
Densidad Pulpa	t/m ³	-	1.65	2.32	2.02	1.85	1.41	1.884
Carga circulante %	301%							

Fuente: Elaboración propia

Tabla 96*Balance másico al 54% -200m*

	Unidad	1	2	3	4	5	6	7
Tonelaje tratado	t/h	16.49	16.49	40.75	40.75	55.52	14.77	57.236
G.E	t/m ³	2.76	2.76	2.80	2.80	2.76	2.74	2.760
Volumen de sólidos	m ³	5.97	5.97	14.55	14.55	20.12	5.39	20.74
Volumen Pulpa	m ³	-	16.18	18.45	25.68	42.15	23.75	41.618
Volumen H2O	m ³	-	10.20	3.89	11.13	22.03	18.36	20.88
Tonelaje Pulpa	tm/h	-	26.69	44.64	51.87	77.55	33.13	78.12
%S	%	-	61.78	91.28	78.55	71.59	44.59	73.27
Densidad Pulpa	t/m ³	-	1.65	2.42	2.02	1.84	1.40	1.877
Carga circulante %	276%							

Fuente: Elaboración propia

Tabla 97*Balance másico al 56% -200m*

	Unidad	1	2	3	4	5	6	7
Tonelaje tratado	t/h	16.49	16.49	42.68	42.68	57.39	14.72	59.165
G.E	t/m ³	2.76	2.76	2.80	2.80	2.76	2.74	2.760
Volumen de sólidos	m ³	5.97	5.97	15.24	15.24	20.79	5.37	21.44
Volumen Pulpa	m ³	-	16.18	19.88	26.90	44.09	24.27	42.823
Volumen H2O	m ³	-	10.20	4.64	11.66	23.30	18.90	21.39
Tonelaje Pulpa	tm/h	-	26.69	47.31	54.33	80.69	33.62	80.55
%S	%	-	61.78	90.20	78.55	71.13	43.77	73.45
Densidad Pulpa	t/m ³	-	1.65	2.38	2.02	1.83	1.39	1.881
Carga circulante %	290%							

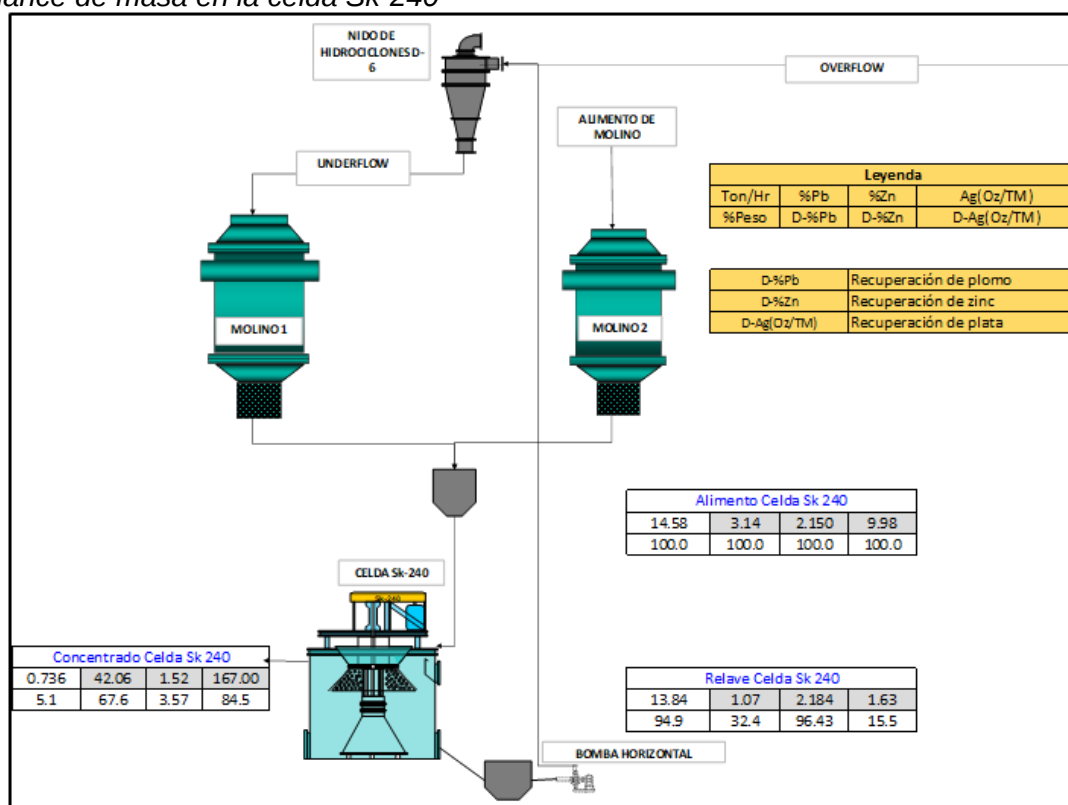
Fuente: Elaboración propia

3.3.5 Cálculos en el área de flotación de plomo

3.3.5.1 Balance de masa en el circuito de plomo. El siguiente balance de masa parte desde la celda Sk-240 y continua, con el flujo del overflow o rebose del hidrociclón D-6 alimentando a la celda OK N°1. El balance se hizo aplicando el método de mínimos cuadrados para cada nodo. Además, se ha considerado un nuevo total, que en el circuito de plomo es el alimento a la celda OK N°1. La producción total de concentrado de plomo resultó de 197 toneladas secas, según el presente balance realizado.

Figura 20

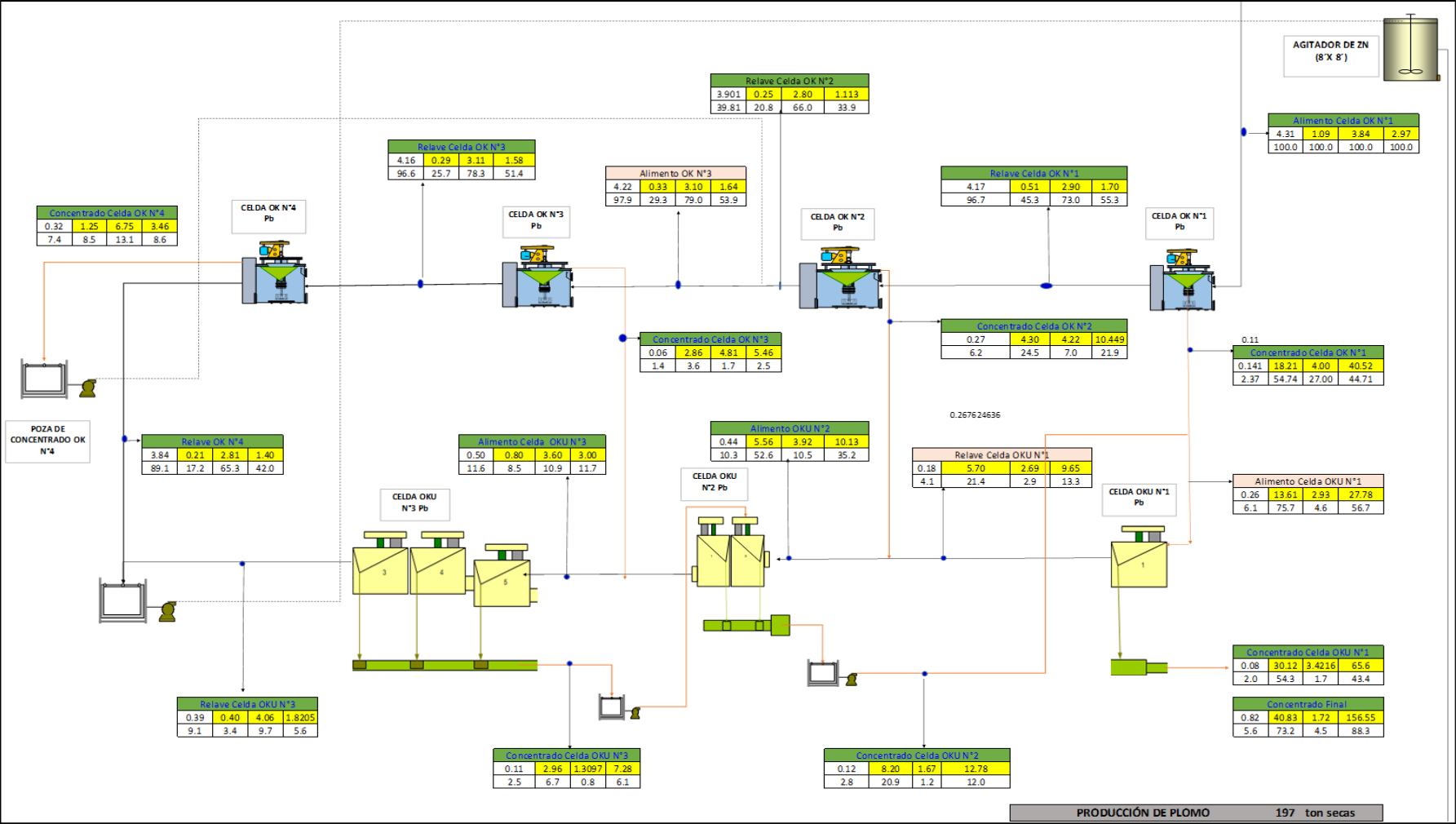
Balance de masa en la celda Sk-240



Fuente: Elaboración propia

Figura 21

Balace de masa en las celdas OK y OKU de plomo



Fuente: Elaboración propia

3.3.5.2 Cambios propuestos en el circuito de plomo. El criterio para recircular ya sea concentrado o relave de cualquier circuito, es hacerlo hacia un punto en donde la ley sea similar. No se debe recircular a un punto en donde la ley sea mucho menor ya que se estaría aumentando la ley en ese punto, al hacer eso se estaría desperdiciando todo el esfuerzo anterior para obtener el flujo que estamos recirculando. Tampoco se debe recircular hacia un punto en donde la ley sea mucho mayor ya que estarías ensuciando el flujo. Al hacer esto obtendremos nuevos concentrados con menor ley que la que hubiéramos obtenido sino hubiéramos recirculado.

