

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Beneficios del uso de técnicas de balance, modelamiento y
simulación para incremento de capacidad de tratamiento en
conminución y flotación**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Cristian Rogelio Pazos Fernandez

 [0009-0008-9711-6726](https://orcid.org/0009-0008-9711-6726)

Asesor

Dr. Alberto Landauro Abanto

 [0000-0003-3748-120X](https://orcid.org/0000-0003-3748-120X)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Pazos Fernandez [1]
Referencia/Reference	[1] C. Pazos Fernandez, " <i>Beneficios del uso de técnicas de balance, modelamiento y simulación para incremento de capacidad de tratamiento en conminución y flotación</i> ". [Trabajo de Suficiencia Profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Pazos, 2025)
Referencia/Reference	Pazos, C. (2025). <i>Beneficios del uso de técnicas de balance, modelamiento y simulación para incremento de capacidad de tratamiento en conminución y flotación</i> . [Trabajo de Suficiencia Profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Dedico este trabajo a un joven Cristian de 16 años, que salía de la escuela lleno de incertidumbre y ansiedad buscando alternativas para lograr ser ingeniero y mejorar en el futuro la calidad de vida de su entorno. Me gustaría decirle que con esfuerzo todo irá llegando poco a poco que siga con ese entusiasmo y empeño, que algún día lograremos el objetivo y que disfrute de la vida y sus procesos

Resumen

Debido al aumento de los costos operativos y los prolongados tiempos de retorno de inversión, la industria minera busca optimizar continuamente sus procesos de beneficio. Este estudio presenta una metodología basada en el Proyecto Internacional AMIRA P9, que emplea herramientas de modelamiento y simulación como Bruno, JKSimMet y Limn® para evaluar y mejorar la eficiencia operativa con mínima inversión y riesgo.

La metodología se compone de las siguientes etapas: extracción de información del proceso, análisis de datos, elaboración de balances metalúrgicos, evaluación del rendimiento de los equipos, modelamiento y ajuste de parámetros, y ejecución de simulaciones.

Como resultado de la aplicación de la metodología en una unidad de Sierra Metals Inc. ubicada al norte de México, en el circuito de trituración, se determinó que la trituradora primaria 20' x 36' puede operar sin sobrecarga. Para optimizar el procesamiento de 102 t/h reales (1,325 t/d nominales), se implementó la trituradora secundaria Symons en paralelo con la Metso HP-300. Además, el cribado se mejoró con la operación simultánea de las cribas 6' x 20' y Trio 5' x 14', logrando una eficiencia del 74% y un producto final de P80 de 6 mm.

En la etapa de molienda, para procesar 55 t/h reales (1,200 t/d nominales, disponibilidad operativa del 91%), se incorpora una tercera línea de producción con un molino de bolas de 8' x 14' con un motor de 500 HP, operando en circuito cerrado con dos ciclones D-20. Este molino trabajará con una carga circulante del 390% y bolas de hasta 3" de diámetro, generando un producto con una granulometría de 175 μ m y 23% de sólidos en peso.

En el circuito de flotación, se recomendó la implementación de un banco adicional de dos celdas DR-300 en la sección Rougher, un banco adicional de cuatro celdas DR-100 y cuatro celdas DR-50 en la sección Scavenger, y un banco de tres celdas Sub A-100 en la etapa Cleaner. Estas mejoras se realizaron aprovechando equipos disponibles en la planta de la

sección de zinc/óxidos, para minimizar el impacto en el Capex y optimizar la asignación de volumen conforme al incremento de tonelaje.

Para definir las leyes de cabeza que se utilizarían en las proyecciones, se consideraron dos factores clave: la estadística del último semestre del 2018 y el plan de minado correspondiente al período 2019-2020, asegurando una base de datos confiable para la modelización del proceso. Durante el período 2019-2020, la ley de Ag en el concentrado fluctuó entre 2,200 y 7,000 g/t, mientras que la ley de Pb varió entre 1.6% y 15%. Asimismo, el mass pull osciló entre 1.6% y 4.0%, manteniéndose dentro de los rangos esperados.

En las proyecciones, la recuperación de Ag y Pb en el concentrado estuvo entre 75% y 77%, con una ley de Ag de 4,153 g/t. El circuito presentó un mass pull de 2.6% y un ratio de enriquecimiento promedio de 29.5, proporcionando un tiempo de residencia de 26 minutos.

Tras materializar la ampliación, los parámetros de producción mostraron una alta correlación con las simulaciones, con diferencias menores al 15% en la recuperación de metales y por debajo del 20% en las leyes proyectadas, lo que valida la precisión de la metodología.

El estudio, respaldado por simulaciones y un análisis detallado, validó una metodología eficiente y precisa. Se optimizaron variables clave y se estableció un esquema operativo óptimo, garantizando un desempeño estable y confiable ante incrementos en la alimentación del circuito.

Palabras clave — Ampliación, muestreo, balance, modelamiento y simulación.

Abstract

Due to rising operating costs and long payback periods, the mining industry is continually seeking to optimize its beneficiation processes. This study presents a methodology based on the AMIRA P9 International Project, which employs modeling and simulation tools such as Bruno, JKSimMet, and Limn® to evaluate and improve operational efficiency with minimal investment and risk.

The methodology consists of the following steps: process information extraction, data analysis, metallurgical balance preparation, equipment performance evaluation, parameter modeling and tuning, and simulation execution.

As a result of applying the methodology to a Sierra Metals Inc. unit located in northern Mexico, it was determined that the 20' x 36' primary crusher can operate without overloading in the crushing circuit. To optimize the throughput of 102 actual t/h (1,325 nominal t/d), the Symons secondary crusher was implemented in parallel with the Metso HP-300. In addition, screening was improved with the simultaneous operation of the 6' x 20' and Trio 5' x 14' screens, achieving an efficiency of 74% and a final product of 6 mm P80.

In the grinding stage, to process 55 t/h actual (1,200 t/d nominal, operational availability of 91%), a third production line was added with an 8' x 14' ball mill with a 500 HP motor, operating in a closed circuit with two D-20 cyclones. This mill will operate with a circulating load of 390% and balls up to 3" in diameter, generating a product with a particle size of 175 µm and 23% solids by weight.

In the flotation circuit, the implementation of an additional bank of two DR-300 cells in the Rougher section, an additional bank of four DR-100 cells and four DR-50 cells in the Scavenger section, and a bank of three Sub A-100 cells in the Cleaner stage were recommended. These improvements were made by leveraging available equipment in the zinc/oxide section plant to minimize the impact on capex and optimize volume allocation in line with the increased tonnage.

To define the head grades to be used in the projections, two key factors were considered: statistics from the last half of 2018 and the mining plan for the 2019-2020 period, ensuring a reliable database for process modeling. During the 2019-2020 period, the Ag grade in the concentrate fluctuated between 2,200 and 7,000 g/t, while the Pb grade varied between 1.6% and 15%. The mass pull ranged between 1.6% and 4.0%, remaining within the expected ranges.

Projected recoveries of Ag and Pb in the concentrate ranged between 75% and 77%, with an Ag grade of 4,153 g/t. The circuit presented a mass pull of 2.6% and an average enrichment ratio of 29.5, providing a residence time of 26 minutes.

After the expansion, the production parameters showed a high correlation with the simulations, with differences of less than 15% in metal recovery and less than 20% in the projected grades, validating the accuracy of the methodology.

The study, supported by simulations and detailed analysis, validated an efficient and accurate methodology. Key variables were optimized, and an optimal operating scheme was established, ensuring stable and reliable performance in the face of circuit power surges.

Keywords — Expansion, sampling, balance, modeling, and simulation.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	iv
Abstract	vi
Introducción	xxiii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades de la planta en análisis	1
1.1.1 Historia de la propiedad	1
1.1.2 Ubicación	2
1.1.3 Recursos minerales	3
1.1.4 Entorno geológico y mineralización	3
1.1.5 Metodología de minado	8
1.1.6 Descripción circuito 2018 (650 t/d) - Previa ampliación	13
1.2 Planteamiento del estudio de investigación	24
1.2.1 Antecedentes	24
1.2.2 Fundamentación de la problemática	25
1.2.3 Hipótesis	28
1.2.4 Objetivo	29
1.2.5 Límites de batería del proyecto	30
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	31
2.1 Teoría de muestreo y extracción de información del proceso	31
2.1.1 Extracción de muestras	31
2.1.2 Manejo, preparación y análisis de muestras	36
2.1.3 Teoría de errores y propagación de varianzas	40
2.2 Balance metalúrgico	43
2.2.1 Introducción	43
2.2.2 Objetivos del balance metalúrgico	45
2.2.3 Metodología de balance utilizado	45

2.2.4	Análisis de datos para balance.....	46
2.3	Análisis de rendimiento de procesos	51
2.3.1	Trituración	51
2.3.2	Molienda	54
2.3.3	Clasificación - Hidrociclones.....	59
2.3.4	Flotación	60
2.4	Dimensionamiento de equipos	67
2.4.1	Trituradoras.....	68
2.4.2	Molinos	69
2.4.3	Hidrociclones	73
2.4.4	Celdas de flotación.....	75
2.5	Modelamiento matemático de operaciones unitarias	75
2.5.1	Trituradoras.....	76
2.5.2	Molinos de bolas	79
2.5.3	Hidrociclones	83
2.5.4	Celdas de flotación.....	86
2.6	Simulación de procesos	95
2.6.1	Introducción	95
2.6.2	Importancia de la calidad de un modelo para escenarios de simulación	98
2.6.3	Requisitos para el desarrollo de una simulación.....	100
2.7	Softwares metalúrgicos	103
2.7.1	Software Bruno	104
2.7.2	Software Limn®.....	106
2.7.3	Software JKSimMet.....	109
2.7.4	Software JKSimFloat.....	110
2.7.5	Software METSIM	110
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		112
3.1	Descripción de la metodología empleada.....	112

3.1.1	Extracción información del proceso.....	112
3.1.2	Análisis de datos colectados	114
3.1.3	Balances metalúrgicos y de materiales.	115
3.1.4	Modelamiento	116
3.1.5	Simulación de escenarios	117
3.1.6	Implementación y estandarización	117
3.2	Estudio de ampliación en circuito de trituración.....	118
3.2.1	Criterio de diseño circuito 2018	118
3.2.2	Información del proceso	120
3.2.3	Pruebas metalúrgicas realizadas	121
3.2.4	Determinación de balance de masa trituración.....	125
3.2.5	Análisis desempeño circuito 2018	126
3.2.6	Ajuste de parámetros	127
3.2.7	Determinación modelo base trituración	129
3.2.8	Escenarios de simulación.....	130
3.3	Estudio de ampliación en circuito de molienda.....	135
3.3.1	Criterio de diseño circuito 2018	135
3.3.2	Extracción información	136
3.3.3	Resultados de pruebas metalúrgicas	143
3.3.4	Determinación de Balance de Masa Molienda.....	147
3.3.5	Análisis desempeño circuito 2018	157
3.3.6	Evaluación energética de molienda.....	161
3.3.7	Ajuste de parámetros	164
3.3.8	Determinación modelo base molienda	167
3.3.9	Dimensionamiento molinos	168
3.3.10	Escenarios de simulación.....	176
3.4	Estudio de ampliación en circuito de flotación.	183
3.4.1	Criterio de diseño circuito 2018	184

3.4.2	Extracción información	185
3.4.3	Resultados de pruebas metalúrgicas	190
3.4.4	Análisis estadístico de producción (agosto 2018).....	199
3.4.5	Análisis consistencia de la data extraída.	204
3.4.6	Determinación de balance de masa flotación	215
3.4.7	Análisis de desempeño del circuito 2018.....	224
3.4.8	Estimación de tiempos de residencia	225
3.4.9	Cinética de flotación de planta	225
3.4.10	Análisis del factor de escalamiento	226
3.4.11	Determinación de balance mineralógico.....	227
3.4.12	Ajuste de parámetros	234
3.4.13	Modelo base Limn® - Circuito de flotación de sulfuros.....	237
3.4.14	Escenario de simulación para ampliación a 1,200 t/d.....	246
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados		257
4.1	Calidad de la metodología empleada para optimización.....	257
4.2	Beneficios de la metodología: Tiempo de ejecución y nivel de precisión	261
4.2.1	Tiempo de ejecución reducido.....	262
4.2.2	Adecuado nivel de precisión.....	265
4.3	Modificaciones requeridas en el proceso según simulaciones.....	273
4.3.1	Condiciones del proceso metalúrgico antes de ampliación	275
4.3.2	Alternativas metalúrgicas para ampliación a 1,200 t/d.....	280
Conclusiones		291
Recomendaciones		297
Referencias bibliográficas		299

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Estimación de recursos Mina Cusi - Actualizada noviembre 2020.....	3
Tabla 2 : Parámetros de cálculo para NSR – Concentrado de Zinc	9
Tabla 3 : Parámetros de cálculo para NSR – Concentrado de plomo	10
Tabla 4 : Valores por unidad de metal considerados en la estimación de NSR.....	11
Tabla 5 : Propuesta de ratios de producción por año	12
Tabla 6 : Producción de concentrado 2015 - 2016.....	16
Tabla 7 : Producción metálica 2014 - 2016	17
Tabla 8 : Resumen de análisis comparativo – Simulación vs pilotaje.....	26
Tabla 9 : Rangos de porcentajes de carga volumétrica recomendados por etapa de trituración.....	53
Tabla 10: Rangos recomendados – Tiempo residencia y velocidad de pulpa	56
Tabla 11: Eficiencia y porcentaje de agua al underflow.....	60
Tabla 12: Rangos de capacidad de carga típica por etapa de flotación	63
Tabla 13: Función apariencia general para modelo de trituradora	78
Tabla 14: Clasificación de variables en el proceso de flotación.....	88
Tabla 15: Resumen del criterio de diseño - Trituración	119
Tabla 16: Distribución de tamaño del mineral de alimento a trituración.....	123
Tabla 17: Distribución de tamaño de las corrientes de flujo de trituración	125
Tabla 18: Evaluación de desempeño de trituradoras	126
Tabla 19: Evaluación de desempeño de criba Trio 6' x 20'	126
Tabla 20: Parámetros y condiciones del mineral de alimentación	130
Tabla 21: Matriz de simulaciones a evaluar para optimización.....	130
Tabla 22: Comparativo de resultados entre escenarios – Efecto en trituradoras.....	131
Tabla 23: Comparativo de resultados entre escenarios – Efecto en cribas	131
Tabla 24: Resumen del criterio de diseño - Molienda.....	136

Tabla 25: Muestreador empleado según características del flujo a muestrear - molienda	137
Tabla 26: Distribución de tamaño de las corrientes del circuito molienda.....	140
Tabla 27: Resultados pruebas BBWi – Laboratorio externo	144
Tabla 28: Resultados balance flujos totales	153
Tabla 29: Resultados balance por tamaños – El Triunfo	155
Tabla 30: Comparativo Radios Reducción – Experimental vs Balance	156
Tabla 31: Comparativo índice de trabajo operacional (Wio) - Experimental vs balance .	156
Tabla 32: Resultados evaluación CSE – Línea N°1 (7'x10').....	157
Tabla 33: Resultados evaluación CSE – Línea N°2 (8'x7').....	158
Tabla 34: Análisis del transporte de pulpa – Tiempo residencia, velocidad y número de Arbiter.....	159
Tabla 35: Parámetros de eficiencia de clasificación del circuito	160
Tabla 36: Análisis de la condición de Roping en campaña de muestreo – Ciclones Cusi.....	161
Tabla 37: Evaluación energética según condiciones operativas 2018.....	162
Tabla 38: Evaluación potencia instalada vs potencia consumida en piñón.....	163
Tabla 39: Cálculo índice de trabajo operacional.....	164
Tabla 40: Parámetros ajustados de los molinos de bolas – Mezcla perfecta Whiten.....	165
Tabla 41: Parámetros ajustados de los ciclones - Nageswararao	165
Tabla 42: Dimensiones y condiciones operativas de molinos de bolas	165
Tabla 43: Dimensiones de los ciclones	166
Tabla 44: Comparación de datos operativos – Experimental vs Calculado	167
Tabla 45: Estimación requerimientos de energía – Circuito molienda	168
Tabla 46: Energía específica principales escenarios – Por molino.....	169
Tabla 47: Condiciones molino 8'x12' en escenarios.....	173
Tabla 48: Condiciones molino 8'x14' en escenarios.....	175
Tabla 49: Condiciones molinos de bolas – Comparación de escenarios	180

Tabla 50: Condiciones de ciclones – Comparación de escenarios.....	181
Tabla 51: Evaluación energética – Escenarios	182
Tabla 52: Resumen del criterio de diseño – Flotación Plomo/Plata.....	184
Tabla 53: Resumen del criterio de diseño – Flotación Zinc	185
Tabla 54: Muestreador según características del flujo a muestrear - Flotación	187
Tabla 55: Resultados ensayo de muestras circuito Pb-Ag (Promedio y SD de tres cortes)	191
Tabla 56: Resultados ensayo de muestras circuito “Óxidos” (promedio y SD de tres cortes)	192
Tabla 57: Resultados pruebas de cinética de flotación – laboratorio.....	194
Tabla 58: Estadística de producción – Leyes de Cabeza.....	200
Tabla 59: Estadística de producción – Leyes de Concentrado.....	201
Tabla 60: Estadística producción – Leyes de Colas.....	202
Tabla 61: Estadística producción – Toneladas procesadas y producidas.....	203
Tabla 62: Estadística recuperación – agosto 2018.....	203
Tabla 63: Resultados análisis de validación – Nodos Rougher	212
Tabla 64: Resultados análisis de validación – Nodos Scavenger & Cleaner	212
Tabla 65: Resultados balance metalúrgico	218
Tabla 66: Resultados del balance del circuito de flotación sulfuros.....	219
Tabla 67: Resultados del balance del circuito de flotación sulfuros.....	222
Tabla 68: Evaluación consistencia – Resultados balance	223
Tabla 69: Rendimiento del circuito celda por celda	224
Tabla 70: Estimación del tiempo de residencia – celda por celda	225
Tabla 71: Formula de mineral	230
Tabla 72: Matriz mineralógica reducida.....	231
Tabla 73: Resultados balance mineralógico – Ensayos por especie	232
Tabla 74: Resultados balance mineralógico – Distribución por especie	233
Tabla 75: Constantes cinéticas de flotación - Por especie mineralógica	236

Tabla 76: Ensayo de especies mineralógicas en corrientes – Modelo base Limn®.....	241
Tabla 77: Distribución de especies mineralógicas en corrientes – Modelo base Limn®.....	242
Tabla 78: Datos totales de las corrientes del circuito – Modelo base Limn®.....	243
Tabla 79: Análisis comparativo de propuesta de equipos – Alternativa 1,200 t/d	248
Tabla 80: Balance por elementos metálicos – Alternativa 1,200 t/d	250
Tabla 81: Distribución de elementos metálicos por corriente – Alternativa 1,200 t/d	251
Tabla 82: Balance total de materiales y flujo de pulpa – Alternativa 1,200 t/d	252
Tabla 83: Data equipos propuestos 1,200 t/d – Circuito flotación sulfuros	253
Tabla 84: Tiempo de residencia circuito sulfuros – Propuesta ampliación 1,200 t/d	254
Tabla 85: Rendimiento proyectado para flotación – Propuesta 1,200 t/d	255
Tabla 86: Enfoques y beneficios como resultado de aplicación de simulación de procesos	261
Tabla 87: Tiempo de ejecución – Pilotaje versus Simulación (Ejemplificación)	262
Tabla 88: Comparativa de costos asociados por metodología - Pilotaje versus Simulación (Ejemplificación)	264
Tabla 89: Herramientas para maximizar el nivel de precisión de resultados de simulación	265
Tabla 90: Datos de producción mensual de la unidad (Sierra Metals 2020).....	266
Tabla 91: Datos de producción anual de la unidad (Sierra Metals 2020)	267
Tabla 92: Leyes de Cabeza utilizadas en las proyecciones a 1,200 t/d.....	269
Tabla 93: Comparación entre data publicada por la unidad en 2020 y proyección de simulaciones	269
Tabla 94: Leyes de Cabeza utilizadas en las proyecciones a 1,200 t/d.....	288

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Secciones transversales orientadas al NO y NE	4
Figura 2: Foto aérea de la propiedad Cusi mostrando las ubicaciones y orientaciones de las estructuras mineralizadas.....	6
Figura 3: Esquema de minado por cuerpo mineralizado	13
Figura 4: Diagrama de flujo de proceso Mal Paso 2017	15
Figura 5: Diagrama de flujo del circuito de trituración - Mal Paso 2017	18
Figura 6: Foto del pueblo CusiHuariachi.....	22
Figura 7: Suministro de agua y electricidad en el lugar	23
Figura 8: Evidencia de muestreo de espécimen.....	31
Figura 9: Aspectos principales en el diseño y planificación de una campaña de muestreo	32
Figura 10: Ejecución de muestreo: Procedimiento y control de calidad.....	36
Figura 11: Post muestreo: tratamiento y análisis de muestras	40
Figura 12: Diagrama separación en un circuito	47
Figura 13: Demostración matemática de la existencia de un SSQ mínimo	48
Figura 14: Ejemplo fluctuación ajuste residual ponderado ensayos en el tiempo	49
Figura 15: CUSUM tonelaje ingreso 2016 – 2017 (Referencial).....	50
Figura 16: Circuito de molienda con clasificación directa – Imagen referencial	55
Figura 17: Diagrama simple – Transporte de material al interior molino.....	56
Figura 18: Tipo de potencia según su ubicación	58
Figura 19: Curvas Tromp corregidas – Ciclones (Referencial)	59
Figura 20: Esquema operación de una celda.....	62
Figura 21: Capacidad de carga en pruebas a escala piloto.....	63
Figura 22: Diagrama circuito flotación típico – Cinética.....	65
Figura 23: Zonas en celda flotación industrial	67
Figura 24: Condiciones energía proyectada – Ejemplo diseño BM 8' x 5'	71

Figura 25: Diagrama “Carpa” (Power & Torque) del Molino SAG de Cadia	73
Figura 26: Representación esquemática del modelo Whiten-Andersen de la trituradora..	76
Figura 27: Función clasificación por rangos de tamaño	77
Figura 28: Representación vectorial del modelo de mezcla perfecta – Molino bolas	80
Figura 29: Mecanismos en el modelo de mezcla perfecta.....	81
Figura 30: Forma típica de la función fractura (r/d) – Modelo de mezcla perfecta	82
Figura 31: Transferencia de material entre la región de pulpa y espumas	92
Figura 32: Esquema adecuado para modelamiento	99
Figura 33: Esquema incorrecto para modelamiento	99
Figura 34: Escenarios de simulación – Origen modelo base	100
Figura 35: Análisis por imágenes ROM (Mina Cusi – 2018)	101
Figura 36: Tamizado mineral ROM (1” pulgada)	102
Figura 37: Generación de documentos ingeniería procesos a través de Limn®.....	108
Figura 38: Metodología propuesta para optimización de procesos mediante herramientas de simulación	112
Figura 39: Resultados distribución granulométrica ROM – Cusi 2018.....	120
Figura 40: Curvas PSD – Corrientes circuito trituración Survey julio 2018	121
Figura 41: Mineral RoM dispuesto en Stockpiles (Alimento trituración)	121
Figura 42: Clasificación de material - Parrilla de 1 pulgada de abertura.....	122
Figura 43: Esferas de referencia en material grueso (izquierda) y material fino (derecha)	122
Figura 44: Trituradora primaria (izquierda) y trituradora secundaria (derecha).....	124
Figura 45: Criba Trio 6’ x 20’ (izquierda) y sistema de fajas hacia molienda (derecha) ..	124
Figura 46: Balance de masa por tamaño – Circuito trituración Cusi 2018	125
Figura 47: Curvas PSD de las corrientes balanceadas de trituración Cusi 2018	127
Figura 48: Ajuste del producto de trituración primaria	127
Figura 49: Ajuste del alimento a Criba Trio 6’ x 20’	128
Figura 50: Ajuste Undersize Criba Trio – Producto trituración.....	128

Figura 51: Simulación de modelo base – Trituración Cusi 2018.....	129
Figura 52: : Simulación N°1 – Máxima capacidad sin modificaciones	132
Figura 53: Simulación N°2 – Uso de dos trituradoras cónicas (Secundarias)	133
Figura 54: : Simulación N°3 – Uso de dos trituradoras cónicas y dos cribas	134
Figura 55: Vista parcial de la sección de molienda (Izquierda) y de sección de flotación (Derecha)	137
Figura 56: Extracción de muestra de alimento a molienda (Pruebas A.G., BWi y SG) ...	138
Figura 57: Extracción de muestras de ciclones y monitoreo con “Malla Rápida”	139
Figura 58: Extracción de muestras descarga de molinos y monitoreo densidades.....	139
Figura 59: Vista de dos ciclones operativos (D20) y dos en tand By (D15)	140
Figura 60: Medición de componentes Ápex (Izquierda) y Vórtex (Derecha)	141
Figura 61: Vista de Molino 7' x 10' (Izquierda) y Molino 8' x 7' (Derecha)	141
Figura 62: Determinación de collar de bolas – Análisis por imágenes.....	142
Figura 63: Inspección de desgaste de revestimientos de caucho	142
Figura 64: Distribución de tamaño de partícula – Muestras circuito molienda	143
Figura 65: Extracción muestras banda transportadora – Bandas N°3 y N°4.....	144
Figura 66: Índice de trabajo para molinos de bolas (Bwi) – Dist. Percentil	144
Figura 67: Distribución modal (Histograma) – Ocurrencia Bwi	145
Figura 68: Distribución (Normal) probabilidad ocurrencia – BBWi Data Base	145
Figura 69: Curva moliendabilidad – Mineral Santa Rosa de Lima	147
Figura 70: Evaluación de calidad de la data por medio del Corte (β)	148
Figura 71: Región de datos operativamente consistentes.....	148
Figura 72: Gráficas de paridad y consistencia de datos	149
Figura 73: SSQ Mallas ciclones – Data Consistente	150
Figura 74: Análisis porcentaje retenido – Consistencia entre corrientes	151
Figura 75: Balance circuito de molienda – El Triunfo	152
Figura 76: Curvas PSD molienda – Data experimental vs Data balanceada	154
Figura 77: Mediciones de intensidad de corriente – Pinza amperimétrica.....	161

Figura 78: Condiciones energía proyectada – Diseño BM 7' x 10'	162
Figura 79: Condiciones energía proyectada – Diseño BM 8' x 7'	163
Figura 80: Curva de velocidad de fractura del molino de bolas	166
Figura 81: Distribución de tamaño – Resultados del modelamiento clasificación	166
Figura 82: Modelo caso base – Circuito molienda “El Triunfo”	167
Figura 83: Comparación del modelo vs datos experimentales	168
Figura 84: Esquema espacial molienda – Disposición 2018	170
Figura 85: Esquema espacial molienda – Diseño Propuesto N°1.....	171
Figura 86: Esquema espacial molienda – Diseño Propuesto N°2.....	171
Figura 87: Diagrama “Trend” - BM 8' x 12'	172
Figura 88: Condiciones energía proyectada – Diseño preliminar BM 8'x 12'	173
Figura 89: Diagrama “Trend” - BM 8'x14'	174
Figura 90: Condiciones energía proyectada – Diseño preliminar BM 8'x 14'	175
Figura 91: Caso N°1: Optimización del producto de trituración	176
Figura 92: Caso N°2: Tres líneas de producción (Nuevo molino 8'x12').....	177
Figura 93: Caso N°3: tres líneas de producción (Nuevo Molino 8'x14')	179
Figura 94: Vista Parcial de la Sección Rougher/Scavenger (Izquierda) y Sección Cleaner Pb/Ag (Derecha)	186
Figura 95: Preparación y ubicación de contenedores en cada punto de muestreo.....	187
Figura 96: Instrucción y uso del muestreador de inmersión (Dip Sampler).....	188
Figura 97: Uso del muestreador por Rebose o De Labios (Lip Sampler).....	188
Figura 98: Traslado y almacenamiento de muestras.....	189
Figura 99: Vista superior de las celdas sección Cleaner Pb/Ag	189
Figura 100: Descarga de celdas para realizar mediciones	190
Figura 101: Reporte de resultados - Pruebas cinética de flotación.....	193
Figura 102: Desarrollo de pruebas de cinética de flotación	193
Figura 103: Curva cinética de flotación laboratorio	194
Figura 104: Curva P80 vs. Recuperación – Mineral SRL	195

Figura 105: Reporte de resultados - pruebas de malla valorada	196
Figura 106: Curva de recuperación por tamaño	196
Figura 107: Proporción mineralógica de minerales de plata - Cuatro muestras Cabeza	197
Figura 108: Proporción mineralógica de minerales de plata – Muestra Cabeza flotación	198
Figura 109: Proporción mineralógica de minerales de plata – Muestra relave flotación .	198
Figura 110: Proporción mineralógica de minerales de plata – Muestra concentrado flotación	199
Figura 111: Leyes de Cabeza (Au, Ag y Pb) – agosto 2018.....	200
Figura 112: Leyes de Concentrado (Au, Ag y Pb) – agosto 2018.....	201
Figura 113: Leyes de Colas (Au, Ag y Pb) – agosto 2018.....	202
Figura 114: Mass Pull – agosto 2018.....	203
Figura 115: Recuperación (Au, Ag y Pb) – agosto 2018	204
Figura 116: Diagrama análisis Nodos – Ejemplo.....	205
Figura 117: Cálculo incertidumbre asociada al corte (Mass Pull)	207
Figura 118: Visualización Data exp. cruda vs Data exp. normalizada (Ejemplo)	208
Figura 119: Visualización Data normalizada – Nodo global & Rougher C1	208
Figura 120: Visualización data normalizada – Nodo Rougher C2 & Rougher C3	209
Figura 121: Visualización Data normalizada – Nodo Scavenger C1 & Scavenger C2	209
Figura 122: Visualización Data normalizada – Nodo ClnNº1 C2 & ClnNº2 C2	210
Figura 123: Matriz de validación – Ejemplo (Software Bilmat).....	211
Figura 124: Diagrama de análisis de nodos adyacentes	213
Figura 125: PFD Balance metalúrgico – Sección global.....	216
Figura 126: PFD Balance metalúrgico – Circuito sulfuros	217
Figura 127: Gráficas de paridad Exp. vs Bal. - Ag, Pb, Zn, Fe, Cu y Au.....	220
Figura 128: Diagrama del circuito de flotación sulfuros – Balance materiales Limn®.....	221
Figura 129: Curvas cinéticas Ag y Pb de flotación en planta.....	226
Figura 130: Curva cinética planta vs laboratorio (Factor de escalamiento)	227

Figura 131: Análisis mineralógico Modal – Cabeza M-0425.....	228
Figura 132: Asociación Minerales Ag – Cabeza M-0049 y M-0411	229
Figura 133: Asociación Minerales Ag – Cabeza M-0425 y M-0361 (1).....	229
Figura 134: Ag y sus especies minerales.....	230
Figura 135: Determinación de %Ag en Freibergita.....	230
Figura 136: Curvas de cinéticas etapas Rougher & Scavenger	234
Figura 137: Curvas de cinéticas etapa Cleaner I.....	235
Figura 138: Curvas de cinéticas etapa Cleaner II.....	235
Figura 139: Análisis de constantes de velocidad rápida y lenta – Por especie y por etapa.....	237
Figura 140: Análisis de constantes de fracción lenta y recuperación máxima – Por especie y por etapa.....	237
Figura 141: Matriz de ingreso de datos “Definición de propiedades” - Modelo Limn®....	238
Figura 142: Ingreso de las propiedades de las corriente de alimentación	238
Figura 143: Estructura del modelo de Kelsall Implementado en Limn®	239
Figura 144: Modelo del circuito de flotación de sulfuros – Caso base 2018 con Limn® .	240
Figura 145: Gráficas de paridad Leyes Ac, Ef, Py y Gn - Balance vs. Modelado.....	244
Figura 146: Gráficas de paridad Leyes MnO ₂ , Au, Cpy y Ganga - Balance vs. Modelado	245
Figura 147: Gráficas de paridad características de la Pulpa - Balance vs. Modelado	245
Figura 148: Impacto incremento de flujo de alimentación	246
Figura 149: Efecto de la reducción de tiempo en una cinética de flotación	247
Figura 150: Simulación N°1: Circuito sulfuros a 1,200 t/h.....	249
Figura 151: Cinética de flotación proyectada – Simulación incremento a 1,200 t/d	256
Figura 152: Mejora operacional en procesos metalúrgicos	257
Figura 153: Retos y targets de la planta de beneficio.....	258
Figura 154: Estructura de optimización de procesos mediante simulación.....	259

Figura 155: Gráfica de paridad – Datos reales (2019-2020) vs Proyección de simulaciones	270
Figura 156: Recuperaciones – Datos reales (2019-2020) vs Proyección de simulaciones	270
Figura 157: Leyes de Ag en concentrado – Data reales (2019-2020) vs Proyección de simulaciones	271
Figura 158: Leyes de Pb en concentrado – Datos reales (2019-2020) vs Proyección de simulaciones	271
Figura 159: Mass Pull – Datos reales 2020 vs Proyección de simulaciones	272
Figura 160: Diagrama del proceso a 650 t/d (Previo a la ampliación)	273
Figura 161: Diagrama del proceso a 1,200 t/d (Posterior al estudio).....	274
Figura 162: Fin de las campañas de extracción de muestras – Planta El Triunfo.....	275
Figura 163: Simulación N°1: Circuito sulfuros a 1,200 t/h.....	289

Introducción

La minería es una de las industrias clave a nivel mundial, desempeñando un papel fundamental en las economías de diversos países, especialmente aquellos con recursos naturales abundantes. Sin embargo, esta industria enfrenta retos constantes relacionados con la optimización de sus procesos productivos, especialmente debido a los elevados costos operativos y los prolongados tiempos de retorno de inversión. Estos factores exigen que las empresas mineras implementen tecnologías y metodologías innovadoras para maximizar la eficiencia operativa. En este trabajo se detalla una metodología eficiente y con un adecuado nivel de precisión si se aplica de la manera correcta, reduciendo costos y tiempo de ejecución.