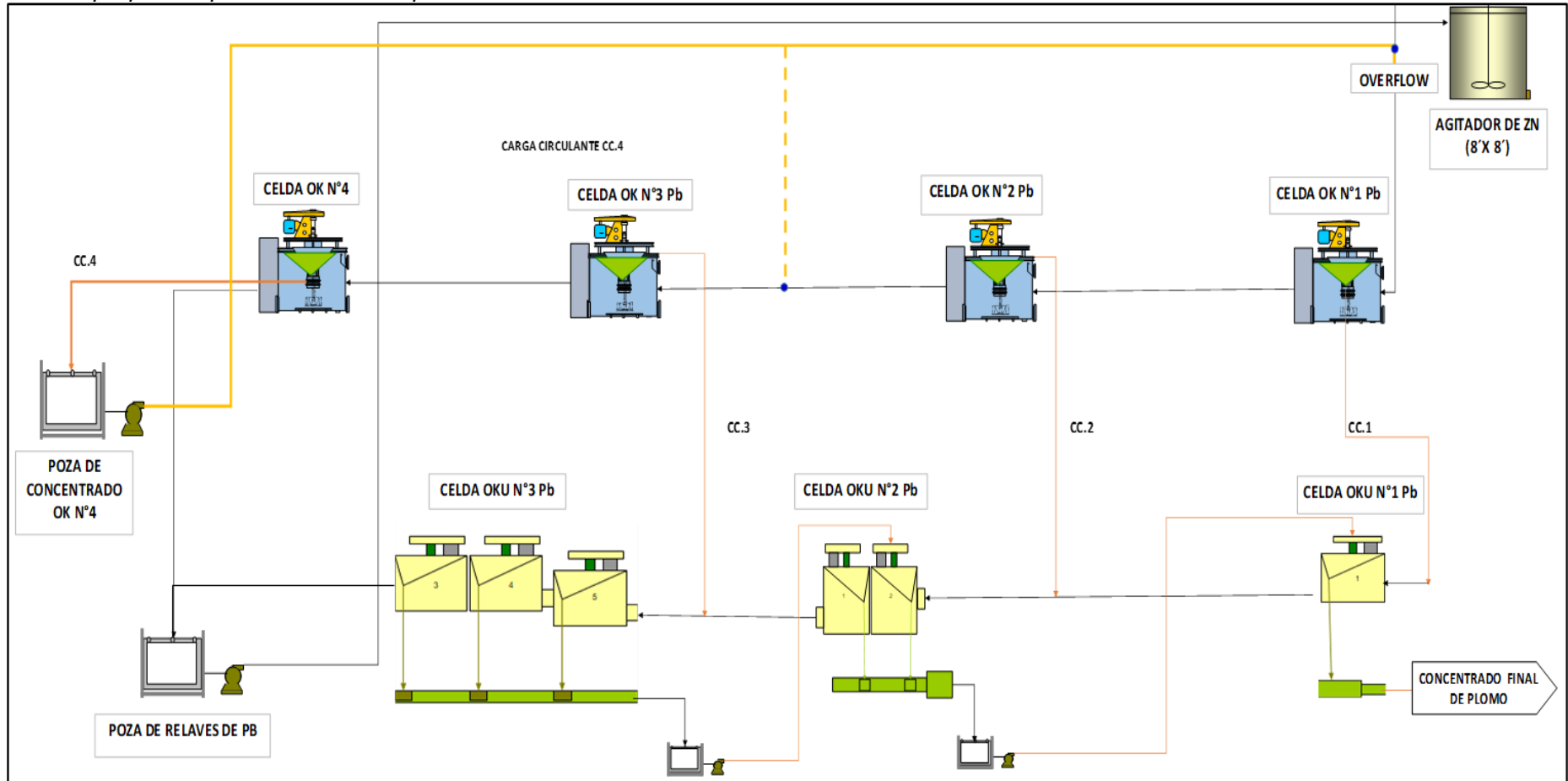
3.3.5.3 Situación actual en el circuito de plomo y cambios propuestos. En el circuito actual tenemos que el concentrado de la celda OK N°4 se recircula como alimento a la celda OK N°3, pero viendo el balance de masa para los 3 elementos (plomo, zinc y plata) vemos que el concentrado de la celda OK N°4 tiene mayor ley que el relave de la celda OK N°2 (alimento a la celda OK N°3), es por ello que al hacer esto estamos incrementando la cabeza a la OK N°3. Otro punto a considerar es que el relave de la celda OK N°4 tiene mucha similitud al relave de la celda OK N°2, lo cual nos da un indicio para hacer un análisis sobre costo-beneficio. La diferencia entre los relaves está en el porcentaje de plomo y de plata, la diferencia es de 0.04% para el caso del plomo. Por ello a futuro se tiene que analizar en base a mayor cantidad de muestreo, si el costo de energía consumida por la celda OK N°3 Y OK N°4 compensan esa pequeña diferencia en leyes.

Manteniendo el circuito igual, la propuesta de cambio sería recircular el concentrado de la celda OK N°4 hacia el alimento a la OK N°1 por similitud de leyes.

En la siguiente figura se muestra una línea amarilla, la parte punteada representa la recirculación de concentrado de la celda OK N°4 actual y la línea amarilla continua representa la propuesta de cambio en el circuito de plomo, el cual consiste en recircular el concentrado de la celda OK N°4 hacia el alimento a la celda OK N°1 de plomo.

Figura 22

Cambio propuesto para el circuito de plomo



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 98

Balance metalúrgico luego de realizar la modificación del circuito trabajando a 52% malla -200

Producto	TMS	L E Y E S			CONTENIDOS			DISTRIBUCION (%)			Ratio
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	198.000	7.26	2.27	1.83	1,437.48	4.49	3.62	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	17.484	75.70	24.39	2.81	1,323.51	4.26	0.49	94.65	94.88	13.56	11.32
Conc. Zn	5.714	1.46	0.36	49.92	8.34	0.02	2.85	0.60	0.46	78.72	34.65
Relave	174.802	0.38	0.12	0.16	66.42	0.21	0.28	4.75	4.67	7.72	
Cab. Calc.	198.000	7.06	2.27	1.83	1,398.28	4.49	3.62	% (+70M)=	0.00	% (-200M)=	52.15

Fuente: Elaboración propia

A continuación, se muestra la secuencia de los balances metalúrgicos con las condiciones dadas de granulometría.

Tabla 99

Balance metalúrgico inicial

BALANCE METALÚRGICO III CAMPAÑA								
PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	2952.5	8.8	2.6	3.0	100.0	100.0	100.0	
Conc. Pb	181.5	123.9	36.3	2.9	86.3	84.6	5.9	16.2
Conc. Zn	158.4	3.0	0.3	49.3	1.8	0.6	87.6	18.6
Relave	2612.6	1.1	0.4	0.2	11.7	14.6	6.4	
Cab. Calc.	2952.5	8.8	2.6	3.0	%(+70M)	0.00	%(-200M)	58.50

Fuente: Elaboración propia

Tabla 100

Balance metalúrgico a 52% -200m

BALANCE METALÚRGICO IV CAMPAÑA								
PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	3158.1	5.8	2.0	2.4	100.0	100.0	100.00	
Conc. Pb	191.2	88.1	31.7	2.4	91.7	94.8	5.9	16.5
Conc. Zn	141.4	2.1	0.3	48.6	1.6	0.8	88.6	22.3
Relave	2825.4	0.4	0.1	0.1	6.6	4.3	5.4	
Cab. Calc.	3158.1	5.8	2.0	2.4	%(+70M)	0.00	% (-200M)	52.30

Fuente: Elaboración propia

Tabla 101*Balance metalúrgico a 52% - malla 200*

BALANCE METALÚRGICO V CAMPAÑA								
PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	3541.8	6.85	2.04	3.42	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	210.1	105.28	31.41	3.11	91.13	91.32	5.38	16.86
Conc. Zn	213.4	3.62	0.32	50.24	3.18	0.94	88.45	16.59
Relave	3118.2	0.44	0.18	0.24	5.69	7.73	6.17	
Cab. Calc.	3541.8	6.85	2.04	3.42	%(70M)	0.00	% (-200M)	51.70

Fuente: Elaboración propia

Tabla 102*Balance metalúrgico manteniendo 54% -200m*

BALANCE METALÚRGICO VI CAMPAÑA								
PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	3923.94	7.99	2.38	2.45	100	100	100	
Conc. Pb	296.36	96.24	28.91	2.42	90.99	91.56	7.46	13.24
Conc. Zn	167.09	3.57	0.41	49.55	1.9	0.74	85.96	23.48
Relave	3460.48	0.64	0.21	0.18	7.1	7.7	6.59	
Cab. Calc.	3923.94	7.99	2.38	2.45	%(70M)	0	% (-200M)	54.2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 103*Balance metalúrgico manteniendo 56% - malla 200*

BALANCE METALÚRGICO I CAMPAÑA 2022								
PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	1927.96	7.57	2.79	2.77	100	100	100	
Conc. Pb	163.81	79.73	29.59	1.75	89.55	90.04	5.36	11.77
Conc. Zn	97.56	4.58	0.69	48.62	3.07	1.25	88.79	19.76
Relave	1666.59	0.65	0.28	0.19	7.39	8.71	5.85	
Cab. Calc.	1927.96	7.57	2.79	2.77	%(70M)	0	% (200M)	56.05

Fuente: Elaboración propia

Tabla 104*Balance metalúrgico II campaña*

BALANCE METALÚRGICO II CAMPAÑA 2022								
PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	1966.19	7.65	3.39	2.56	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	160.42	86.04	38.01	1.48	91.73	91.42	4.73	12.26
Conc. Zn	86.94	2.37	0.37	52.60	1.37	0.48	90.98	22.61
Relave	1718.82	0.60	0.31	0.13	6.90	8.09	4.30	
Cab. Calc.	1966.19	7.65	3.39	2.56	%(70M)	0.00	%(200M)	54.18