Las herramientas de modelamiento y simulación han surgido como soluciones clave para la optimización de los procesos de beneficio mineral, el argumento de sus mayores detractores se enfoca en el nivel de precisión, sin embargo, este trabajo muestra los beneficios que se alcanzarían al mitigar todos los riesgos aplicando procedimiento y herramientas estándar mundialmente validadas para esta metodología.

Este estudio se desarrolló en una planta en Norteamérica, optimizando circuitos de trituración, molienda y flotación para enfrentar de manera exitosa una ampliación de capacidad manteniendo su estabilidad operativa y metalúrgica.

Los resultados demostraron una alta correlación entre las proyecciones y los datos operacionales, con diferencias menores al 15% en producción de concentrados y recuperación de metales, confirmando la precisión del enfoque. La combinación de pruebas empíricas con herramientas informáticas especializadas optimiza variables clave del proceso, estableciendo un esquema operativo eficiente para el incremento de la capacidad de producción de la planta

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades de la planta en análisis

Sierra Metals es responsable de la operación de la mina Cusi y la planta de procesamiento Mal Paso. Hasta el año 2018, antes de llevar a cabo una ampliación con el respaldo técnico del presente estudio, la operación tenía una capacidad de 650 toneladas por día (t/d), produciendo concentrados comerciales de plomo-plata (Pb/Ag) y zinc (Zn)

La mina está ubicada en el distrito de Cusihuarachi, en el estado de Chihuahua, México, aproximadamente a 135 km al suroeste de la ciudad de Chihuahua. Se trata de una zona con mineralización epitermal que ha sido explotada desde principios del siglo XIX.

En la propiedad se han identificado ocho zonas mineralizadas, con estructuras de hasta 10 metros de ancho que incluyen fallas, vetas y brechas silicificadas. De estas, se han reconocido siete vetas epitermales que presentan un ancho de entre 0.5 y 2 metros, una inclinación pronunciada y una extensión que varía entre 100 y 200 metros de longitud, alcanzando profundidades de hasta 400 metros. La orientación de estas vetas varía entre noreste y noroeste.

Entre 2018 y 2019, Sierra Metals contrató a distintos grupos de especialistas para realizar un análisis conceptual sobre cómo optimizar la gestión de la minería, el procesamiento de minerales y la disposición de relaves en la mina. El objetivo era incrementar de manera sostenible la capacidad de procesamiento de 650 t/d a 1,200 t/d, con la intención de implementar estos cambios en el primer o segundo semestre de 2019.

1.1.1 Historia de la propiedad

El oro y la plata fueron descubiertos y explotados en 1687 por el español Antonio Rodríguez en las zonas de San Miguel y La Candelaria en Cusi. La actividad minera continuó hasta el inicio de la Guerra de Independencia de México en 1810, aunque no hay registros precisos sobre la producción durante la época colonial.

Entre 1821 y 1881, no se tiene registro de operaciones ni de la producción minera en las cercanías de Cusi. Posteriormente, entre 1881 y 1890, la empresa Don Enrique Mining Co. llevó a cabo actividades mineras, seguidas por la Compañía Minera Helena, que operó entre 1896 y 1911.

En 1911, la propiedad fue adquirida por Cusi Mexicana Mining Co. Sin embargo, durante la Revolución Mexicana (1910-1920), la minería en la zona se realizó de manera intermitente. A partir de la década de 1920 hasta 1937, las concesiones fueron adquiridas por The Cusi Mining Company of American Capital, que, según Sierra Metals, extrajo un millón de toneladas en ese periodo.

Un informe de RPA (2006) indica que entre 1924 y 1942 se extrajeron 504,048 toneladas, con una producción de 265,460 kg de plata, aunque no se especificaron las ubicaciones exactas de la extracción. Desde 1937 hasta la década de 1970, la actividad minera en la propiedad Cusi permaneció inactiva.

En la década de 1970, la minería se reactivó en varias minas del área del Proyecto Cusi, con una producción aproximada de 3,000 toneladas de mineral por mes, con una ley de 12 a 18 onzas de plata por tonelada.

1.1.2 Ubicación

Se encuentra dentro del Distrito Mineral de Abasolo en el municipio de Cusihuachí, estado de Chihuahua, México. La propiedad se encuentra a 135 kilómetros de la ciudad de Chihuahua y consta de concesiones minerales que cubren 11,665 hectáreas en un rango de elevación topográfica de 2,000 a 2,500 metros sobre el nivel del mar en la Cordillera de la Sierra Madre Occidental. En estas concesiones se incluyen seis productores históricos de Ag-Pb desarrollados en varias estructuras de vetas: la mina San Miguel, el pozo abierto La Bamba, la mina La India, la mina Santa Eduwiges, la mina San Marina y la mina Promontorio.

1.1.2.1 Accesibilidad. La propiedad está ubicada en la región central del estado de Chihuahua, México. Para llegar al pueblo de CusiHuariachi desde la ciudad de

Chihuahua, se debe recorrer aproximadamente 105 km por la carretera federal N°16 en dirección a Cuauhtémoc y luego tomar un camino pavimentado de 22 km hacia el sur.

1.1.2.2 Clima. El clima en la zona es semiárido, con temperaturas promedio que oscilan entre 7.5 °C y 21.7 °C a lo largo del año, siendo los meses más cálidos a mediados de año. La precipitación anual alcanza aproximadamente 448 mm, con variaciones mensuales de 4.1 mm a 121 mm, concentrándose principalmente entre julio y septiembre. En términos generales, las condiciones climáticas permiten llevar a cabo operaciones mineras durante todo el año sin mayores inconvenientes.

1.1.3 Recursos minerales

En noviembre de 2020, la Compañía publicó los detalles de una Estimación de Recursos actualizada para la mina Cusi.

Tabla 1

Estimación de recursos Mina Cusi - Actualizada noviembre 2020

Categoría	Toneladas (x1000)	Ag, (g/t)	Pb (%)	Zn (%)	Au (g/t)	AgEq (g/t)	AgEq (M oz)
Recursos							
Medido	850	213	0.26	0.3	0.06	231	6.3
Indicado	4,506	176	0.54	0.63	0.13	212	30.7
Medido e indicado	5,356	182	0.49	0.58	0.12	215	37
Inferido	4,893	146	0.43	0.69	0.18	183	28.8

Nota: Los recursos se presentan a una ley de corte de 95 g/t Ag.
Fuente: Sierra Metals 2020

1.1.4 Entorno geológico y mineralización

1.1.4.1 Geología. Se presenta un breve resumen referencial de la geología, litología, mineralización y principales tipos de alteración de la región y localidad en la que se encuentra la operación.

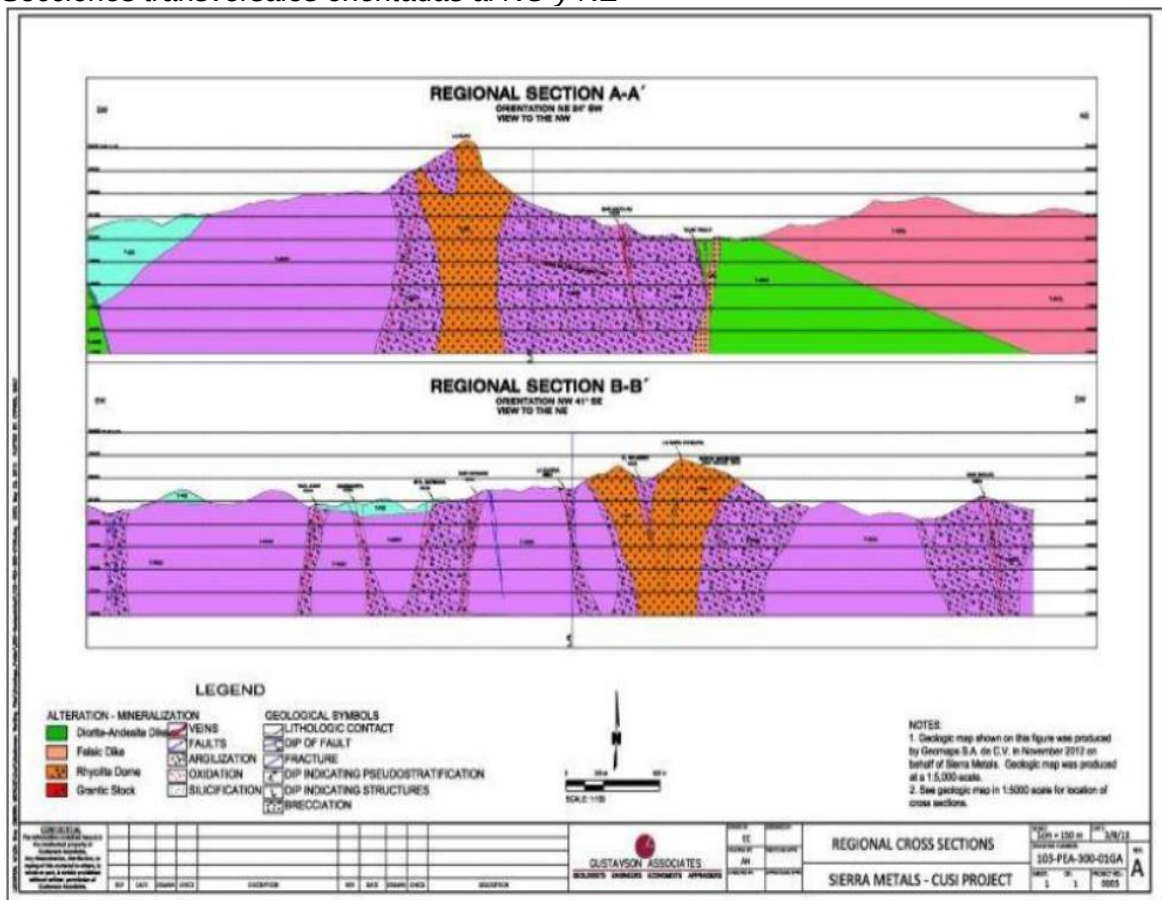
1.1.4.1.1 Regional. La Sierra Madre Occidental es un sistema montañoso de 1,200 por 300 km de tendencia noroeste que presenta una larga meseta volcánica dentro de un amplio levantamiento anticlinal.

La región está dominada por tobas volcánicas y cenizas riolíticas de gran volumen relacionadas con las calderas del Oligoceno consideradas como la Serie Volcánica Superior.

Estas rocas volcánicas comprenden ignimbritas riolíticas cálcico-alcalinas con andesita, dacita y basalto subordinados con un espesor acumulativo de hasta un kilómetro.

Figura 1

Secciones transversales orientadas al NO y NE



Fuente: Gustavson 2014

Durante la formación de la Serie Volcánica Inferior, se produjo la intrusión de batolitos y cuerpos de diorita y granodiorita de cuarzo, los cuales contienen hornblenda. Esta serie geológica es clave en la Sierra Madre Occidental, ya que alberga la mayor parte de los depósitos de metales preciosos de tipo epitermal y asociados a sistemas de pórfidos.

Además, muchas de las mesetas de la región están cubiertas por delgadas capas de lava basáltica a riolodacítica, que datan del Mioceno tardío y períodos más recientes. La

permeabilidad generada por fallas y contactos intrusivos permitió la circulación de fluidos hidrotermales, facilitando la formación de los depósitos mineralizados.

1.1.4.1.2 Local. La geología de la región de Cusi abarca desde el vulcanismo andesítico de la edad tardía del Mesozoico hasta el Eoceno, hasta la emisión de tobas riolíticas e ignimbritas de la edad del oligoceno-mioceno. La ignimbrita “Oligocene Bufa Formation” forma la característica topográfica dominante en el área de Cusi. Estudios previos sugieren que la propiedad está alojada dentro de una caldera colapsada. Dentro de la caldera, adyacente a la falla de Cusi, se ha identificado una cúpula de riolita que alberga gran parte de la mineralización en el distrito.

La mineralización hidrotérmica en Cusi fue episódica y estuvo acompañada de movimiento estructural. La galena, la esfalerita y la calcopirita son los sulfuros predominantes que comúnmente varían del 5% al 10% con zonas ocasionales de sulfuro masivo.

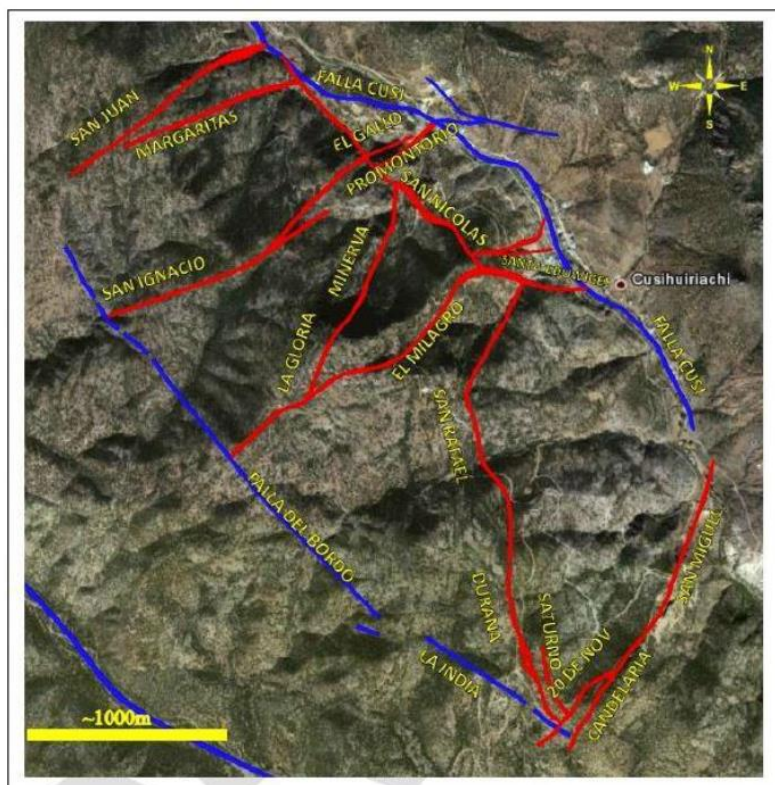
Las vetas se producen en fallas de impacto noroeste y noreste que parecen definir un régimen transtensional general. Todas las vetas contienen cuarzo con una variedad de texturas crustiformes y con bandas típicas del ambiente epitermal.

1.1.4.1.3 De la propiedad. La propiedad está ubicada dentro de una caldera, donde destaca una cúpula resurgente de riolita con una orientación noroeste-sureste y una extensión de aproximadamente 7 km por 3 km, que alberga la mineralización. Está delimitada al este por hilos de la falla Cusi y al oeste por la falla Fronteriza. Las vetas asociadas con estas fallas presentan una inclinación abrupta hacia noroeste y sureste, y en sus intersecciones se encuentran zonas amplias de alteración y mineralización de alto grado.