Fuente: Elaboración propia

Tabla 105*Balance metalúrgico global a 52% -200m en el overflow*

PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	4852	5.4	1.68	3.4	100	100	100	
Conc. Pb	251.35	93.7	29.87	2.7	93.09	92.11	4.11	19.3
Conc. Zn	302.03	1.66	0.28	49.81	1.98	1.04	91.2	16.06
Relave	4298.61	0.29	0.13	0.18	4.93	6.86	4.69	
Cab. Calc.	4852	5.21	1.68	3.4	%(70M)	0	%(200M)	52.12

Fuente: Elaboración propia

Tabla 106*Balance metalúrgico efectivo inicial*

BALANCE METALÚRGICO EFECTIVO III CAMPAÑA								
PRODUCTO	TMS	LEYES			% DISTRIBUCIÓN			RATIO
		%Pb	Ag	%Zn	Pb	Ag	Zn	
F	2952.58	2.63	8.76	2.78	100	100	100	
Conc. Pb	224.7	29.27	99.6	2.94	84.6	86.52	8.05	13.14
Conc. Zn	139.15	0.34	3.09	50.07	0.61	1.66	84.94	21.22
R	2612.6	0.44	1.17	0.22	14.79	11.82	7.01	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 107*Balance metalúrgico efectivo a 52% -200m*

BALANCE METALÚRGICO EFECTIVO IV CAMPAÑA								
PRODUCTO	TMS	LEYES			% DISTRIBUCIÓN			RATIO
		%Pb	Ag	%Zn	Pb	Ag	Zn	
F	3629.85	2.26	6.86	2.98	100.00	100.00	100.00	
Conc.Pb	271.58	28.9	86.43	3.14	95.10	94.24	7.00	13.37
Conc.Zn	184.43	0.46	2.15	51.41	1.04	1.59	87.54	19.68
R	2612.6	0.1	0.39	0.19	3.19	4.09	4.58	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 108*Balance metalúrgico efectivo a 52% -200m segundo mes*

BALANCE METALÚRGICO EFECTIVO V CAMPAÑA								
PRODUCTO	TMS	LEYES			% DISTRIBUCIÓN			RATIO
		%Pb	Ag	%Zn	Pb	Ag	Zn	
F	3541.9	2.34	7.79	3.51	100	100	100	
Conc.Pb	287.96	26.8	89.44	2.37	93.27	93.32	5.48	12.3
Conc.Zn	225.64	0.38	3.08	49.36	1.04	2.51	89.48	15.7
R	2612.6	0.18	0.44	0.24	5.68	4.17	5.04	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 109*Balance metalúrgico efectivo en el tercer mes con 52% -200m*

BALANCE METALÚRGICO EFECTIVO VI CAMPAÑA									
PRODUCTO	TMS	% PESO	LEYES			% DISTRIBUCIÓN			RATIO
			%Pb	Ag	%Zn	Pb	Ag	Zn	
F	3923.95	100.00	2.70	9.11	2.47	100.00	100.00	100.00	
Conc.Pb	337.26	8.59	28.98	97.85	1.66	92.41	92.36	5.77	11.63
Conc.Zn	163.84	4.18	0.51	3.30	52.06	0.79	1.51	87.88	23.95
R	3422.85	87.23	0.21	0.64	0.18	6.80	6.13	6.35	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 110*Balance metalúrgico efectivo a 54% -200m*

BALANCE METALÚRGICO EFECTIVO I CAMPAÑA 2022									
PRODUCTOS	TMS	% PESO	LEYES			% DISTRIBUCIÓN			RATIO
			%Pb	Ag	%Zn	Pb	Ag	Zn	
F	1927.97	100.00	8.48	2.79	2.89	100.00	100.00	100.00	
Conc.Pb	167.51	8.69	88.94	28.98	1.75	91.12	90.11	5.27	11.51
Conc.Zn	96.74	5.02	3.83	0.69	51.22	2.26	1.24	89.05	19.93
R	1663.72	86.29	0.65	0.28	0.19	6.61	8.65	5.68	

Fuente: Elaboración propia

Balance metalúrgico de 1 guardia controlando el porcentaje pasante malla 200 y la carga de ingreso al molino de bolas primario

Fuente: Elaboración propia

Los reactivos, al igual que la granulometría y densidad de pulpa en los diferentes puntos de la planta, son importantes para definir una buena flotación. A continuación, se muestran los reactivos dosificados en las diferentes áreas, los cuales se mantuvieron constantes.

Figura 23

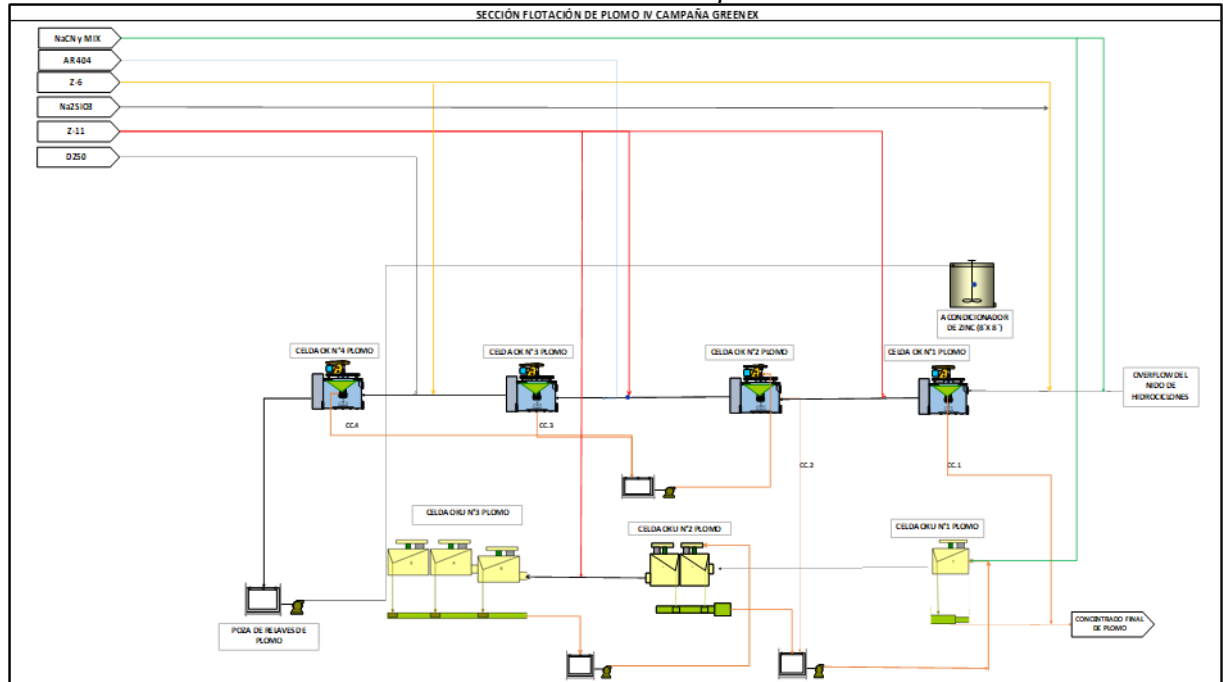
Diagrama de flujo de la Sección Molienda y SK-240 IV Campaña Greenex. El diagrama muestra la entrada de reactivos (A 3418, ZnSO₄+NaOH, MIX, AR 404, Na₂SiO₃, Z-11, MIBC) a la línea de proceso. El material fluye a través de dos molinos (Molino 1 y Molino 2) y un nido de hidrociclones D-6. El concentrado de plomo (SK-240) se dirige a la celda de flotación SK-240, mientras que el sobrenadante retorna al nido de hidrociclones D-6.

88

3.3.6.2 Reactivos en sección de plomo.

Figura 24

Dosificación de reactivos en la sección de flotación de plomo

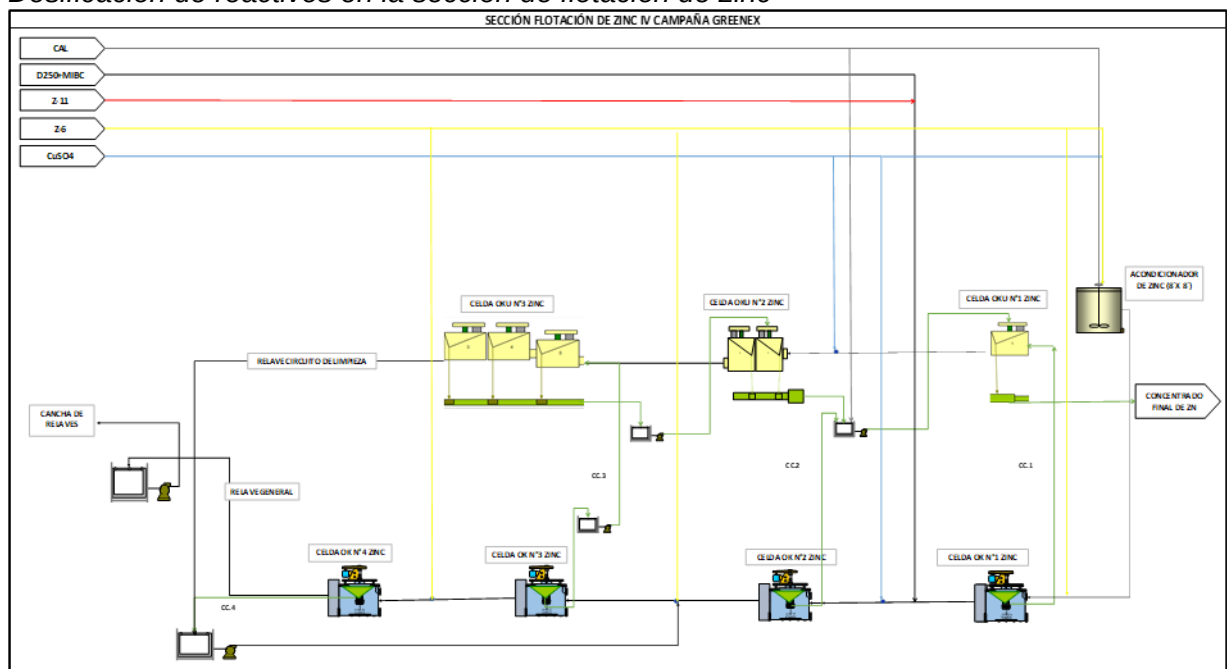


Fuente: Elaboración propia

3.4 Reactivos en la sección flotación de zinc

Figura 25

Dosificación de reactivos en la sección de flotación de zinc



Fuente: Elaboración propia

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Análisis de la carga circulante y eficiencia de clasificación inicial