La formación de la propiedad está ligada a la transtensión dextral provocada por la subducción oblicua de la placa de Farallón bajo la placa de América del Norte. Este proceso generó fallas de deslizamiento y fallas normales, que controlaron la actividad ígnea e hidrotermal en la región.

Figura 2

Foto aérea de la propiedad Cusi mostrando las ubicaciones y orientaciones de las estructuras mineralizadas



Fuente: Dia Bras 2016

1.1.4.2 Zonas mineralizadas y depósitos minerales. La propiedad cuenta con numerosas vetas mineralizadas de tipo epitermal, que presentan inclinaciones moderadas a pronunciadas hacia el sureste, suroeste y norte. Su espesor varía entre menos de 0.5 m y 2 m, con extensiones de 100 a 200 m en longitud y profundidades de hasta 400 m. Se han identificado al menos siete áreas mineralizadas principales, donde históricamente se desarrollaron pequeños pozos abiertos en las intersecciones de las vetas. La mineralización se encuentra principalmente en fallas silicificadas, vetas epitermales, brechas y fracturas.

Además, existen zonas de mineralización de bajo grado adyacentes a las estructuras principales, caracterizadas por una intensa fracturación y la presencia de vetas de cuarzo, formando un halo mineralizado en torno a estructuras más definidas. La pirita y otros sulfuros se encuentran tanto diseminados en la roca silicificada como concentrados en las vetas de cuarzo.

Una de las zonas más relevantes se ubica en el área de Promontorio, cerca de la falla Cusi, considerada clave en la exploración. Actualmente, estas áreas mineralizadas son el foco de los programas de expansión y perforación de relleno, con estudios en curso para evaluar su importancia dentro del distrito minero de Cusi. La mineralización en Cusi se ha descrito de forma variable como:

- Epitermal de baja sulfuración (Ciesielski, 2007)
- Epitermal de alta sulfuración (SGS, 2008)
- Sistema de metal epitermal de base vinculada (Meinhert, 2006).

Meinhert (2006) señala que, aunque se informa que la minería histórica superficial (<100 m) ha encontrado leyes que exceden las 1,000 oz/t de Ag, las vetas actualmente expuestas son más ricas en metales básicos de lo que se esperaría en un sistema epitermal. Sin embargo, otro enfoque geológico considera que la abundancia de metales básicos es principalmente una función de la profundidad de exposición; lo cual parece una interpretación más lógica. La mineralización ocurre a lo largo de fracturas estrechas que contienen cuarzo, esfalerita y galena; La alteración de la pared de roca consiste en la silicificación y generación de arcillas y óxidos de Fe. Las venas contienen cuarzo con texturas crustiformes y con bandas típicas de los sistemas epitermales.

1.1.4.3 Modelo geológico. El modelo geológico para la mina Cusi es el siguiente:

- La roca del suelo en la propiedad consiste básicamente de volcánicos félsicos interpretados para representar una caldera con una cúpula resurgente.
- El magma es interpretado que ha entrado a la fuerza a lo largo de la falla Cusi, una falla regional con tendencia hacia el NO, de corte lateral derecho, una subsecuente erupción produjo la caldera colapsada y una serie de roca fina volcánica félsica superior.
- Una cúpula resurgente luego surgió dentro de la caldera en el lado oeste de la falla Cusi. Esta cúpula fue luego cortada por numerosas fallas noreste y lateral izquierdo,

las cuales actuaron como conductos para los fluidos hidrotérmicos y que hoy contienen venas mineralizadas.

- Dos de los cuerpos de venas en Cusi son relativamente grandes y han sido mapeados a lo largo de la veta por aproximadamente un kilómetro cada uno. Dentro de estos cuerpos de venas, existen áreas dilatadas y intersecciones estructurales que albergan la mejor mineralización. Las venas se componen de áreas de mineralización amplias y continuas y también de numerosos enjambres de venas más pequeñas.
- La mineralización se da predominantemente rica en Ag-Pb con menores cantidades de Au, Zn y Cu presente en algunas áreas.

El modelo geológico desarrollado por Dias Bras se enfoca principalmente en la interpretación de venas discretas y sus zonas relacionadas de roca viable económicamente y que esta es apropiada para el tipo de depósito y método de minado.

1.1.5 Metodología de minado

Para evaluar el aumento de producción en la mina Cusi, Sierra Metals encargó un estudio que consideró la infraestructura existente, condiciones geotécnicas, controles geológicos y el estilo de mineralización. Se determinó que la minería mecanizada con el método Avoca permitiría alcanzar una producción sostenible de 2,700 t/d, con una inversión estimada de \$95.1 millones. Además, se identificó la necesidad de desarrollar planes más detallados de ventilación y desagüe para respaldar el diseño conceptual de la mina.

1.1.5.1 Estimación de NSR. El enfoque NSR se usó para la valoración en bloque. NSR se define como el ingreso de la venta de productos minerales después de deducir los gastos fuera del sitio y generalmente se expresa en dólares por tonelada. Un enfoque NSR se usa comúnmente en la industria minera para depósitos polimetálicos y se considera la mejor práctica. Sierra Metals proporcionó los supuestos del precio del metal, los factores de descuento y las recuperaciones metalúrgicas.

Los parámetros utilizados en el cálculo de NSR se resumen en las siguientes tablas:

Tabla 2

Parámetros de cálculo para NSR – Concentrado de Zinc

CONCENTRADO DE ZINC		
Parámetro	Unidad	Valor
Precio del Metal		
Precio Zn	US\$/lb Zn	1.15
Precio Ag	US\$/oz Ag	18.3
Recuperación al Concentrado		
Zn	%	50.0
Ag	%	87.0
Calidad de Concentrado		
Zn	%	53.1
Humedad	%	9.00
Transporte de Carga de Concentrado		
Pérdidas de Transporte	%	0.50
Transporte de Superficie	US\$/wmt	42.0
Puerto	US\$/wmt	9.00
Carga	US\$/wmt	40.0
Mercadotecnia	US\$/dmt	0.50
Seguros	US\$/wmt	10.0
TOTAL	US\$/dmt	111.5
Pagos de Fundición		
Zn Pagable	%	85
Ag Pagable	%	70
Factor de Deducción		
Grado Promedio Reserva Zn	%	1.31
Ratio de Concentración	-	81.07
Factor de Deducción NSR	-	0.99
Carga de Tratamiento/Carga Refinería		
Carga Concentrado Zn	US\$/t	110.4
Carga Refinado de Ag	US\$/oz	0.75
Net Smelter Return (NSR)		
Zn	US\$/t/%	9.46
Ag	US\$/g	0.316

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3*Parámetros de cálculo para NSR – Concentrado de plomo*

Concentrado de Plomo		
Parámetro	Unidad	Valor
Precio del Metal		
Precio Pb	US\$/lb Pb	0.93
Precio Ag	US\$/oz Ag	18.3
Precio Au	US\$/oz Au	1,283
Recuperación al Concentrado		
Pb	%	87.0
Ag	%	87.0
Au	%	59.0
Calidad de Concentrado		
Pb	%	15.0
Humedad	%	9.00
Transporte de Carga de Concentrado		
Pérdidas de Transporte	%	0.50
Transporte de Superficie	US\$/wmt	42.0
Puerto	US\$/wmt	9.00
Carga	US\$/wmt	40.0
Mercadotecnia	US\$/dmt	0.50
Seguros	US\$/wmt	10.0
TOTAL	US\$/dmt	111.5
Pagos de Fundición		
Pb Pagable	%	95
Ag Pagable	%	95
Au Pagable	%	95
Factor de Deducción		
Grado Promedio Reserva Pb	%	0.95
Ratio de Concentración	-	13.61
Factor de Deducción NSR	-	0.93
Carga de Tratamiento/Carga Refinería		
Carga Concentrado Pb	US\$/t	113.85
Carga Refinado de Ag	US\$/oz	0.75
Carga Refinado de Au	US\$/oz	7.5
Net Smelter Return (NSR)		
Pb	US\$/t/%	13.78
Ag	US\$/g	0.44
Au	US\$/g	21.16

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4*Valores por unidad de metal considerados en la estimación de NSR*

NSR Total CUSI		
Ag	0.41	\$/g Ag
Au	21.16	\$/g Au
Pb	13.78	\$/t/1% Pb
Zn	9.51	\$/t/1% Zn

Fuente: Elaboración propia

En base a estos valores, los ingresos se calcularon por bloque utilizando la siguiente fórmula:

$$NSR \left(\frac{US\$}{t} \right) = 0.41 * Ag \left(\frac{g}{t} \right) + 21.16 * Au \left(\frac{g}{t} \right) + 13.78 * Pb(\%) + 9.51 * Zn (\%)$$

1.1.5.2 Plan de minado. La mina Cusi estuvo en operación con una capacidad de 650 t/d hasta 2018, produciendo concentrados de Pb/Ag y Zn en la planta de Mal Paso. Para diciembre de 2017, su producción diaria era de 450 toneladas de mineral y 214 toneladas de desechos, provenientes principalmente de Promontorio (83%) y Santa Eduwiges (17%).

El plan minero establecía un avance de 20 metros por día, con una recuperación del 75% y una dilución del 16%. Como parte de su estrategia de optimización, se implementó un programa de desarrollo y producción basado en la herramienta Enhanced Production Schedule (EPS) para mejorar la planificación minera.

Tabla 5

Propuesta de ratios de producción por año

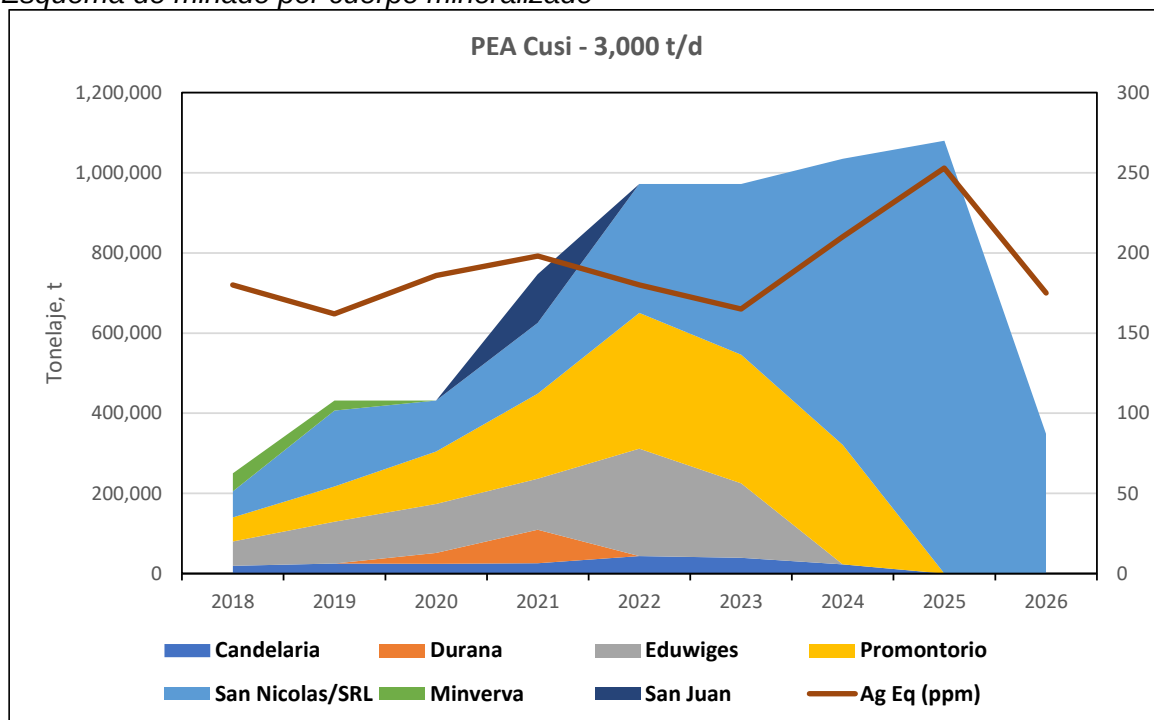
Ítem	Unidad	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	Total
Mineral Extraído	t	250,500	432,000	432,000	747,000	972,000	972,000	1,035,000	1,080,000	348,645	6,269,145
Residuos Extraídos	t	180,152	201,674	223,158	223,516	222,968	194,477	159,553	83,037	36,126	1,524,660
Minado Total	t	430,652	633,674	655,158	970,516	1,194,968	1,166,477	1,194,553	1,163,037	384,771	7,793,805
Alimentación a Molienda											
Pb	%	0.227	0.203	0.307	0.387	0.690	0.716	0.453	0.656	0.395	0.518
Pb	t	569	879	1,327	2,894	6,705	6,957	4,684	7,088	1,376	32,479
Zn	%	0.237	0.240	0.370	0.419	0.706	0.833	0.654	0.625	0.997	0.611
Zn	t	594	1,037	1,598	3,131	6,863	8,097	6,771	6,752	3,475	38,320
Ag	g/t	165	149.68	168.476	175.046	152.697	137.091	190.726	214.635	143.674	170.766
Ag	oz	1,330,688	2,079,160	2,340,242	4,204,485	4,772,411	4,284,636	6,347,310	7,453,551	1,610,647	34,423,130
Au	g/t	0.126	0.121	0.145	0.104	0.122	0.098	0.143	0.366	0.166	0.166
Au	oz	1,018	1,678	2,009	2,507	3,803	3,055	4,749	12,719	1,862	33,401
Cuerpos Mineralizados											
Candelaria	t	19,230	25,135	24,510	26,087	43,684	39,182	22,623			200,451
Durana	t			26,966	83,307						110,273
Eduwiges	t	60,597	104,361	122,473	127,374	268,078	185,654				868,537
Promontorio	t	60,255	87,585	130,629	212,109	338,808	320,917	298,102			1,448,403
San Nicolas	t	65,029	189,476	127,422	176,821	321,430	426,247	714,275	1,080,000	348,645	3,449,345
Minverva	t	45,390	25,444								70,834
San Juan	t				121,302						121,302
Mineral Extraído	t/d	696	1,200	1,200	2,075	2,700	2,700	2,875	3,000	968	2,097
Residuos Extraídos	t/d	500	560	620	621	619	540	443	231	100	540
Minado Total	t/d	1,196	1,760	1,820	2,696	3,319	3,240	3,318	3,231	1,069	2,637

Fuente: Sierra Metals 2018

El plan de minado se muestra en la siguiente figura y se basa en diseños conceptuales, considera rampas generales, acceso transversal, caras, elevaciones y ventilación.

Figura 3

Esquema de minado por cuerpo mineralizado



Fuente: Sierra Metals 2018

1.1.6 Descripción circuito 2018 (650 t/d) - Previa ampliación

La planta de Mal Paso, ubicada a 44 km de la mina Cusi, utiliza un circuito convencional de trituración, molienda y flotación para recuperar minerales y producir concentrados de Pb/Ag y Zn de calidad comercial. El mineral se entrega desde la mina a la planta en camiones de 20 toneladas. La planta aumentó el rendimiento de 450 t/d a 650 t/d a fines del 2017. En línea con los aumentos propuestos en la producción minera, la capacidad de procesamiento en Mal Paso proponía incrementar a 1,200 t/d en 2019.

Sierra Metals realizó una revisión interna para determinar cómo se podría ajustar la planta de Mal Paso para incrementar el rendimiento a 1,200 t/d.

Este estudio identificó cuellos de botella principales en la planta existente en 2017 y requerimientos base para lograr el incremento.

1.1.6.1 Diseño y características de equipos. El mineral proveniente del circuito de trituración se distribuye de forma proporcional en las dos instalaciones de molienda convencional en paralelo. El 80% del tonelaje triturado se dirige hacia el área denominada “Molienda El Triunfo” y el otro 20% hacia “Molienda Mal Paso”, ambos bajo la configuración de molienda y clasificación directa mediante hidrociclones.