El análisis granulométrico inicial fue corregido mediante multiplicadores de Lagrange tal y como se muestra en la siguiente tabla, dándonos un valor inicial de carga circulante de 517%

Tabla 112

Multiplicadores de Lagrange para cálculo de carga circulante inicial

CORRECCION LAGRANGE			
(f-u)	(o-u)	(f-u)*(o-u)	(o-u)^2
-0.12	-0.61	0.08	0.37
-0.50	-4.68	2.33	21.91
0.03	-4.78	-0.14	22.86
-0.87	-6.70	5.83	44.90
-1.45	-7.06	10.21	49.86
-2.02	-7.61	15.40	57.88
-1.50	-7.79	11.67	60.70
-0.80	-3.71	2.97	13.80
0.31	-0.47	-0.15	0.22
1.98	12.13	23.98	147.21
4.94	31.29	154.67	978.91
0.00		226.84	1398.63

Fuente: Elaboración propia

Alfa(α) 0.16

1- α 0.84

C.C corregida 5.17

Análisis e interpretación:

En la tabla anterior donde se muestra la corrección con multiplicadores de Lagrange es importante para determinar el valor de " α " ya que representa el overflow del hidrociclón matemáticamente y " $1-\alpha$ " representa el underflow del hidrociclón y como sabemos que en forma másica la carga circulante es Underflow entre Overflow. Podemos determinar la carga circulante. La carga circulante superior a 400% es elevada para una flotación polimetálica, eso quiere decir que las condiciones iniciales de clasificación del hidrociclón

no eran las mejores ya que se tenía un exceso en la molienda, un alto consumo de energía y disminuía tonelaje. Por lo cual se evaluaron diferentes aspectos para disminuirlas.

Evaluación de la granulometría del overflow y sus variaciones manteniendo el tonelaje procesado por hora.

Analizamos los ratio reducción de ambos molinos para ver si la reducción es la óptima.

Se evaluó la granulometría del overflow tal y como se muestra en la Tabla 113 podemos ver que el porcentaje pasante de la malla 200 es de 58.70%, eso nos indica que las partículas muy finas para el mineral estudiado están yendo hacia el overflow generando un excesivo retorno en el underflow, por consiguiente, un exceso de molienda. Generándose un exceso de lamas.

Tabla 113

Análisis granulométrico del overflow

i	Mesh #	Mesh Opening	Retained Weight		Cumm. Passing %
			grs	%	
1	1'	25400	0.00	0.00	100.00
2	3/4'	19000	0.00	0.00	100.00
3	1/2'	12500	0.00	0.00	100.00
4	4	4750	0.00	0.00	100.00
5	10	2000	0.00	0.00	100.00
6	20	850	1.00	0.21	99.79
7	30	600	1.50	0.31	99.48
8	40	425	6.00	1.24	98.24
9	50	300	20.00	4.14	94.10
10	70	212	39.00	8.07	86.02
11	100	150	45.00	9.32	76.71
12	140	106	46.00	9.52	67.18
13	200	74	41.00	8.49	58.70
14	400	38	95.00	19.67	39.03
15	-400	0	188.50	39.03	
TOTAL			483.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Análisis e interpretación:

Debido al tipo de mineral el cual tenía un alto contenido de carbón, el exceso de molienda era perjudicial ya que hacía desplazar los valores de plata, plomo y zinc hacia el relave. Para buscar una solución se tiene alternativas como son las siguientes: incrementar el agua en la salida de la celda Sk-240 e incrementar las rpm levemente en 0.5 aproximadamente en la bomba horizontal de dimensiones 5"x4" con el fin de incrementar la presión para obtener menos retorno en el underflow.

Al aplicar esto en planta se incrementó el porcentaje malla 200 a un valor de 48.15% tal y como se muestra en la Tabla 114

Tabla 114

Análisis granulométrico del overflow

i	Mesh #	Mesh Opening	Retained Weight		Cumm. Passing %
			grs	%	
1	1'	25400	0.00	0.00	100.00
2	3/4'	19000	0.00	0.00	100.00
3	1/2'	12500	0.00	0.00	100.00
4	4	4750	0.00	0.00	100.00
5	10	2000	0.00	0.00	100.00
6	20	850	1.00	0.21	99.79
7	30	600	1.50	0.31	99.49
8	40	425	7.00	1.44	98.05
9	50	300	22.00	4.52	93.53
10	70	212	41.00	8.42	85.11
11	100	150	48.00	9.86	75.26
12	140	106	51.00	10.47	64.78
13	200	74	81.00	16.63	48.15
14	400	38	102.00	20.94	27.21
15	-400	0	132.50	27.21	
TOTAL			487.00	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Análisis e interpretación:

Esta clasificación del nido de hidrociclones D-6, daba una carga circulante de 245%, la cual se encuentra en un rango aceptable. Observamos los resultados del balance metalúrgico para dicha granulometría en la siguiente tabla.

Tabla 115

Balance metalúrgico a esa granulometría

PRODUCTO	TMS	L E Y E S			DISTRIBUCION (%)			Ratio
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	117.86	10.34	3.32	2.76	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	11.80	101.54	29.28	2.53	87.71	88.34	9.18	9.98
Conc. Zn	8.38	3.72	0.78	33.36	2.28	1.67	86.01	14.05
Relave	97.67	1.40	0.40	0.16	10.00	9.98	4.80	
Cab. Calc.	117.86	11.60	3.32	2.76	% (+70M)	0.00	%(-200M)	0.00

Fuente: Elaboración propia

Análisis e interpretación:

A esa granulometría de molienda la recuperación sube a 87.7% para plata, 88.34% para plomo. Con lo cual nos damos cuenta que aún sigue en valores menores a 90%, lo cual sería una buena recuperación. Ya que el concentrado de plomo de este mineral se compra por la plata, por lo cual con una calidad por encima de 28% para plomo es buena, debido al contenido de carbón presente y el contrato de comercialización. Visualmente al momento de platear las espumas de flotación se puede ver una interrelación de la galena con la piritita y grumos grandes de carbón. En la siguiente tabla se muestra los valores de F80, P80 y ratios reducción.

Tabla 116

Resumen del área de molienda

F80 Faja de molino	512 um
P80 molino 1	426 um
P80 molino 2	909 um
Radio reducción molino 1	1.2
Radio reducción molino 2	16.2

Fuente: Elaboración propia

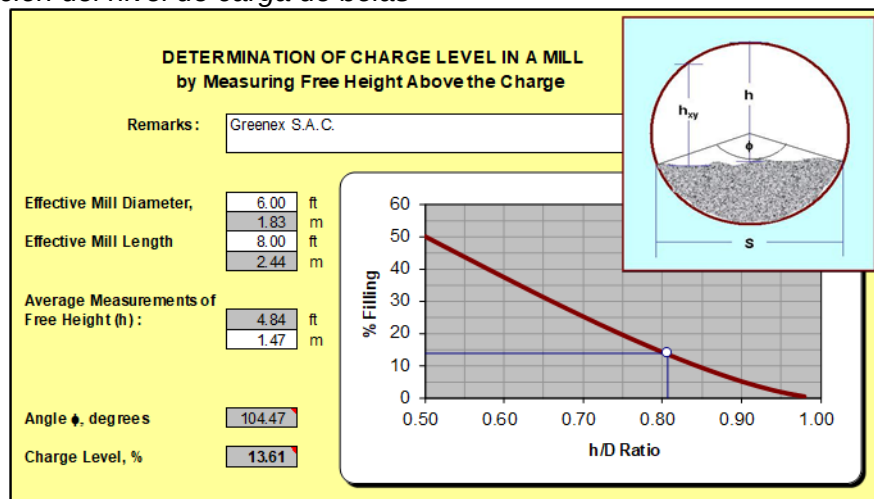
Análisis e interpretación:

Analizando las ratios reducción del molino se observó que la ratio reducción del molino N°1 es muy bajo por lo cual no existe una buena liberación en dicho molino.

Con lo cual se evaluó el nivel de carga de bolas en ese molino, resultando que el nivel de bolas de ese molino era de 13.61%, cuando por cálculos debía ser de 23%. Por ello se procede a calcular el nuevo collar de bolas. En la Figura 26 se muestra en Molycop la altura a la cual se encontró con su respectivo porcentaje de carga de bolas en el molino N°1.

Figura 26

Determinación del nivel de carga de bolas



Fuente: Elaboración propia

Análisis e interpretación:

Al ver que el nivel de carga de bolas era muy bajo se procedió a calcular según el flujo de pulpa que ingresaría al molino la carga de bolas adecuada. Con ello obtuvimos que con 23% de nivel de carga de bolas había una mayor liberación. Llegando a tener un ratio reducción del molino de bolas N°1 de 1.3

4.2 Evaluación del porcentaje pasante malla - 200

Se evaluó los resultados en los diferentes porcentajes pasantes de la malla 200 en el overflow. Como hemos visto que a 48% - 200m y a 58% - 200m la recuperación no es la deseada, pero se ve un incremento en la recuperación al disminuir el porcentaje pasante

de la malla 200. Se tomaron 4 puntos de análisis que se encuentran dentro del rango ya evaluado y son los siguientes: 50% -200m, 52% -200m, 54% -200m, 56% -200m.

4.2.1 Porcentaje pasante 50% -200m

A un 50% pasante la malla 200 se obtuvo una recuperación de plomo de 90.52% y de plata de 90.40% logrando superar la barrera de los 90%, así mismo se obtuvo una eficiencia de 47.43% y un d50c de 46.58 micras. Estos resultados nos indican que la eficiencia de clasificación no es buena, así mismo nos da un indicio que el exceso de molienda afecta a la recuperación.