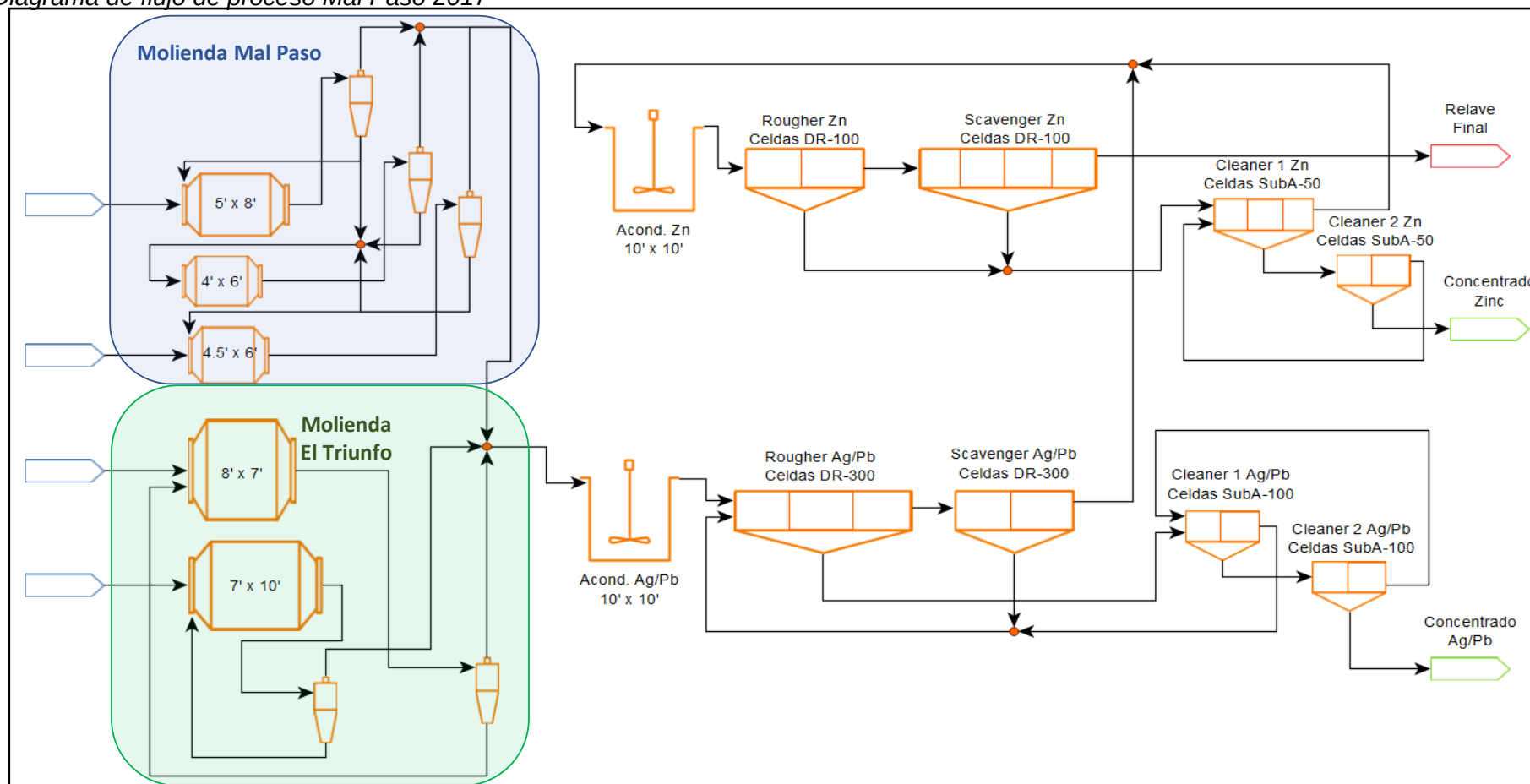
Los flujos de overflow de los dos grupos de ciclones se derivan hacia el tanque acondicionador de Ag/Pb antes de iniciar su proceso de concentración en el circuito de flotación Ag/Pb.

Las colas de este proceso son alimentadas a un tanque acondicionador de zinc que luego será dirigido hacia el proceso de concentración de Zinc.

Ambos circuitos de flotación cuentan con secciones de desbaste, barrido (agotativo) y limpieza y generan tres productos; concentrado de Ag/Pb, concentrado de Zinc y relave final, tal como lo muestra la siguiente Figura:

Figura 4

Diagrama de flujo de proceso Mal Paso 2017



Fuente: Elaboración propia

Cabe señalar que la sección de “Molienda Mal Paso”, al poseer molinos de menores dimensiones, ya se encuentra operando al límite máximo de su capacidad. Por lo tanto, la etapa de optimización e incremento de tonelaje de procesamiento estará enfocada al circuito “Molienda El Triunfo”.

El 2015 aún no se había instalado el circuito de recuperación de Zinc, sin embargo, durante todo este periodo productivo anual se produjeron 5,329 toneladas de concentrado de Pb/Ag. Durante el 2016, se produjeron 5,442 toneladas de concentrado de Pb/Ag con un promedio mensual de 450 t/mes en Mal Paso, así como 1,540 toneladas de concentrado de Zn. El detalle de lo mencionado se muestra en la Tabla 3.

Tabla 6

Producción de concentrado 2015-2016

Fecha	Concentrado Pb, t	Concentrado Zn, t
2015	5,329	0
ene-2016	477	96
feb-2016	595	159
mar-2016	792	290
abr-2016	577	181
may-2016	460	129
jun-2016	334	120
jul-2016	400	102
ago-2016	485	125
sep-2016	375	117
oct-2016	452	168
nov-2016	228	8
dic-2016	267	46
2016	5,442	1,540

Fuente: Dia Bras, 2017

La siguiente Tabla muestra el tonelaje de alimentación, la ley de cabeza, recuperación y producción de metal entre los periodos de producción anual desde el 2014 hasta el 2016. Estos detalles nos dan un primer alcance acerca de la tendencia y condiciones de variabilidad del proceso según las características del material y su eficiencia

de concentración antes de iniciar los estudios para la ampliación de capacidad de procesamiento a 1,200 t/d.

Tabla 7

Producción metálica 2014-2016

	2014	2015	2016
Tonelaje	155,268	202,033	186,898
Leyes Cabeza			
Ag (g/t)	166.69	175.88	171.78
Pb	0.785	0.78%	1.21%
Zn	0.00%	0.71%	1.16%
Au (g/t)	0.42	0.22	0.26
Concentrado de Pb			
Ag recovery	76%	76%	70%
Pb recovery	79%	79%	82%
Pb grade in concentrate %	28%	23%	34%
Au recovery	62%	57%	62%
Concentrado de Zn*			
Ag recovery	NA	NA	1%
Zn recovery	NA	NA	38%
Zn grade in concentrate %	NA	NA	53%
Producción Metálica (Ambos Concentrados)			
Ag (oz)	630,160	873,496	739,707
Zn (t)	NA	NA	818
Pb (t)	962	1,246	1,864
Au (Oz)	1,289	831	954

*Nota: Los detalles del concentrado de Zn no se informaron en 2014 a 2015 cuando se puso en servicio el circuito de recuperación de Zn.

Fuente: Día Bras, 2017

Una vez que los criterios y equipos para ampliación sean implementados, Sierra Metals esperaba que la planta de Mal Paso opere de manera sostenible a 1,200 t/d a inicios del 2019.

Estudios preliminares surgieron de que la producción de la mina Cusi podría llegar a 2,700 t/d para inicios de 2022. Para satisfacer el aumento potencial de la demanda de capacidad de procesamiento, Sierra Metals encargó estudios de investigación para implementar una nueva planta en CusiHuariachi. Se produjeron planes preliminares para una planta modular en CusiHuariachi, estos diseños indican que los requisitos de capital

para la planta de Cusihuariachi serán de USD \$ 30 millones y que la construcción comenzaría en 2021 para completarse.

La planta modular propuesta en Cusihuariachi está significativamente más cerca de la mina Cusi que Mal Paso. En comparación con Mal Paso, el mineral procesado en Cusihuariachi será hasta 5 USD/t más barato de procesar.

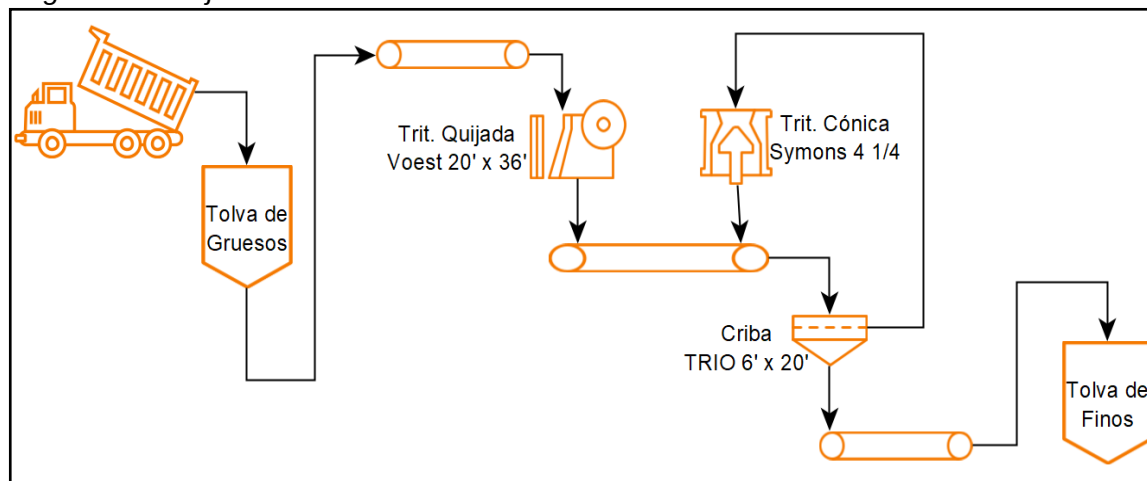
Trituración

El mineral de la mina Cusi se traslada 44 km hacia la planta de Mal Paso en camiones de 20 toneladas y se deposita en el patio de almacenamiento que tiene capacidad para almacenar 2,500 toneladas de mineral. El mineral se mezcla y combina en el patio para lograr los grados de cabeza deseados.

El circuito de trituración de Mal Paso en el 2018 operaba de 12 a 15 horas por día y una capacidad para triturar 1,365 t/d. Un cargador frontal alimenta el circuito de trituración por medio de alimentadores de plataforma. El diseño del circuito de trituración se muestra en la siguiente figura:

Figura 5

Diagrama de flujo del circuito de trituración - Mal Paso 2017



Fuente: Elaboración propia

▪ **Trituración primaria**

Una trituradora de mandíbulas Voest de 75 HP (20" x 36") reduce el material a 75 mm que posteriormente se alimenta por correa a una criba vibratoria Trio 6 'x 20' de dos pisos, la malla del piso superior clasifica el material en función a las

dimensiones de su abertura de 19 mm, las mallas del piso inferior con abertura de 12.7 mm.

El material de menor tamaño de la plataforma inferior se envía a contenedores de almacenamiento de mineral fino y el material del sobretamaño se alimenta a la trituradora secundaria.

- **Trituración secundaria**

Una trituradora cónica Symons 4 ¼" reduce con un close side setting (CSS) de 13 mm el material de sobretamaño clasificado por la criba. El material producto de trituración secundaria se alimenta por faja nuevamente a clasificación con las cribas (circuito cerrado).

Molienda y clasificación

Un sistema de fajas alimenta el material de los contenedores de almacenamiento fino (proveniente de trituración) hacia dos molinos de bolas (Molienda el Triunfo) de 194 kW que funcionan en paralelo, estos molinos operan con una eficiencia energética media del 83%.

Estos molinos tienen las dimensiones de 7' x 10' y 8' x 7'; la molienda es de circuito cerrado, cada molino tiene su propia caja de descarga, hidrociclones y una bomba de descarga centrífuga de 4". El P80 del circuito de molienda oscila entre 150 y 200 micrones.

La carga circulante está normalmente entre 150% y 300%. La descarga del molino es típicamente mayor a 70% de sólidos, el operador del molino controla la adición de agua a través de válvulas manuales.

En los molinos se utilizan bolas de 3", el consumo de medios de molienda es de aproximadamente 1.5 kg por tonelada de material fresco.

Clasificación

Cada molino trabaja con dos hidrociclones de 20" y 15", uno en funcionamiento y otro en stand-by. Los hidrociclones trabajan con un d50 entre 115 y 140 micrones dependiendo del flujo de material, la dilución y la carga circulante.

La bomba que alimenta de pulpa a los ciclones es una bomba centrífuga Denver SRL de 5"x4" que opera a 15 psi.

Flotación

Es secuencial, inicialmente se flota Pb y Ag mientras que el Zn se deprime con la adición de sulfato de Zn en dosis de aproximadamente 150 a 200 g/t. El circuito de flotación de zinc solo funciona cuando el grado de cabeza de Zn es mayor a 0.5% de Zn. Las etapas cleaner y cleaner-scavenger se da sin remolienda para incrementar la liberación. Si la molienda primaria no es efectiva en la liberación del mineral, el concentrado final se ve afectado negativamente, por lo tanto, la filosofía de flotación del operador en la sección de limpieza es mantener una carga circulante relativamente alta para lograr el grado de concentrado deseado. La instalación de un molino de remolienda representaría una oportunidad de mejora.

▪ Circuito Pb-Ag

El overflow de los ciclones de ambos circuitos de molienda se combina para alimentar un banco de 5 celdas DR300 ft³. El concentrado Rougher y Scavenger fluye hacia dos celdas cleaner etapa N°1 y luego dos celdas cleaner N°2. Las colas de la sección cleaner N°2 recirculan a la cabeza de las celdas de cleaner N°1.

Limpieza N°1 y N°2 se realizan en 4 celdas de 100 pies³. Las colas de la etapa cleaner N°1 recirculan la sección Rougher. Colas de la sección Scavenger se dirigen hacia un tanque de acondicionamiento de 10 pies con agitador para la activación de la esfalerita cuando el grado de la cabeza de Zn es superior al 0.5% Zn.

▪ Circuito de Zinc

La activación del Zn se consigue utilizando sulfato de cobre en dosis de 300 g/t a 400 g/t. La reactivación de Zn tiene lugar en 5 minutos a un 15-20% de sólidos. El circuito de Zn hace flotar selectivamente la esfalerita en etapas Rougher, Scavenger y Cleaner.

Se operan tres ventiladores para todo el circuito de flotación, uno se usa en el circuito Pb/Ag, otro se usa en el circuito de Zn y el tercero está en stand-by. Estos

sopladores mantienen el lecho de espuma deseable para la producción de concentrado de calidad.

Separación sólido - líquido

Se encuentran disponibles dos filtros de disco Wemco de 6 pies de diámetro para la filtración de concentrados. El filtro de disco Pb/Ag tiene cuatro discos, dos en funcionamiento y dos en stand-by. El filtro de disco de zinc tiene 3 discos, dos en funcionamiento y uno en stand-by.

Antes de la etapa de filtración, cada concentrado es sedimentado en espesadores convencionales de 25 pies. Cada espesador funciona con una bomba Galigher para el flujo de descarga que alimenta los discos de filtro.

Capacidad relaves

Las instalaciones de relaves para la planta de Mal Paso son un sistema de deposición convencional. Las colas de flotación con aproximadamente un 25% de sólidos se bombean mediante una bomba centrífuga Denver desde la flotación hasta una estación de bombeo intermedia.

Dos bombas de refuerzo envían los relaves a un área de almacenamiento final, que se encuentra aproximadamente a 0.9 km de la planta y a 50 metros de altura.

El agua se recupera de los relaves y se bombea a la planta de proceso en etapas utilizando una bomba a una estación intermedia (la bomba funciona 4 horas al día). Dos bombas adicionales que funcionan 20 horas al día para bombear el agua hacia un tanque de almacenamiento elevado para su reutilización en la planta concentradora.

Los relaves producidos en Mal Paso se almacenaban en dos instalaciones convencionales de almacenamiento de relaves. A partir de febrero de 2018, los aumentos planificados y permitidos a las instalaciones de relaves existentes proporcionarían 520 km³ de capacidad de almacenamiento, el equivalente a un año y siete meses de almacenamiento a una tasa de producción de 1,200 t/d.

Sierra Metals reconoce que aumentar la capacidad de almacenamiento de relaves es fundamental para lograr y mantener mayores tasas de producción.

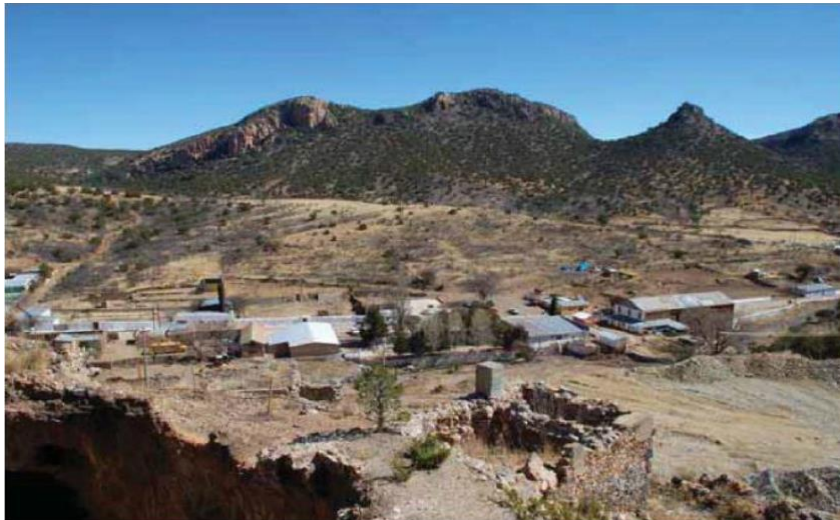
Estudios preliminares evaluaron los méritos de nueve instalaciones potenciales de almacenamiento de relaves identificadas por Sierra Metals, con base en el trabajo preliminar 4 sitios están siendo evaluados más detalladamente antes de la selección final y la ingeniería detallada. Los 4 sitios ofrecen capacidades de almacenamiento variables entre 600 km³ y 2.5 Mm³. La planta propuesta en Cusihuariachi requeriría el desarrollo de una nueva instalación de relaves separada de las utilizadas en Mal Paso. Se identificó un sitio potencial para una instalación de almacenamiento de relaves de pila seca (mayor a 75% de sólidos) y se está llevando a cabo investigaciones preliminares. Conceptualmente, el sitio identificado proporcionaría almacenamiento para 5.4Mt de relaves, el equivalente a 11 años de capacidad operando a 1,500 t/d.

1.1.6.2 Infraestructura. El Proyecto tiene una infraestructura completamente desarrollada que incluye caminos de acceso, un campamento de exploración, oficinas administrativas, una planta de procesamiento e instalaciones asociadas, una instalación de almacenamiento de relaves, un cobertizo de extracción de núcleos, un depósito de almacenamiento de agua y tanques de agua.

El sitio tiene energía eléctrica de la red eléctrica mexicana, generadores diesel de respaldo y calefacción de los tanques de propano del sitio. La infraestructura general del Proyecto está construida y funcionando y es adecuada para la mina.

Figura 6

Foto del pueblo Cusihuariachi



Fuente: Geostats, 2008

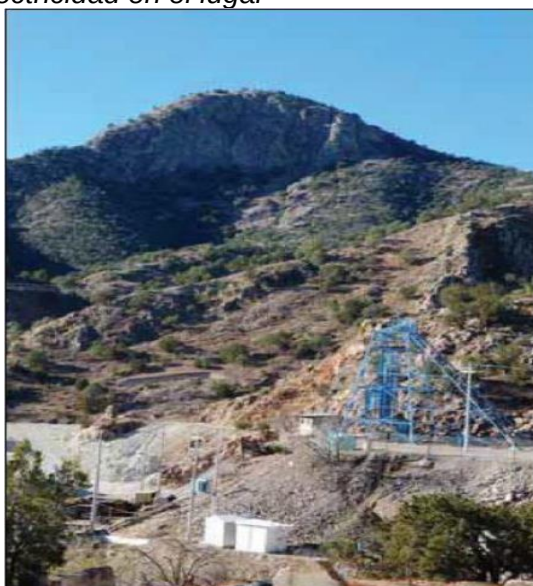
Sierra Metals es propietaria de la pequeña planta de procesamiento de Mal Paso equipada con equipos de conminución y circuitos de flotación ubicada aproximadamente a 44 km en automóvil de la unidad.

En Cusi, Sierra Metals utiliza el agua recuperada de los trabajos subterráneos para agua de proceso y soporte de las operaciones mineras. El agua se generó a partir de las operaciones de desagüe en las Minas Promontorio y Santa Eduwiges. El agua potable se transporta en camiones. El agua recuperada de los trabajos subterráneos en la mina Cusi se utiliza para apoyar las operaciones mineras. El agua recuperada de la mina es significativamente más de la necesaria para las operaciones mineras. En su configuración 2017, la planta de Mal Paso utilizaba 11 L/s de agua que se suministra, bajo contrato, desde una propiedad vecina con acceso a un pozo de agua. Este contrato está vigente desde 2010 y permite el suministro de hasta 25 L/s.

Bajo contrato, 25 L/s de agua están disponibles para la planta de Mal Paso y es más que suficiente para suplir la necesidad proyectada de la planta para operar a una capacidad extendida de 1,200 t/d. La planta de Mal Paso se encuentra a 200 m por debajo del valle de Cuauhtémoc, que se utiliza mucho para la agricultura. El agua extraída del subsuelo para uso agrícola no ha reducido el flujo del pozo que suministra agua a la planta.

Figura 7

Suministro de agua y electricidad en el lugar



Fuente: Geostats, 2008

1.2 Planteamiento del estudio de investigación

1.2.1 Antecedentes

Los primeros modelos matemáticos se desarrollaron en la década de 1970 (Whiten 1972 y Lynch 1977) seguido en la década de 1980 con modelos de hidrociclones basados en el trabajo de Lynch y Rao 1975 y Nageswararao 1978. Sin embargo, no es hasta principios de la década del 2000 que los últimos modelos (SAG y HPGR) fueron integrados a softwares comerciales.

En el 2005, S. Kawatra investigador principal del departamento de ingeniería química del Michigan Technological University con su trabajo “Optimization of Comminution Circuit Throughput and Product Size Distribution by Simulation and Control” y utilizando el software USIM-PAC v. 3.0.7.0 desarrolla un estudio de optimización de la eficiencia energética de circuitos de trituración y molienda utilizando modelos matemáticos y escenarios de simulación.

Sin embargo, la simulación es solo el último de los procedimientos de este estudio de tesis, las bases de este trabajo de investigación se apoyan en los principios y pilares del Proyecto Amira Internacional P9 “Optimización de Procesos Minerales por Modelamiento y Simulación”. Los procedimientos utilizados en este trabajo, desde la extracción de muestra hasta la simulación, fueron desarrollados bajo los lineamientos de este Proyecto Internacional que ha reconfigurado la práctica de diseñar y optimizar plantas de procesamiento de minerales.

Es un proyecto dirigido por el Centro de Investigación de Minerales Julius Kruttschnitt (JKMRC), e incluye contribuciones de seis universidades (UQ - JKMRC (Australia), UCT (Sudáfrica), Universidad McGill (Canadá), Universidad de Newcastle (Australia), Universidad Hacettepe (Turquía), Universidad Federal de Río de Janeiro, (Brasil)).

La industria ha obtenido beneficios del programa por valor de varios cientos de millones de dólares, a través de la aplicación de softwares que surgen del proyecto, metodologías especializadas, nuevos productos e instrumentos y el conocimiento

generado. Los modelos han evolucionado de ser típicamente a gran escala y de naturaleza empírica y, por lo tanto, capaces de predecir los resultados de los cambios que se pueden realizar en una planta existente, a convertirse en más fenomenológicos, incluido el efecto tanto de la máquina como de las características de alimentación. Recientemente, el uso del Método de Elementos Discretos (DEM) y la Dinámica de Fluidos Computacional (CFD) ha permitido un modelado computacional mejorado de molienda, clasificación y flotación.

Para hacer la investigación aún más robusta, se han revisado publicaciones que ofrecen en algunos casos, el análisis (limitaciones y beneficios) de modelos desarrollados y en otros casos la comparativa entre ecuaciones, modelos y técnicas de simulación desarrolladas a lo largo de los últimos años. A modo de resumen se mencionan los principales autores de referencia de las publicaciones base revisadas (para mayor detalle dirigirse a sección de Bibliografía):

- Estudios publicados en diseño, modelamiento y simulación de circuitos de conminución por Chris Bailey y Steve Morrell en el año 2009, R. McIvor en 2015, F. Musa & R. Morrison en 2009, Napier-Munn en 2014 y Malcolm Powell en 2013.
- Estudios de diseño y modelamiento de equipos clasificadores por A. Mainza y M. Narasimha en el año 2014 y G. Ballantyne y M. Powell en 2015.
- Estudios publicados en diseño, modelamiento y simulación de circuitos de flotación por K. Runge en el año 2014, S. Schwarz y D. Alexander en el 2005 y M. Harris y R. Morrison en el año 2002.

1.2.2 Fundamentación de la problemática

1.2.2.1 Descripción problemática. La problemática existente se enfoca en el uso de técnicas tradicionales como, por ejemplo, la determinación de parámetros de diseño u optimización mediante la construcción de plantas piloto o generación de amplios programas de pruebas metalúrgicas, ocasionando estudios de tiempos prolongados y costos significativos de ejecución (ineficiente). Además, la inclusión de diversas fuentes de error durante el pilotaje y el uso de métodos complejos de cálculo no estandarizados (plantillas no auditadas) merman la precisión de los resultados.

Para esquematizar el origen del problema y a la vez como motivación para desarrollar el trabajo de tesis, se presenta un ejemplo comparativo que involucra un análisis costo/beneficio desde dos enfoques distintos (Planta Piloto y Simulación) para satisfacer la necesidad de una unidad minera: Optimizar sus circuitos de conminución y flotación para mejorar la eficiencia metalúrgica y a la vez reducir los costos operativos.

Tabla 8

Resumen de análisis comparativo – simulación vs pilotaje

Optimización de Procesos de Conminución y Flotación		
	Opción N°1: Implementación de Planta Piloto	Opción N°2: Simulación de Procesos Metalúrgicos
Costos Involucrados	Rango: < 180,000 USD – 205,000 USD >	Rango: < 50,000 USD – 70,000 USD >
Plazos de Ejecución	Rango: < 6 meses – 9 meses >	Rango: < 3 meses – 4 meses >
Riesgo en la Precisión de Resultados	Asociado a la reproducibilidad del perfil de eficiencia de Planta Industrial (uso de equipos y consumibles análogos), al nivel de inversión en la construcción y mantenimiento de la planta piloto, muestras colectadas, diseño de pruebas de laboratorio y técnicas de escalamiento.	Asociado a la calidad de muestras colectadas, diseño de pruebas de laboratorio y técnicas de Balance, Modelamiento y Simulación.

Fuente: Elaboración propia

Importancia

En la tesis propuesta se presenta una metodología confiable (precisa, consistente y reproducible) y eficiente (tiempo adecuado de ejecución) y que reduce los riesgos en el desarrollo de proyectos de optimización de procesos metalúrgicos mediante el uso de herramientas de simulación. Evitando tiempos prolongados de ejecución y conclusiones generadas a partir de resultados imprecisos.

Público objetivo

- Metalurgistas de Proyectos: Ingenieros de procesos, consultores metalúrgicos y metalurgistas de investigación.
- Recién egresados: Profesionales que aún no han integrado sus conocimientos teóricos con el uso adecuado de un software de simulación.
- Docentes Universitarios: Para mostrar las bondades y practicidad que posee la simulación de procesos, tanto en la optimización como en el diseño de plantas.

Todo estudio de optimización (p.ej. incremento de tonelaje, mejoramiento de calidad y recuperación de concentrado) debe ser sostenible en el tiempo y el riesgo asociado a la inversión a efectuarse (instalación de nuevos equipos, cambios en la configuración del circuito, etc.) debe ser el mínimo posible. Sin embargo, en este tipo de estudios se presentan algunos retos:

- Colección de datos suficientemente representativos del proceso.
- Identificación eficaz de cuellos de botella y equipos críticos del proceso.
- Determinación de un modelo del proceso confiable que permita simulaciones consistentes y proyecciones coherentes y precisas.
- Mantener CAPEX y OPEX dentro de rangos razonables
- Un tiempo muy limitado para la ejecución de todas las etapas anteriores.

Este trabajo de investigación considera que con el uso de herramientas de simulación tales como Bruno, JKSImMet y Limn® es posible superar estos retos. Para maximizar la eficiencia y la rentabilidad de proyectos de ingeniería en plantas de procesamiento de minerales, es necesario reducir el tiempo de desarrollo. Los proyectos requieren conocer su viabilidad en un tiempo muy limitado y no incrementar el costo de este mediante largas fases de desarrollo.

Sin herramientas informáticas que hagan cálculos metalúrgicos simples y rápidos, algunas de las etapas son casi imposibles de hacer de manera oportuna. Sin embargo, los resultados generados a partir de softwares podrían ser imprecisos sin el expertise del metalurgista usuario.

La importancia del estudio radica en demostrar que existe una metodología confiable, eficaz y probada, para que, por ejemplo, un metalurgista que forma parte del staff de una unidad minera pueda implementar de forma acertada un estudio preliminar de optimización a nivel de ingeniería conceptual (prefactibilidad), antes de acudir a grandes consultorías para estudios más completos como una ingeniería de detalle. De esta forma, el metalurgista puede aportar valor agregado (óptimo tiempo de respuesta y nivel de precisión adecuado) a su equipo de trabajo y a la unidad en la que labora.

Esta metodología propuesta, quedará detallada a lo largo del trabajo mediante el análisis de un caso real de estudio de ampliación de tonelaje de tratamiento en una unidad minera polimetálica ubicada en la Sierra Madre al norte de México.

1.2.2.2 Formulación del problema. Se plantean las siguientes formulaciones:

- ¿Cuáles son los beneficios de utilizar la cadena de actividades de balance, modelamiento y simulación como herramientas para optimización de procesos?
- ¿De qué factores dependen los niveles de precisión y exactitud de los resultados a obtener mediante balance, modelamiento y simulación?

Es fundamental que los metalurgistas posean conceptos sólidos sobre el óptimo uso de cada herramienta informática disponible actualmente. Entonces, es aquí donde radica la problemática actualmente existente en proyectos de ampliación o de diseño de procesos, ya que es necesario poder asociar un adecuado nivel de conocimientos teóricos y empíricos en metalurgia extractiva, con las herramientas (Softwares, Hojas de Cálculo, Bases de Datos, etc.) desarrolladas en los últimos años para estos objetivos.

Resultados poco favorables se obtienen si un usuario con un nivel de conocimiento insuficiente utiliza herramientas complejas de cálculo, ya que los estudios derivarían en resultados incoherentes. Al igual que el caso contrario, considerando todo el tiempo y recursos que demandaría, con un usuario que posea un adecuado nivel de conocimientos pero que no domine las herramientas y facilidades disponibles de la informática actual.

1.2.3 Hipótesis

El autor de la tesis propuesta cree que los aspectos mencionados en el planteamiento del problema pueden ser resueltos si se demuestra la siguiente afirmación:

“La metodología de optimización que tiene como último paso la simulación, después de haberse realizado muestreo, balance y modelamiento matemático, es una herramienta eficiente, precisa y confiable si se combina con un adecuado uso de softwares. Esta herramienta permitirá tomar decisiones acertadas en una planta concentradora en un tiempo prudente. También puede ser usada para diseño”.

La simulación permite probar diferentes escenarios, diseños y estrategias virtualmente antes de implementar cambios a gran escala. Esto ayuda a identificar y corregir problemas, así como optimizar la eficiencia y el rendimiento del proceso desde el principio, evitando costosas modificaciones físicas posteriores.

La metodología desarrollada en el presente estudio es confiable y replicable y no sólo permite dimensionar en forma óptima tamaños y cantidades de equipos de conminución y flotación, sino que también es capaz de predecir los efectos que determinadas modificaciones operacionales y/o variaciones en las características propias del mineral, puedan causar sobre las condiciones finales requeridas en las etapas del proceso global.

Se estima que esto quedará en evidencia a lo largo de la tesis, mediante el desarrollo del caso de estudio y la comparación de lo que fueron las simulaciones proyectadas y las modificaciones reales puestas en marcha en la ampliación de capacidad de la unidad en análisis.

1.2.4 Objetivo

1.2.4.1 General. Demostrar, mediante un ejemplo de optimización Brownfield, que el uso de herramientas de simulación, bajo la metodología planteada, cumple con los principales criterios que benefician a los estudios de optimización de plantas de procesamiento de minerales:

- Confiabilidad: Adecuada precisión, consistencia y reproducibilidad.
- Eficiencia: Reducción del tiempo de ejecución del diseño y bajo costo.

1.2.4.2 Específico. Como consecuencia de la aplicación de esta metodología, se determinarán también las bases y directrices a implementar en circuitos de trituración, molienda y flotación de la unidad en análisis, para un incremento sostenible de tonelaje de 650 t/d hasta 1,200 t/d. Se brindarán alternativas de configuración para los circuitos involucrados y proponer equipos nuevos a ser instalados en el proceso de concentración de la unidad en análisis, que garanticen resultados metalúrgicamente adecuados.