4.2.2 Porcentaje pasante 52% -200m

A un 52% pasante la malla 200 se obtuvo una recuperación de plomo de 94.88% y una recuperación de plata de 94.65%, una eficiencia de 63.18% y un d50c de 101.61 micras. Con esta granulometría en el overflow obtenemos recuperaciones por encima de 90%, una eficiencia de clasificación que se incrementa en 15% con respecto a la eficiencia con una granulometría en el overflow de 50% -200m y un d50c que indica una buena separación entre los tamaños de partícula que se dirigen al overflow y al underflow.

4.2.3 Porcentaje pasante 54% -200m

A un 54% pasante la malla 200 se obtiene una recuperación de plomo de 91.42% y una recuperación de plata de 91.73%, una eficiencia de 63.70% y un d50c de 55.05 micras. Con esta granulometría podemos apreciar que la recuperación de plomo y plata se mantiene por encima de 90%, la eficiencia de clasificación es mayor a la eficiencia a 50% -200m en el overflow, pero el d50c es de 55.05 micras. Siendo un valor bajo para una clasificación a flotación.

4.2.4 Porcentaje pasante 56% -200m

A un 56% pasante la malla 200 se obtiene una recuperación de plomo de 89% y una recuperación de plata 88.4%, una eficiencia de clasificación de 61% un d50c de 56.96 micras. Con estos valores, podemos apreciar que la eficiencia de clasificación sigue siendo superior a 60%, el d50c es menor en comparación al d50c obtenido con un 52% -200m para el overflow. Así mismo las recuperaciones de plomo y plata decrecen.

4.2.5 *Análisis de los resultados del sistema de clasificación*

Mediante los análisis granulométricos del sistema de clasificación inicial, se pudo determinar que había un exceso de carga circulante, lo cual daba indicio de una mala clasificación del nido de hidrociclones, esto podía ser por falta de presión, por el tamaño de partícula en el alimento del nido de hidrociclones, diámetros de ápex, etc.

Pero nos pudimos percatar que el F80 y el P80 del molino N°1 era muy similar, su ratio era de 1.20, por lo cual nos dio un indicio de que algo no andaba bien ahí, se abrió la tapa del molino para ver el nivel de bolas y este fue muy bajo de alrededor de 13.61%, se hizo un recalcu del nivel de bolas y gradualmente se fue añadiendo más bolas al molino a medida de funcionamiento en planta, vimos como la carga circulante disminuía y los resultados en cuanto a recuperación mejoraban. Sin embargo, las eficiencias de clasificación aún no eran las óptimas, estaban en un rango de 35 a 45% de eficiencia. Para ello se comenzó a realizar pruebas en la misma planta, se hicieron funcionar 2 ciclones de diámetro 6 por guardia, 3 ciclones de diámetro 6 por guardia y un solo hidrociclón de diámetro 10 pulgadas. Los resultados arrojaron que trabajar con 3 hidrociclones era lo ideal ya que obteníamos mejor valor de d50 y eficiencia de clasificación a ciertos porcentajes malla 200 en el overflow. Luego vimos que un incremento de carga fresca, beneficiaba a la flotación hasta cierto punto ya que cuando se estabilizaba, gran parte de gruesos se iban al overflow, por lo cual viendo los ápex disponibles en almacén incrementamos el diámetro de 11/4 '' a otro de 13/8 '' logrando incrementar tonelaje y mejorando la performance metalúrgica. Las eficiencias de clasificación trabajando con 3 hidrociclones y una carga de 8kg en corte de faja, estaban en un margen de 54 a 63 %, lo cual indica que la clasificación mejoró.

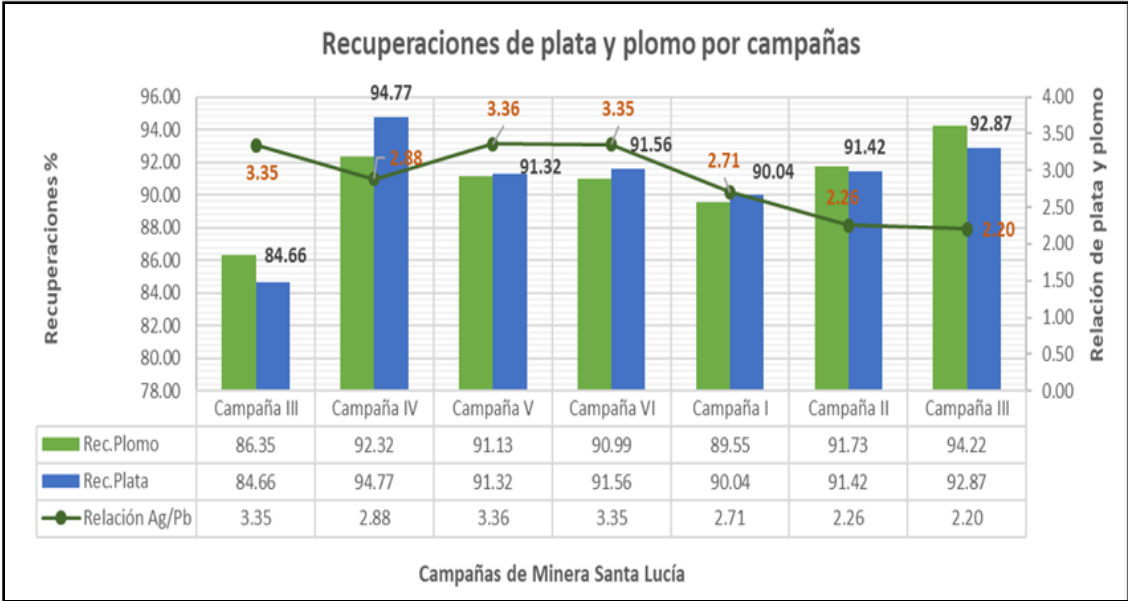
4.2.6 *Análisis de los resultados del balance por leyes*

Según el balance de masa según las leyes, podemos apreciar que el circuito de plomo la recirculación del concentrado de la última celda Scavenger (OK N°4) se recirculaba hacia la primera celda Scavenger (OK N°3), cuando se analizó las leyes de relave de la segunda celda Rougher (OK N°2) se pudo ver que había mucha diferencia con

respecto al concentrado de la última celda Scavenger, además que ese mismo relave era muy similar al relave final, por ello se decidió recircular el concentrado de la última celda hacia donde la ley sea lo más similar. Con ese concepto se recirculó el concentrado de la celda OK N°4 hacia el ingreso de la celda OK N°1, pero debido a que está celda enviaba directamente el concentrado, en ocasiones debido a la fluctuación del flujo de concentrado de la celda OK N°4 se distorsionaba y ensuciaba el concentrado, por lo cual se decidió recircular el concentrado de la celda OK N°4 hacia el ingreso de la celda OK N°2, este cambio disminuyó los relaves del circuito de plomo y eso se vio reflejado en el relave final, por lo cual la recuperación se incrementó en alrededor de 2% para plomo y 1% para plata.

Figura 27

Recuperación de plomo y plata durante el desarrollo de la presente tesis



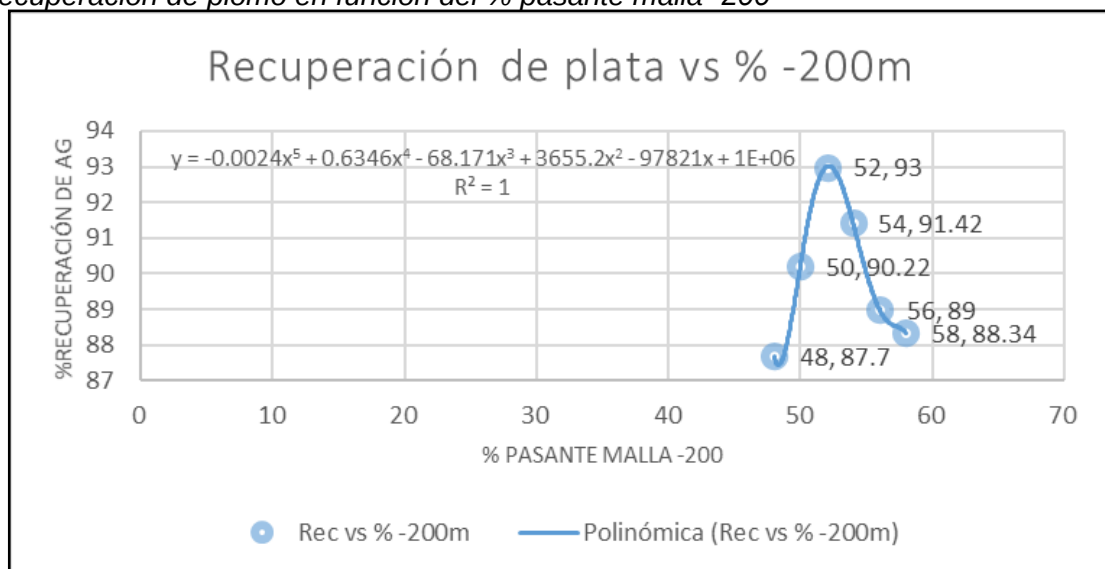
Fuente: Elaboración propia

Análisis e interpretación:

Podemos apreciar que para el mineral estudiado se tenía una recuperación de plata de 84.66% inicialmente y luego de los cambios en la granulometría a flotación se incrementó la recuperación de plomo y plata por encima de 90%, llegando hasta 93% de recuperación, finalmente con la modificación del circuito se logró incrementar la recuperación de plata

Figura 28

Recuperación de plomo en función del % pasante malla -200



Fuente: Elaboración propia

Análisis e interpretación:

Como podemos apreciar, una función polinómica de grado 5 relaciona perfectamente los datos de recuperaciones de plata con sus respectivos porcentajes pasantes de la malla 200 y esto lo corroboramos ya que el r^2 es igual a 1. Esta curva nos indica que para el mineral de estudio las condiciones de granulometría en las cuales se obtiene las mejores recuperaciones son cuando el overflow se encuentra entre 52% a 54% -200m.

4.3 Validación de hipótesis

Para validar la hipótesis sobre la influencia de la granulometría (porcentaje pasante malla 200 y la eficiencia de clasificación en la recuperación de plomo. Se utilizó la estadística y los resultados se muestran a continuación:

Tabla 117 Coeficientes codificados de la recuperación de plomo según las variables de estudio*Coeficientes codificados de la recuperación de plomo según las variables de estudio*

TÉRMINO	COEF	EE DEL COEF.	VALOR T	VALOR P
Constante	93.376	0.223	418.26	0.000
% eficiencia de hidrociclón	-0.973	0.176	-5.51	0.001
% malla 200	0.505	0.176	2.86	0.024
% eficiencia de hidrociclón*% eficiencia de hidrociclón	-1.017	0.189	-5.37	0.001
% malla 200*% malla 200	-3.674	0.189	-19.41	0.000
% eficiencia de hidrociclón*% malla 200	-1.182	0.250	-4.74	0.002

Fuente: Elaboración propia

Análisis e interpretación:

En la Tabla 117 es fundamental interpretar el valor T (valor T-Student) de los factores controlables. Es importante saber que el programa ya tiene predeterminado el T-Student para este diseño, cuyo valor es de 2.36 con un intervalo de confianza del 95%. Este valor se puede reconocer visualmente en la gráfica de Pareto. Decimos:

- Si el valor T de un factor es mayor que 2.36, entonces este factor es significativo con un 95% de confianza (% eficiencia de hidrociclón, porcentaje pasante malla 200).

Resumen del modelo R²**Tabla 118** Resumen del modelo de recuperación de plomo por diseño octogonal*Resumen del modelo de recuperación de plomo*

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0.499199	98.46%	97.35%	89.05%

Fuente: Elaboración propia.

Análisis e interpretación:

Se debe analizar el valor de R-cuadrado, que en nuestro estudio es del 92.92%. Esto significa que los factores controlables explican el 98.46 % de la variabilidad en los resultados obtenidos para la recuperación de plomo.

Análisis de varianza:

Tabla 119 Análisis de varianza de la recuperación de plomo con las variables de estudio

Análisis de varianza de la recuperación de plomo con las variables de estudio

		SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	5	111.168	22.2335	89.22	0
Lineal	2	9.616	4.808	19.29	0.001
% eficiencia de hidrociclón	1	7.576	7.5763	30.4	0.001
% malla 200	1	2.04	2.0397	8.19	0.024
Cuadrado	2	95.958	47.9792	192.53	0
% eficiencia de hidrociclón*% eficiencia de hidrociclón	1	7.192	7.1915	28.86	0.001
% malla 200*% malla 200	1	93.914	93.9138	376.86	0
Interacción de 2 factores	1	5.593	5.5932	22.44	0.002
% eficiencia de hidrociclón*% malla 200	1	5.593	5.5932	22.44	0.002
Error	7	1.744	0.2492		
Falta de ajuste	3	1.738	0.5793	355.39	0
Error puro	4	0.007	0.0016		
Total	12	112.912			

Fuente: Elaboración propia.

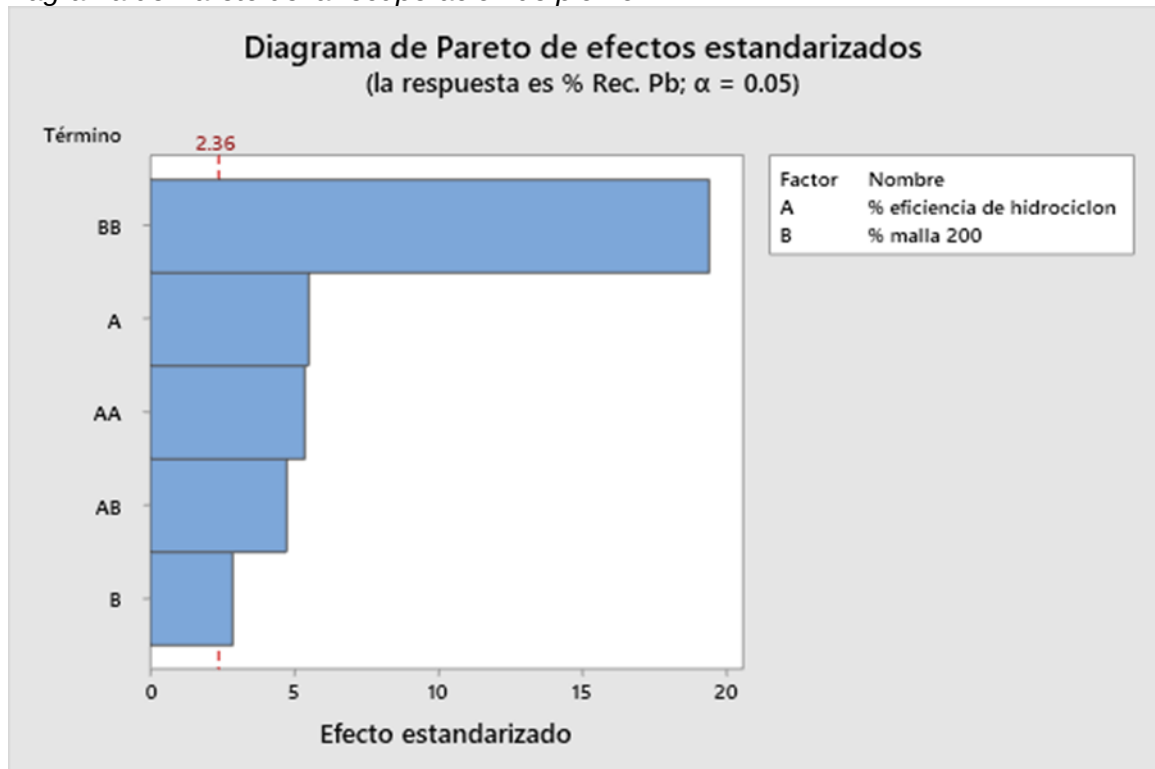
Análisis e interpretación:

En el análisis de esta tabla de análisis de varianza, utilizamos el valor de p lineal para empíricamente determinar la significancia de las variables controlables en este estudio. Un valor de “p” muy cercano a cero indica que la variable es influyente o significativa. En este estudio, el valor de p para el porcentaje de eficiencia de hidrociclón y porcentaje pasante malla 200 es de 0.001 y 0.024, respectivamente, lo cual confirma que ambas variables controlables son significativas y al ser menor el valor de p que 0.05 se verifica la hipótesis demostrando que ambas variables influyen en el incremento de la recuperación de plomo.

Diagrama de Pareto de los efectos de la recuperación de plomo con las variables de estudio:

Figura 29 Diagrama de Pareto de la recuperación de plomo

Diagrama de Pareto de la recuperación de plomo



Fuente: Elaboración propia.

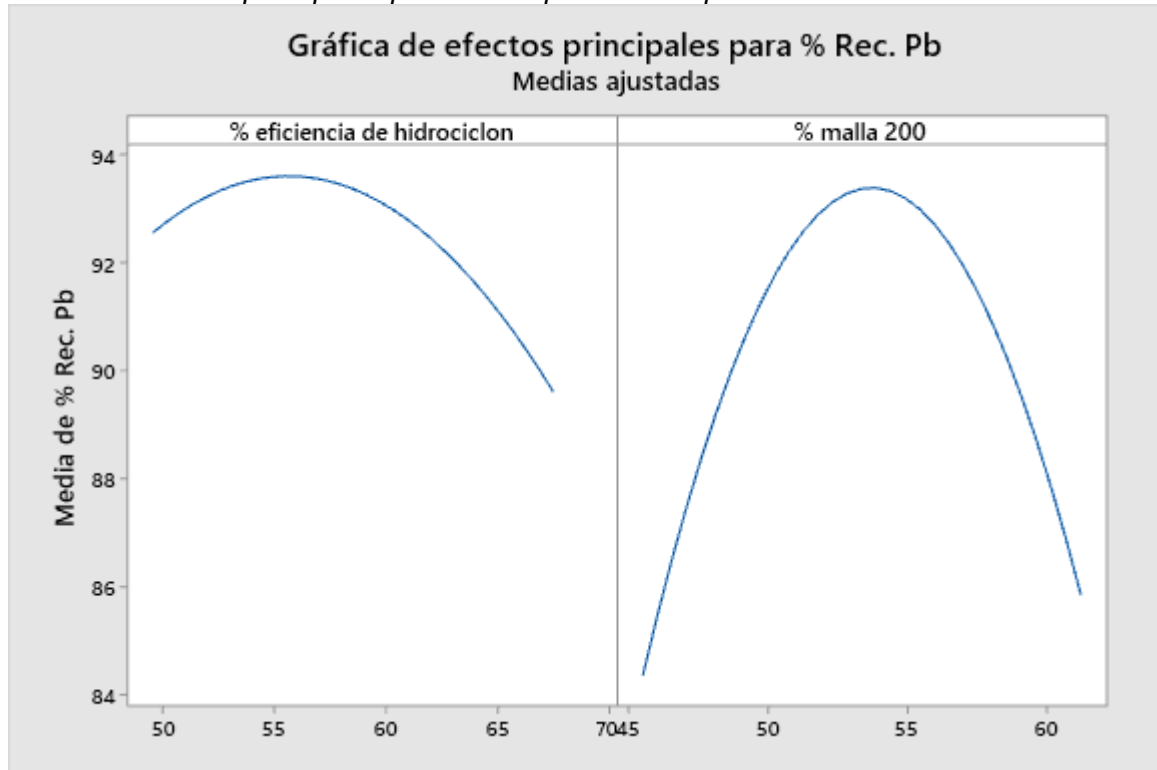
Análisis e interpretación:

En el diagrama de Pareto se verifica la significancia y no significancia de las variables controlables en relación con la variable respuesta. En este estudio, el factor A representa el porcentaje de eficiencia del hidrociclón y el factor B representa el porcentaje pasante la malla 200. La línea de color rojo en el diagrama indica los efectos de cada variable y establece un umbral que determina si una variable controlable es significativa o no frente a la variable respuesta, que en nuestro caso es el porcentaje de recuperación de plomo. Según el diagrama, podemos concluir que el factor A y el factor B son significativos

Gráfica de los efectos principales para la recuperación de plomo:

Figura 30 Grafica de efectos principales para la recuperación de plomo

Grafica de efectos principales para la recuperación de plomo



Fuente: Elaboración propia.