Las herramientas informáticas (softwares) serán utilizadas en las siguientes actividades:

- Análisis del desempeño de las secciones del proceso a 650 t/d.
- Desarrollo de modelos base de las secciones de planta involucradas.
- Evaluar las oportunidades e identificar riesgos de la operación.
- Evaluación de Alternativas de Procesamiento a 1,200 t/d.

1.2.5 Límites de batería del proyecto

Este proyecto involucra solo las secciones de trituración, molienda y flotación de tal forma que los siguientes ítems se definen como límites de batería para el estudio:

- Ingreso de mineral en la parrilla de la tolva de mineral de mina.
- Relaves en la tubería de descarga de los tanques (el diseño y ubicación de la presa de relaves y el sistema de recuperación de agua de los relaves no está incluido).
- Tuberías que derivan los flujos de concentrado hacia separación sólido/líquido.

Las siguientes condiciones y restricciones deben ser consideradas:

- Se desarrollarán actividades como parte del estudio propuesto para alcanzar los objetivos planteados, empleando una metodología probada (definir el problema, medir, hacer ingeniería, incorporar los cambios, volver a medir).
- No se generarán ni entregar diseños para ser usados en construcción ni se consideran aspectos relacionados a obras civiles requeridas para implementación de equipos nuevos del proceso, debido a tratarse de aspectos poco ligados a la evaluación metalúrgica que se propone.
- No se incluye la evaluación de las diferentes áreas de ingeniería que no sean de procesos entre las que se puede mencionar:
 - Geología, Estimación de Reservas y Plan de Minado.
 - Ingeniería Civil, Topografía, Geotecnia, Mecánica, Instrumentación.
 - Estudios e Ingeniería de Medio Ambiente.
 - Estudios de disponibilidad de agua y electricidad al sitio del proyecto
 - Estudios de costos de capital (CAPEX).

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Teoría de muestreo y extracción de información del proceso

Debido a que las bases de la metodología propuesta se sostienen en la adecuada calidad de datos colectados del proceso, es fundamental revisar algunos aspectos que permiten maximizar la confianza, consistencia y precisión de la información extraída.

2.1.1 Extracción de muestras

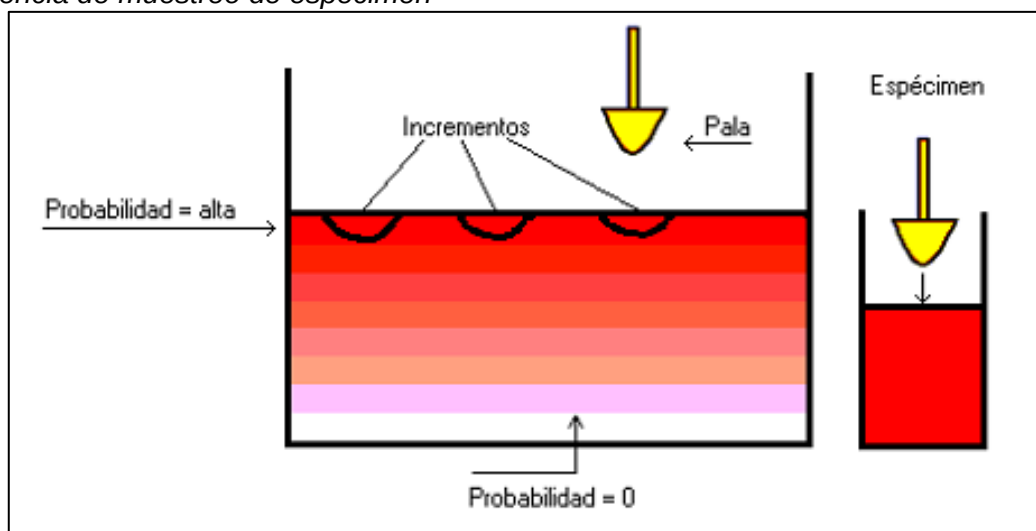
Es necesario considerar criterios generales durante la etapa de muestreo, ya sea automático o manual, con el objetivo de obtener una muestra representativa y equiprobable, que proporcione resultados confiables para optimización de procesos y/o contabilidad metalúrgica.

Para ello, es necesario alinearse a ciertas directrices de la teoría y práctica de extracción de muestras “Sampling Theory and Sampling Practice”.

El muestreo de un lote (ML) compuesto de “N” fragmentos es equiprobable cuando todas las combinaciones de “n” fragmentos tienen la misma probabilidad de ser elegidos para la constitución de la muestra (MS es la muestra con “n” fragmentos). Sin alcanzar la condición de equiprobabilidad, lo que se obtiene es un “espécimen” (un ejemplar) y no una muestra.

Figura 8

Evidencia de muestreo de espécimen

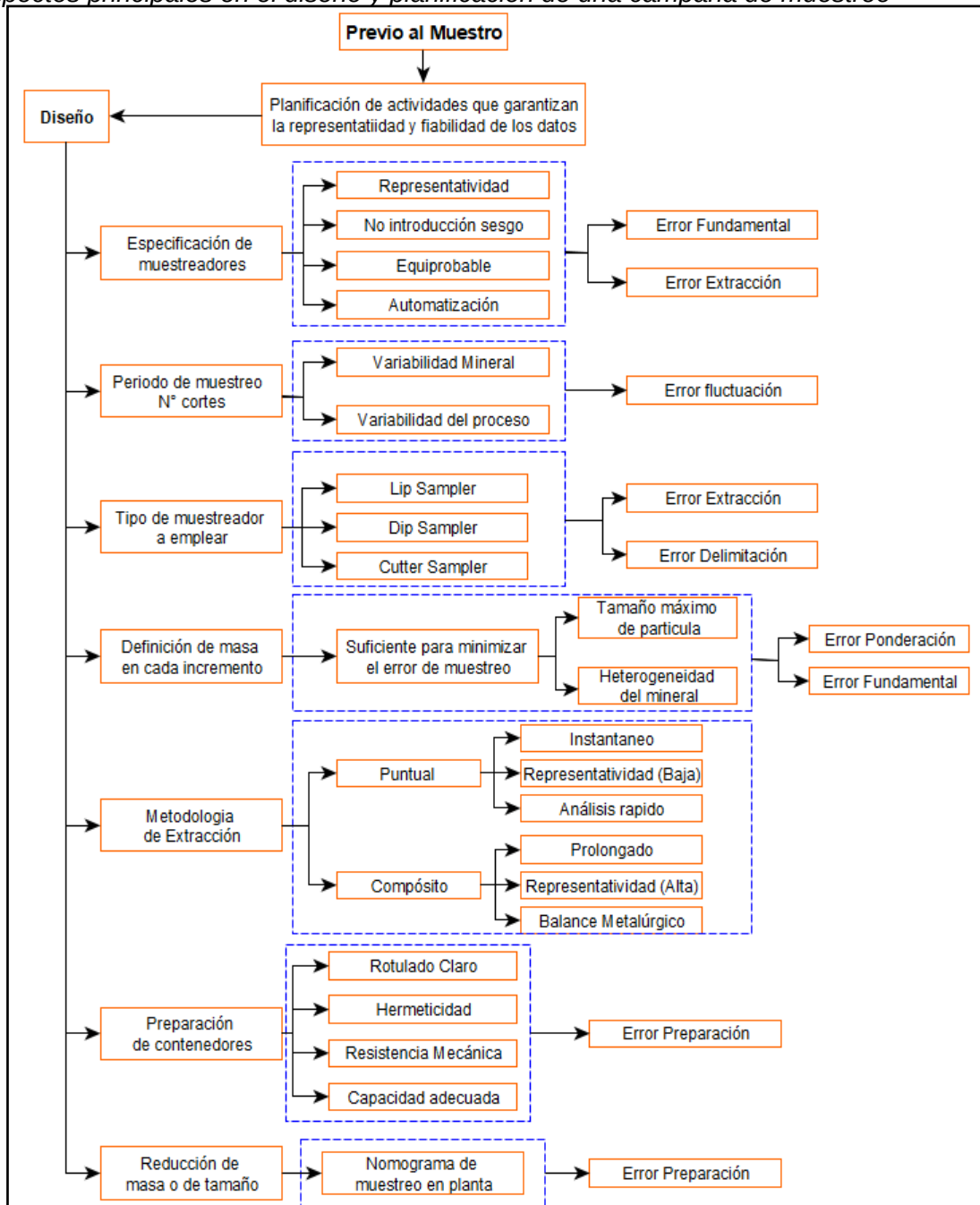


Fuente: Pitard (Procemin 2010)

El muestreo depende en gran medida de una planificación adecuada que garantice la representatividad y confiabilidad de los datos obtenidos. Presenta factores que deben considerarse previo al muestreo, desde la especificación de los muestreadores y la metodología de extracción hasta la preparación de los contenedores de muestra.

Figura 9

Aspectos principales en el diseño y planificación de una campaña de muestreo



Fuente: Elaboración Propia

2.1.1.1 Frecuencia de extracción de incrementos durante muestreo.

- Conocer y mantener estable el *Throughput* de alimentación de mineral al proceso y en función de él (y otros parámetros) poder estimar la cantidad de masa de muestreo requerida y minimizar el error de proporcionalidad o ponderación.
- El tiempo de residencia del material en el circuito, para poder estimar la duración de la campaña de muestreo y minimizar el error de fluctuación periódica de la calidad.
- La variabilidad del tipo de material alimentado, para asegurar dentro del tiempo de muestreo que las muestras obtenidas poseen similares características mineralógicas.

2.1.1.2 Ubicación y disposición del muestreador. Una adecuada elección de los puntos y lugares de muestreo permitirán minimizar los errores de delimitación y extracción. Se deben considerar algunos aspectos durante la campaña:

Los lugares idealmente recomendados son:

- El punto de transferencia entre dos fajas transportadoras
- El punto final en donde desemboca el flujo de una tubería

Deben obtenerse esquemas de cortadores adecuados, a fin de captar flujos descendentes y tomar una sección transversal completa de la corriente del proceso.

Los dispositivos de muestreo que toman solo una fracción de la corriente pueden representar un sesgo grave y no permitiría la colección de una muestra equiprobable.

Algunas recomendaciones generales sobre la ubicación se detallan a continuación:

- Accesibilidad al punto de muestreo, para poder asegurar una correcta y eficaz extracción de la muestra mediante el uso de un espacio suficiente y posición ergonómicamente adecuada.
- Fluctuación del flujo, debemos asegurar que la velocidad del flujo muestreado sea constante y uniforme.
- Estabilidad de la corriente y variabilidad de parámetros, por ejemplo, cuando se muestrean las corrientes de un hidrociclón se debe mantener la presión constante

con el objetivo de evitar efectos como el acordonamiento del flujo del underflow, que causarían desviaciones en la toma de muestra.

- La dirección del flujo a muestrear debe estar orientada al centro del cortador.
- El cortador debe recorrer por completo la sección del flujo.
- Evitar contaminación por salpicaduras o partículas en suspensión.
- Proteger al cortador con tapas adecuadas para mitigar la contaminación de la muestra.
- El cortador debe considerar espacios necesarios para colocar los contenedores de muestra, deben ser de fácil acceso y permitir una evacuación efectiva.

2.1.1.3 Diseño del cortador Es durante el desarrollo del diseño de este dispositivo, en donde buscamos minimizar o eliminar los errores de materialización. Para ello debemos tomar ciertas consideraciones:

- Cualquier cortador automático de tipo de trayectoria que no sea circular o recta, se encuentra indiscutiblemente fuera de norma.
- Los bordes anterior y posterior del cortador (llamados labios) deben tener la geometría adecuada a fin de que puedan despejar adecuadamente las partículas de flujo que colisionan con ellas y derivarlas hacia el interior del cortador, a esto se le denomina una correcta delimitación.
- Asegurar que la longitud de la abertura del cortador sea lo suficientemente grande como para interceptar todo el material en la corriente, incluidas las partículas que rebotan en los bordes interiores de los labios del cortador.
- La geometría del cortador debe asegurar que el tiempo de corte para toda la sección transversal de la corriente sea el mismo durante la extracción del incremento.
- Con un adecuado diseño, se debe evitar o minimizar la acumulación de material en el muestreador durante la extracción de cada incremento.
- El espesor de la abertura del muestreador debe poseer un tamaño que sea como mínimo 3 veces el diámetro de la partícula de mayor tamaño presente en el flujo de muestreo o en su defecto considerar un mínimo de 10 mm.

- Debe poseer un dispositivo de cubierta que se accione durante los periodos entre la toma de cada incremento a fin de evitar el ingreso de otro material.

2.1.1.4 Velocidad del cortador automático Es un requerimiento de diseño importante, debido a que la efectividad de la apertura del cortador disminuye a medida que la velocidad del cortador aumenta.

- El cortador debe moverse a velocidad constante.
- Es recomendable no exceder una velocidad de 0.6 m/s si el cortador fue diseñado con la mínima apertura requerida. En general no exceder de 1.2 m/s.
- Si el cortador fue diseñado con una apertura mayor a la mínima requerida, la velocidad máxima con la cual se debe operar el cortador variará según la ecuación:

$$V_c = 0.3 * (1 + \frac{w}{w_0})$$

- Donde, w es la apertura con la que fue diseñado y w₀ es la apertura mínima requerida.

2.1.1.5 Masa de incremento La masa de incremento más pequeña que se puede tomar para evitar el sesgo y/o la extracción de un espécimen está determinada por la abertura mínima y la velocidad máxima del cortador.

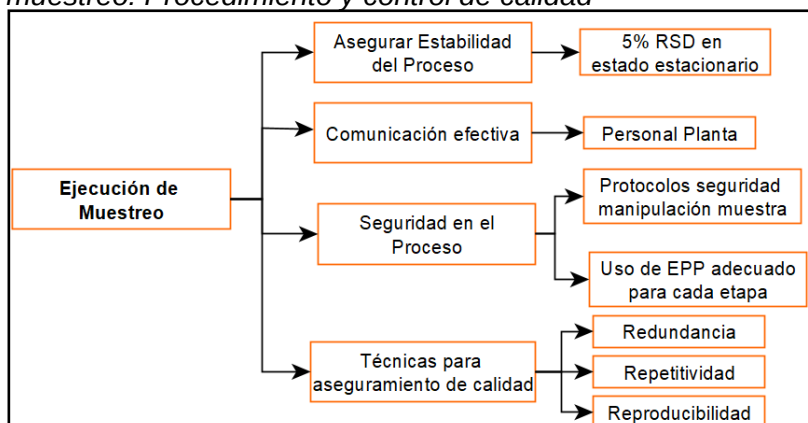
Si bien se pueden tomar incrementos de mayor masa usando una abertura de corte más grande y una velocidad de corte menor, no es posible tomar incrementos más pequeños a menos que se reduzca la velocidad de flujo o que el material que se muestrea se triture antes del muestreo para que la apertura del cortador se pueda reducir. En resumen,

- El criterio principal para determinar la masa mínima requerida es establecer la precisión que se desea obtener en el proceso de extracción de la muestra, es decir, establecer el error fundamental de muestreo.
- Establecido el error fundamental, se considerarán variables propias del mineral tales como factores de forma, características granulométricas y factores de composición.

- Conociendo estos parámetros, podemos utilizar las ecuaciones propuestas en la teoría de muestreo de Pierre Gy para determinar las masas mínimas requeridas de muestreo.

Figura 10

Ejecución de muestreo: Procedimiento y control de calidad



Fuente: Elaboración Propia

2.1.2 Manejo, preparación y análisis de muestras

Es necesario aplicar prácticas adecuadas durante etapas de preparación, pruebas metalúrgicas y análisis de muestras. Esto asegura el adecuado tratamiento de las muestras que fueron colectadas siguiendo rigurosos criterios establecidos por la teoría de muestreo evitando:

- Mezcla de fracciones pertenecientes a diferentes muestras, contaminación y pérdidas.
- Intercambio de etiquetas/rótulos, cadena de custodia deficiente.
- Instrumentos o procedimientos errados de reducción de cantidad y tamaño de muestra.
- Aplicación de técnicas inadecuadas (tanto metalúrgicas como analíticas).

2.1.2.1 Rotulado de muestras Todas las muestras deben ser etiquetadas con un nombre o serie de numeración única y que no sugiera ambigüedades. Algunos criterios por considerar en este procedimiento son:

- Tener todas las corrientes del diagrama de flujo del circuito adecuadamente numeradas y notablemente diferenciadas por secciones.