Análisis e interpretación:

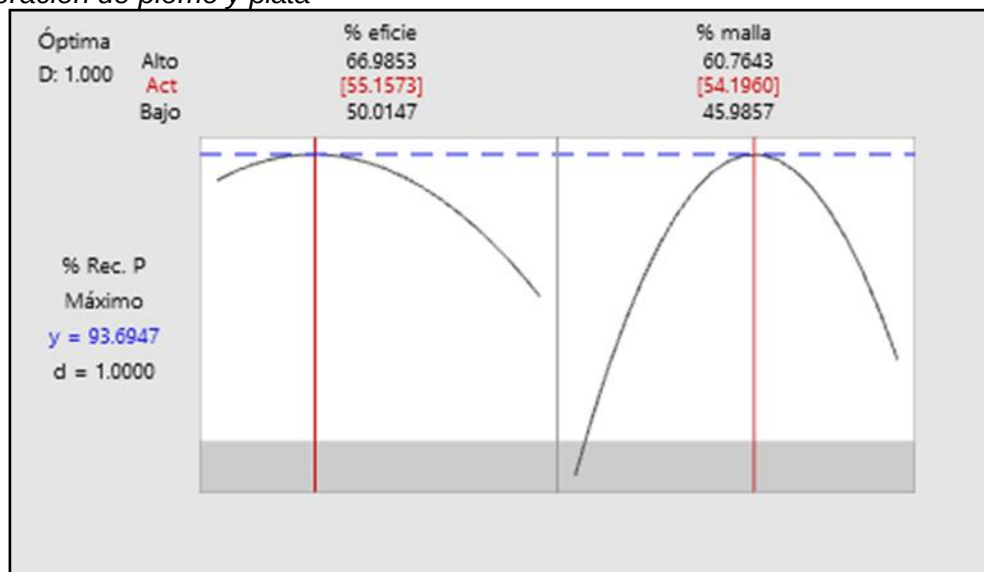
Podemos concluir:

- Para el porcentaje de eficiencia de clasificación del hidrociclón existe una tendencia y punto operativo óptimo ubicado sobre 55 % y menor a 60%.
- En el porcentaje pasante malla 200 se observa un comportamiento parabólico.

La recuperación de plomo se incrementa cuando el porcentaje pasante malla 200 es mayor a 50% y menor a 55%. Concluimos que existe un valor óptimo de grado de liberación para maximizar la recuperación de plomo.

Figura 31 Valores óptimos de porcentaje de eficiencia y porcentaje pasante malla 200 para la máxima recuperación de plomo y plata

Valores óptimos de porcentaje de eficiencia y porcentaje pasante malla 200 para la máxima recuperación de plomo y plata



Fuente: Elaboración propia.

Demostrando que con los valores de 54.19% malla -200 y 55.15% de eficiencia de clasificación se obtiene la recuperación más alta de plomo con un valor de 93.69%. Corroborando de esta manera lo propuesto en la tesis.

En la Tabla 121 nos podemos dar cuenta que luego de realizar los cambios contamos con 8.58 toneladas más de plomo y 2453.73 onzas de plata en comparación con el balance efectivo presentado en la Tabla 120.

Asumiendo que el precio de plomo se encuentra en US \$2000 la tonelada y considerando los descuentos de los términos de comercialización asumiendo un precio de la plata de US \$30 dólares la onza. Tenemos un excedente de US \$90771.9. Esto haría que se incremente el valor del mineral considerando una humedad de 3% en US \$22 por tonelada. Logrando validar la hipótesis, ya que se incrementaron las ganancias de la empresa al mejorar la clasificación, encontrando el rango óptimo de molienda y recirculando las espumas de flotación a puntos con leyes similares.

Tabla 120*Balance efectivo con las condiciones iniciales*

BALANCE EFECTIVO INICIAL											
PRODUCTO	TMS	LEYES			CONTENIDOS			DISTRIBUCIÓN (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	4000.000	8.76	2.63	3.10	35,040.00	105.20	124.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	304.595	99.60	29.27	2.94	30,337.68	89.15	8.96	86.50	84.75	7.22	13.13
Conc. Zinc	214.781	3.09	0.34	50.07	663.67	0.73	107.54	1.89	0.69	86.73	18.62
Relave	3480.624	1.17	0.44	0.22	4,072.33	15.31	7.50	11.61	14.56	6.05	
Cab. Calc.	4000.000	8.77	2.63	3.10	35,073.68	105.20	124.00	% (+70M)=		% (-200M)=	58.40

Fuente: Elaboración propia

Tabla 121*Balance efectivo con los cambios propuestos*

BALANCE EFECTIVO REALIZADO FEBRERO 2025											
PRODUCTO	TMS	LEYES			CONTENIDOS			DISTRIBUCIÓN (%)			RATIO
		Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn	
Cabeza	4000.000	8.64	2.65	3.20	34,560.00	106.00	128.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	320.229	102.40	30.52	2.90	32,791.41	97.73	9.29	93.19	92.20	7.26	12.49
Conc. Zinc	213.422	1.48	0.30	53.35	315.86	0.64	113.86	0.90	0.60	88.95	18.74
Relave	3466.350	0.60	0.22	0.14	2,079.81	7.63	4.85	5.91	7.19	3.79	
Cab. Calc.	4000.000	8.80	2.65	3.20	35,187.08	106.00	128.00	%(+70M)=	0.00	%(-200M)=	52.25
Factor Metalúrgico		1062									

Fuente: Elaboración propia

Para validar las hipótesis específicas, es necesario ver los costos operativos de la planta concentradora inicialmente y luego de los cambios realizados.

Tabla 122*Costo operativo de la planta concentradora con las condiciones iniciales*

CAMPAÑA III - 4000 TMH		
	DESCRIPCIÓN	\$ / TMH
1	SUMINISTROS	
1.1	COSTOS REACTIVOS QUIMICOS	7.23
1.2	COSTOS MOLTURANTES	1.40
1.4	COSTO COMBUSTIBLE	0.81
1.5	COSTO DE AGUA	5.07
1.6	COSTO MATERIALES Y REPUESTOS	3.75
1.7	REACTIVOS Y MATERIALES DE LABORATORIO	3.25
	SUB- TOTAL	21.50
2	MANO DE OBRA	
2.1	FUNCIONARIOS	0.78
2.2	OPERACIONES PLANTA	1.58
2.3	MANTENIMIENTO	1.46
2.4	LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO	0.50
2.5	ADMINISTRACIÓN	0.83
2.6	SSOMA	0.23
	SUB- TOTAL	5.39
3	ENERGÍA	
3.1	COSTOS DE ENERGÍA HIDRANDINA	1.09
	SUB- TOTAL	1.09
4	OTROS	
4.1	ALIMENTACIÓN Y CAJA CHICA	1.90
	SUB- TOTAL	1.90
	COSTO TOTAL POR TONELADA PROCESADA	29.88

Fuente: Elaboración propia

Luego de realizar los cambios, se redujo la carga circulante de 500% a 300%, se mejoró la eficiencia de clasificación y con ello se pudo incrementar el tonelaje sin afectar el grado ni la recuperación, manteniendo los parámetros de molienda en los rangos óptimos ya encontrados. En la Tabla 123 se muestran los costos operativos luego de los cambios realizados

Tabla 123*Costo operativo de la planta concentradora luego de los cambios realizados*

CAMPAÑA VI - 4000 TMH		
	DESCRIPCIÓN	\$ / TMH
1	SUMINISTROS	
1.1	COSTOS REACTIVOS QUIMICOS	7.23
1.2	COSTOS MOLTURANTES	1.40
1.4	COSTO COMBUSTIBLE	0.81
1.5	COSTO DE AGUA	5.07
1.6	COSTO MATERIALES Y REPUESTOS	3.75
1.7	REACTIVOS Y MATERIALES DE LABORATORIO	2.71
	SUB- TOTAL	20.96
2	MANO DE OBRA	
2.1	FUNCIONARIOS	0.70
2.2	OPERACIONES PLANTA	1.42
2.3	MANTENIMIENTO	1.31
2.4	LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO	0.45
2.5	ADMINISTRACIÓN	0.75
2.6	SSOMA	0.21
	SUB- TOTAL	4.85
3	ENERGÍA	
3.1	COSTOS DE ENERGÍA HIDRANDINA	1.09
	SUB- TOTAL	1.09
4	OTROS	
4.1	ALIMENTACIÓN Y CAJA CHICA	1.43
	SUB- TOTAL	1.43
	COSTO TOTAL POR TONELADA PROCESADA	28.32

Fuente: Elaboración propia

Podemos apreciar que luego de los cambios realizados, tenemos una mejora en el costo operativo. Reduciendo en US \$1.56 con respecto al costo operativo inicial. Cabe mencionar que se muestra el costo operativo de toda la campaña. Dando un ahorro a la planta concentradora de US \$6240 durante toda la campaña procesada.

Conclusiones

Se obtiene recuperaciones por encima de 90% para plomo y plata cuando la granulometría en el overflow es de 52 a 54% malla -200 tal y como se muestra en la Tabla 121. Logrando un incremento en la rentabilidad de la empresa de más de 22 dólares por tonelada.

La eficiencia de clasificación es un buen indicador para incrementar la recuperación de plomo y plata, pero por sí solo no es directamente proporcional a la recuperación ya que a eficiencias mayores a 56% como para el caso de 52%, 54% y 56% -200m la recuperación varía en un rango que va desde los 89% a 92% para plomo y 88% a 92% para plata. En estas condiciones de buena clasificación del hidrociclón, otros factores como los reactivos o niveles de aireación puede influenciar en las variaciones de la recuperación.

Una óptima carga circulante junto a una buena clasificación del hidrociclón es fundamental para obtener mejoras en la recuperación y de este modo poder incrementar el tonelaje procesado logrando reducir costos operativos en planta de US \$1.56 como se muestra en la Tabla 123.

La modificación en la recirculación de espumas del circuito de flotación de plomo incrementa en 1 a 1.5% la recuperación de plomo y plata, tomando en cuenta los balances metalúrgicos reportados durante las pruebas tal y como se muestra en la Tabla 98.

Los balances metalúrgicos de las campañas posteriores a la modificación dieron resultados positivos, logrando recuperaciones de plomo y plata por encima de 90%, llegando a picos de 94% para plomo y 95% para plata en balances metalúrgicos diarios tal y como se muestra en la Tabla 107 y en la Figura 27.

Recomendaciones

Se recomienda instalar una balanza dinámica en la faja que alimenta al molino N°2 con carga fresca para mantener el tonelaje estable y no tener alteraciones en la producción. Lo cual suele suceder debido a la variabilidad y segregación del mineral en tolva fina.

Determinar el porcentaje pasante malla 200 en la descarga del molino de carga fresca de dimensiones 6"x10" a fin de parametrizar la descarga y obtener un punto a controlar por el operador de molino previo al recorrido de la pulpa por los hidrociclones.

Revisar el nivel de carga de bolas de ambos molinos cada mes. Debido a la variabilidad de mineral que ingresa a planta y la falta de exactitud en la recarga de bolas.

Referencias bibliográficas

- Agar et al., (1980), *Optimizing the Design of Flotation Circuits*. CIM Bulletin. (p.p. 173-180).
- Austin, L., Concha, F., (1994), *Diseño y Simulación de Circuitos de Molienda y Clasificación*. (pp. 207-242).
- Huanca, L. (2020). *Optimización del proceso de flotación para mejorar la recuperación de minerales mixtos*. Universidad Nacional Del Altiplano De Puno, 051, 363543.
<http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/5992>
- Hydrocyclone parts (*from Napier-Munn et al., 1996; Courtesy, JKMRRC, The university of Queensland*)
- Hydrocyclone Flow Pattern (Cullivan et al., 2004)Pavez. O. (s.f.) “*Apuntes de concentración de minerales I*”, Atacama – Chile.
- Liao, J., & Tao, D. (2020). *The role of collectors in the flotation of sulfide ores: A critical review*. *Minerals*, 10(5), 463. <https://doi.org/10.3390/min10050463>
- Ore, C. (2019). *Optimización del circuito de flotación Pb - Ag en la planta concentradora de la Unidad Minera Julcani - Compañía Minera Buenaventura S.A.A. Utilizando el diseño experimental* 1–146.
- Quiroz I. (1986) “*Ingeniería metalúrgica - operaciones unitarias en procesamiento de minerales*”, Lima - Perú.
- Trahar W.J. (1981), *A rational interpretation of the role of particle size in Flotation*. (pp. 289-327)
- Vásquez. A. (2003) “*Manual de molienda y clasificación de la empresa minera Yauliyacu*”, Casapalca – Perú.
- Vilca Casazuela, H. H. (2019). *Evaluación de la flotación de óxidos de cobre mediante pruebas de reactivos en laboratorio*.
- Wills, B.A. (2006). *Mineral Processing Technology* (7th.ed.). (pp. 267-352).
- Wills, B. A., & Finch, J. A. (2015). *Wills' mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery* (8th ed.). Elsevier.

Zumaran, D. (2017). *“Evaluación de la influencia de las variables en la distribución del producto de molienda por bolas de minerales mediante diseños experimentales”*
UNSA, Arequipa-Perú .

Anexos

Pág.

Anexo 1: Valorización inicial del mineral con el balance metalúrgico	1
Anexo 2: Valorización del mineral segundo lote previo a las modificaciones	1
Anexo 3: Balance metalúrgico efectivo manteniendo 54% -200m	1
Anexo 4: Balance metalúrgico efectivo manteniendo 52% -200m	2
Anexo 5: Balance metalúrgico efectivo manteniendo 54% -200m	2
Anexo 6: Balance metalúrgico efectivo manteniendo 52% -200m	2

Anexo 1: Valorización inicial del mineral con el balance metalúrgico

2022	DESCRIPCION	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	CONCENTRADO PRODUCIDO (TM)			
MES		TMH	H2O	TMS	CC PB	Pb %	Ag (oz/tc)	Zn %
Jun-22	STOCK PRODUCCION VDR AL 01/06/2022	1,784.06	3.59%	1,720.01	181.529			
	PRODUCCION :RECEPCION JUNIO 2022	1,839.54	3.59%	1,773.49	VALOR \$			
	TOTAL MINERAL TMH JUNIO 2022	3,623.60	3.59%	3,493.50	\$567,525	36.325	112.457	2.941
	TRATAMIENTO TMH JUNIO 2022	3,062.54	3.59%	2,952.58	Precio	\$/ton	oz/tc	\$/ton
	SALDO PARA PROXIMO MES	561.058	3.59%	540.914		2476.	26.8	4182.

Fuente: Elaboración propia

Anexo 2: Valorización del mineral segundo lote previo a las modificaciones

2022	DESCRIPCION	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	CONCENTRADO PRODUCIDO (TM)			
MES		TMH	H2O	TMS	CC PB	Pb %	Ag (oz/tc)	Zn %
Ago-22	STOCK PRODUCCION VDR AL 01/08/2022	2,676.35	2.20%	2,615.99	218.004			
	PRODUCCION :RECEPCION AGOSTO 2022	1,458.41	2.20%	1,425.52	VALOR \$			
	TOTAL MINERAL TMH AGOSTO 2022	4,134.76	2.20%	4,041.51	\$482,588	31	79.63	2.4
	TRATAMIENTO TMH AGOSTO 2022	3,713.60	2.20%	3,629.85	Precio	\$/ton	oz/tc	\$/ton
	SALDO PARA PROXIMO MES	421.158	2.20%	411.66		2476.6	26.8	4182.6

Fuente: Elaboración propia

Anexo 3: Balance metalúrgico efectivo manteniendo 54% -200m

2021	DESCRIPCION	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	CONCENTRADO PRODUCIDO (TM)	VALORIZACION \$		
MES		TMH	H2O	TMS	CC PB	Pb %	Ag (oz/tc)	Zn %
Oct-22	STOCK PRODUCCION VDR AL 01/10/2021	1,834.61	4.17%	1,758.20	210.127			
	PRODUCCION :RECEPCION OCT 2022	2,461.91	4.17%	2,359.37	VALOR \$			
	TOTAL MINERAL TMH OCTUBRE 2022	4,296.52	4.17%	4,117.57	547460	31.414	95.506	3.105
	TRATAMIENTO TMH OCTUBRE 2022	3,695.83	4.17%	3,541.90	Precio	\$/ton	oz/tc	\$/ton
	SALDO PARA PROXIMO MES	600.688	4.17%	575.669		2476.6	26.8	4182.6

Fuente: Elaboración propia

Anexo 4: Balance metalúrgico efectivo manteniendo 52% -200m

2023	DESCRIPCION	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	CONCENTRADO PRODUCIDO (TM)	VALORIZACION \$		
MES		TMH	H2O	TMS	CC PB	Pb %	Ag (oz/tc)	Zn %
Dic-22	STOCK PRODUCCION VDR AL 01/12/2022	3,244.35	4.09%	3,111.68	296.365			
	PRODUCCION :RECEPCION DIC 2022	1,758.46	4.09%	1,686.56	VALOR \$			
	TOTAL MINERAL TMH DICIEMBRE 2022	5,002.81	4.09%	4,798.24	\$696,606	28.909	87.304	2.423
	TRATAMIENTO TMH DICIEMBRE 2022	4,091.25	4.09%	3,923.96	Precio	\$/ton	oz/tc	\$/ton
	SALDO PARA PROXIMO MES	911.558	4.09%	874.278		2476.6	26.8	4182.6

Fuente: Elaboración propia

Anexo 5: Balance metalúrgico efectivo manteniendo 54% -200m

2023	DESCRIPCION	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	CONCENTRADO PRODUCIDO (TM)			
MES		TMH	H2O	TMS	CC PB	Pb %	Ag (oz/tc)	Zn %
Ene-23	STOCK PRODUCCION VDR AL 01/01/2023	2,566.19	4.25%	2,457.26	163.811			
	PRODUCCION :RECEPCION ENERO 2023	1,522.49	4.25%	1,457.87	VALOR \$			
	TOTAL MINERAL TMH ENERO 2023 I CAMPAÑA	4,088.68	4.25%	3,915.13	\$327,286	29.591	72.333	1.747
	TRATAMIENTO TMH ENERO 2023 I CAMPAÑA	2,013.43	4.25%	1,927.97	Precio	\$/ton	oz/tc	\$/ton
	SALDO PARA PROXIMO MES	2,075.25	4.25%	1,987.16		2476.6	26.8	4182.6

Fuente: Elaboración propia

Anexo 6: Balance metalúrgico efectivo manteniendo 52% -200m

2023	DESCRIPCION	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	MINERAL EN BROZA	CONCENTRADO PRODUCIDO (TM)			
MES		TMH	H2O	TMS	CC PB	Pb %	Ag (oz/tc)	Zn %
Mar-23	STOCK PRODUCCION VDR AL 01/02/2023	2,075.2	5.21%	1,967.12	160.421			
	PRODUCCION :RECEPCION HASTA 12 FEBRERO 2023	1,746.4	5.21%	1,655.45	VALORIZACION \$			
	TOTAL MINERAL TMH FEBRERO 2023 I CAMPAÑA	3,821.7	5.21%	3,622.57	\$371,968	38.013	78.051	1.482
	TRATAMIENTO TMH FEBRERO 2023 I CAMPAÑA	2,074.2	5.21%	1,966.19	Precio	\$/ton	oz/tc	\$/ton
	SALDO PARA LA TERCERA CAMPAÑA	1,747.4	5.21%	1,656.38		2476.6	26.8	4182

Fuente: Elaboración propia