- La etiqueta debe contener información sobre el número de corriente del circuito, el tipo de muestra, fecha del muestreo y análisis requerido.
- Este ID, debería ser generado por una computadora. Esto con la finalidad de evitar la superposición de dígitos y formar un patrón aritmético que permita guardar una correlación adecuada entre muestras.
- Otra práctica que debería ser considerada es generar códigos de barra para cada muestra. De tal forma que cuando este código sea escaneado se pueda acceder a toda la información concerniente a esta muestra.

Si la etiqueta acompañará a la muestra a través del proceso de preparación, debe imprimirse con un material que soporte manipulación, humedad y temperaturas de hasta 110°C.

2.1.2.2 Cadena de custodia de muestra. Procedimiento en el que se garantiza la autenticidad y confiabilidad de que la muestra que llega a laboratorio es la misma que fue colectada en planta asegurando que no existieron perturbaciones ni que agentes externos afectaron la muestra en la etapa de traslado.

- Supervisar la extracción o recolección de la muestra.
- Preservación y adecuada rotulación de la muestra en planta. Lo que implica a su vez manipulación diferenciada entre los diversos tipos de muestra colectadas del proceso, para evitar contaminación y posibles discrepancias entre operadores. Muestras con sus respectivos contenedores diferenciados y exclusivos.
- Transporte o traslado seguro de la muestra. Traspaso y entrega de responsabilidad de hacia laboratorio para su análisis respectivo.
- Custodia y preservación por parte de laboratorio hasta el fin de la prueba.

2.1.2.3 Reducción de tamaño de partícula de la muestra. El objetivo es reducir de forma secuencial la muestra hasta el tamaño y la cantidad requerida por el procedimiento analítico considerando el almacenaje de un duplicado.

- Se debe considerar minimizar la cantidad de etapas de reducción de tamaño con el propósito de no incluir un mayor número de errores fundamentales al error total y mantenerlo en niveles adecuados.
- La etapa de reducción debe realizarse idealmente en equipos que no contaminen la muestra. Debido a que este estado de “contaminación cero” es inalcanzable, se deben realizar procedimientos para controlar el nivel de contaminación. Por ejemplo, después de utilizar el equipo de pulverización con la muestra, procesar cuarzo contribuye “limpiar” el equipo antes de procesar la siguiente muestra.
- Evitar la pérdida de partículas finas debido a que en numerosos estudios se ha demostrado que los finos en una muestra tienen una diferencia significativa en la ley en comparación con la fracción gruesa.
- Dependiendo del tipo de muestra, la primera etapa de reducción de tamaño se llevará a cabo en una trituradora de quijada. Por lo general, la última etapa de reducción de tamaño se da en pulverizadoras de anillos o disco en periodos aproximados de 90 segundos, dependiendo del tamaño requerido y cantidad de muestra a procesar.

2.1.2.4 Reducción de la cantidad de muestra (submuestreo) En esta etapa también se busca que el número de fases sea el menor posible con el objetivo de no adicionar más errores fundamentales.

Se recomienda realizar estas dos etapas alternativamente, es decir, que se realice la reducción de la cantidad de muestra seguida por una reducción de tamaño de partícula y repetir este ciclo hasta obtener el tamaño y la cantidad de muestra requerida para el análisis, esto incrementa la precisión y disminuye notablemente los errores de preparación producidos en ambas etapas.

Existen métodos y equipos comúnmente utilizados para esta etapa, algunos de ellos son:

- **Coneado y cuarteado:**
Baja precisión y aplicable muestra seca.

- **Divisor Jones:**

Debe estar equipado con una bandeja de alimentación que controla la distribución uniforme del material a lo largo del centro de las rampas divisorias aplicable solo para muestra seca con bajo grado de segregación.

- **Divisor rotatorio:**

Se recomienda utilizar con muestras que no excedan los 800 g, según su diseño pueden ser aplicados a muestra seca o pulpa. Requieren del diseño de un protocolo de división.

- **Divisor de tubo giratorio:**

Recomendado por norma y también requiere del diseño de un protocolo de división.

2.1.2.5 Almacenamiento de la muestra. Después de etapa de preparación y previa al análisis químico o metalúrgico es recomendado:

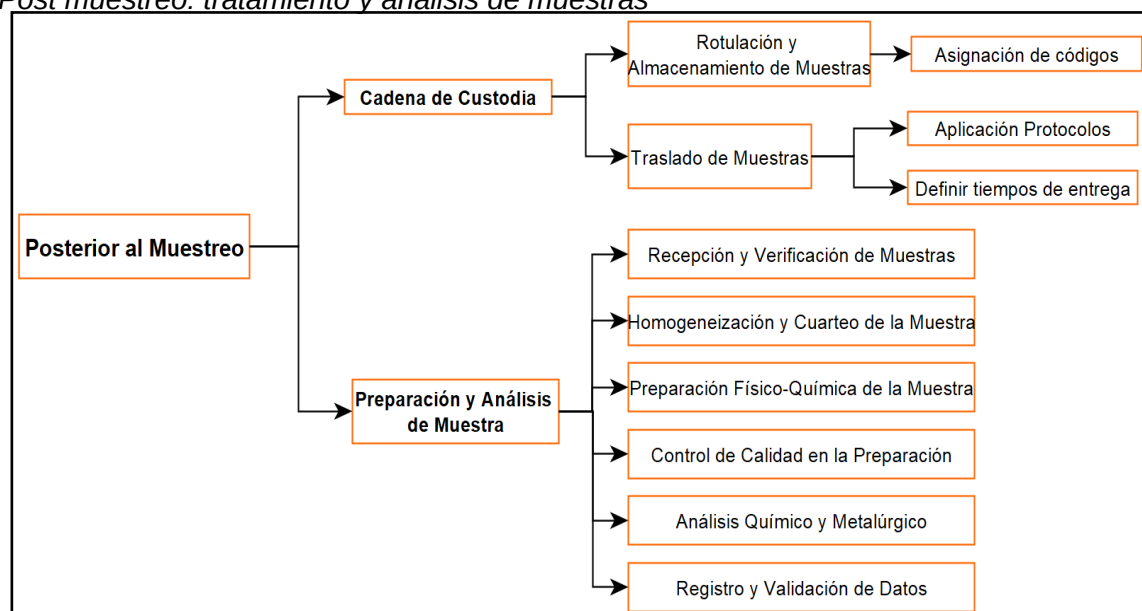
- Siempre almacenadas en contenedores herméticos que impidan el acceso de humedad, aire y otros agentes, y bajo condiciones tales que sus propiedades físicas y químicas no se vean alteradas durante todo este periodo.
- Sólidos deben almacenarse en bolsas de plástico consistentes y selladas térmicamente.
- La duración y ubicación de almacenamiento deben ser parte del protocolo analítico.
- Debe existir un sistema de monitoreo apropiado para la extracción de una muestra del almacenamiento, ya sea para volver a analizarla (reensayo) o para su eliminación. Es preferible desechar las muestras en la planta, pero si esto no es posible, debe tomarse en consideración cualquier posible impacto ambiental.
- Las muestras almacenadas por periodos mayores a 6 meses deberían ser preferiblemente almacenadas en atmósferas de nitrógeno.
- Debido a diferencia de densidades entre partículas, cuando una muestra estuvo almacenada más de una semana, antes de su análisis debe realizarse una homogenización antes de tomar la fracción a analizar, las partículas más densas tienden a depositarse en el fondo (segregación).

2.1.2.6 Análisis metalúrgico o químico de la muestra Las muestras extraídas de planta poseen objetivos específicos y pueden ser sometidas a diversos tipos de pruebas como, por ejemplo, análisis granulométrico, análisis para determinación de dureza o abrasividad, análisis de cinética de flotación, análisis químico para determinación de metales entre otros muchos tipos de pruebas.

La comunicación entre el laboratorio metalúrgico o químico analítico y el solicitante de la prueba debe ser continua, fluida, transparente y específica. Esto debido a que el solicitante debe tener la plena certeza en que los resultados que le proporcionará el laboratorio son de alta confiabilidad. Por otra parte, al laboratorio no le deben quedar dudas acerca de los requerimientos del solicitante para el ensayo en cuestión. Debido a esto, es fundamental contar con herramientas de gestión de QA/QC.

Figura 11

Post muestreo: tratamiento y análisis de muestras



Fuente: Elaboración Propia

2.1.3 Teoría de errores y propagación de varianzas

Incertidumbres asociadas a mediciones siempre estarán presentes y existe una línea base de error que nunca podremos mejorar por muy buenos que sean nuestros instrumentos y técnicas experimentales de extracción de información del proceso.

Sin embargo, podemos controlar los componentes de error que surgen de fuentes experimentales particulares. La atención a estas fuentes y el cuidado de limitar sus errores en la medida de lo posible pueden reducir en gran medida el error total. Conocer la magnitud de estas incertidumbres permite al metalurgista asignar un nivel de confiabilidad a las mediciones y así mejorar su capacidad para interpretar datos obtenidos y tomar adecuadas decisiones.

2.1.3.1 Composición del error de muestreo El error de muestreo involucra variables que introducen incertidumbre desde la extracción de la muestra hasta su preparación para análisis. Posee componentes que de forma general pueden agruparse en cuatro aspectos, error fundamental de muestreo (σ_{FE}), error residual (σ_{Resid}), error de materialización (σ_{mat}) y error de preparación (σ_{prep}).

$$\sigma_M^2 = \sigma_{FE}^2 + \sigma_{Resid}^2 + \sigma_{mat}^2 + \sigma_{prep}^2$$

Estos errores pueden ser a su vez divididos en dos grupos para fines de practicidad:

- Aleatorios (propios del sistema): Estos errores son imposibles de eliminar
 - Error fundamental
 - Errores residuales (fluctuaciones de la calidad en el tiempo y ponderación)
- Sistemáticos (propios del muestreo y preparación): Pueden minimizarse y aproximarse a cero con protocolos adecuados de muestreo y preparación de la muestra.
 - Error de materialización: Extracción y delimitación de la muestra en planta.
 - Error de preparación: Se origina al procesar la muestra en el laboratorio.

Conocer las fuentes de error que intervienen en la etapa de la obtención de la muestra en planta y de donde provienen, permitirá controlarlos y minimizarlos para que se encuentren en rangos aceptables y también asegurar una muestra representativa, confiable y equiprobable.

La varianza del error total de muestreo se compone de la suma de 8 factores:

$$\sigma_M^2 = \sigma_{FE}^2 + \sigma_{GE}^2 + \sigma_{QE2}^2 + \sigma_{QE3}^2 + \sigma_{WE}^2 + \sigma_{DE}^2 + \sigma_{EE}^2 + \sigma_{PE}^2$$

- Error fundamental (σ_{FE}): Es causado por las diferencias de composición de las partículas individuales en el material que se muestrea. Puede reducirse tomando más partículas, aumentando así la masa de la muestra o reduciendo el tamaño de partícula.
- Error de agrupamiento y segregación (σ_{GE}): Tienen origen en la distribución de las partículas de la muestra tal como lo indica su nombre.
- Error de fluctuación de la calidad en periodos largos (σ_{QE2}): Este error está determinado por la magnitud y ratio de cambio como una función del tiempo y de la calidad de extracción de los incrementos de la muestra. Este error puede reducirse aumentando el número de incrementos y un tiempo más prolongado de muestreo.
- Error de fluctuación de la calidad en periodo cíclico (σ_{QE3}): Se da cuando el intervalo de muestreo esta aproximadamente en fase con las variaciones periódicas del proceso.
- Error de ponderación (σ_{WE}): Ocurren cuando las masas de los incrementos que toma el cortador no son proporcionales a la masa de material que deberían representar.
- Error de delimitación y extracción (σ_{DE} y σ_{EE}): Se dan cuando no se logra cortar toda la sección transversal del flujo esto puede deberse a diseños errados del tipo de cortador para el caudal de flujo en mención, velocidad o dirección incorrecta de muestreo, entre otros factores. Principalmente en ocasiones en las hay perdidas de material, es decir, que todo el material no ingresa al muestreador.
- Error de preparación (σ_{PE}): Se da en la preparación mecánica de la muestra para su posterior análisis.

2.1.3.2 Propagación de errores (o Varianzas) La incertidumbre de una variable resultado puede ser cuantificada a través de las varianzas de las mediciones que la componen, por medio de la teoría de Propagación del error.

El valor de la incertidumbre en los gramos de oro (contenido metálico) en una corriente determinada dependerá de las incertidumbres asociadas a los datos de ingreso (ensayo químico, humedad y toneladas húmedas), por ejemplo, peso húmedo determinado por una balanza dinámica, porcentaje de humedad a partir de un compósito de muestras en un periodo determinado y el ensayo de oro a una muestra colectada por un cortador.

La incertidumbre es una estimación del posible error en la medición, es decir, es la estimación del rango de valores que contiene al valor “verdadero” de la medición. De esta manera, el error puede ser expresado mediante la varianza de esta.

Para una cantidad estimada q , que se define por: $q = f(x, y)$, es decir que depende de las mediciones x e y . La incertidumbre de q es estimada en función a las varianzas de sus componentes:

$$\sigma_q^2 = \left(\frac{\partial f}{\partial x}\right)^2 \sigma_x^2 + \left(\frac{\partial f}{\partial y}\right)^2 \sigma_y^2$$

Siendo:

- σ_i^2 : Incertidumbre de las mediciones i (Varianza)
- $\frac{\partial f}{\partial i}$: Derivada parcial de la función f respecto a cada componente i
- σ_q^2 : Varianza de la cantidad estimada

2.2 Balance metalúrgico

2.2.1 Introducción

El problema del balance de materiales surge de la necesidad que tiene el metalurgista de realizar inventarios periódicos y conocer la distribución de los metales de interés a través de los flujos del circuito. Esto último con el objetivo de conocer y optimizar el proceso.

Idealmente, si se pudiera medir el valor real de cada ensayo y caudal en un diagrama de flujo, el problema del balance de materiales no existiría, sin embargo:

- Sólo se pueden medir unas pocas variables del proceso y en su mayoría son ensayos;

- Cada medición es una estimación experimental sujeta a errores de diversas fuentes.

Por lo tanto, el supuesto del principio de balance de masa rara vez se verifica.

El fundamento del balance de masa se basa en el supuesto de que la masa es constante durante la transformación física o química. Es decir, no se crea ni se destruye.

Por tanto, en todos los procesos de extracción de minerales, la masa de elementos consumidos o ingresados es igual a la de los elementos producidos o de salida.

Uno de los métodos tradicionales y más utilizados de balance es el de "Fórmulas de n-productos". Método algebraico que consiste en calcular "n" variables de producto alrededor de una unidad de proceso donde se pueden medir variables experimentales. Las variables desconocidas son los caudales y las variables conocidas son los ensayos. El símbolo "n", se refiere al número de corrientes en las que se debe calcular el caudal (productos). Se puede resolver un problema de n-producto si se conocen "n-1" ensayos en cada corriente. A medida que n crece, el método de sustitución para resolver el sistema de ecuaciones se vuelve engorroso. La limitación de la fórmula de n-producto proviene del hecho de que las variables calculadas están influenciadas por la precisión o confianza no cuantificada de las variables medidas.

La principal limitación de los métodos tradicionales es que no consideran errores (precisión o incertidumbre) en la determinación de los valores que establecerán el balance (muestreo, preparación y análisis) y todos los ensayos y corrientes de flujo poseen la misma calidad.

Existe una metodología que involucra dentro de su rutina de cálculo la confianza o modelo de error asociado a las mediciones (ensayos) que determinaran el balance. Este método es la minimización de la suma de los cuadrados de errores ponderados (WSSQ) que cumple con criterios de validación y verificación recomendado por Amira P754.

Esta metodología permite conocer cuantitativamente la calidad del balance en términos de precisión y exactitud. Es un proceso confiable y transparente tanto para el área

comercial, como para el área técnica (medición y análisis). Además, contar con datos redundantes facilitan la detección de problemas en la extracción de datos (sesgo).

2.2.2 Objetivos del balance metalúrgico

- Producir conjuntos de datos auto consistentes para adaptarse a distintas estrategias de medición y caracterizar el rendimiento de la operación o una sección de esta.
- Evaluar la auto consistencia de los datos y la precisión de las mediciones de flujo, ensayos o distribución de tamaños.
- Obtener data reconciliada, como base para toma de decisiones comerciales y técnicas, en cuanto al proceso y los productos que genera.

2.2.3 Metodología de balance utilizado

- Debemos obtener valores ajustados para cada porcentaje retenido por tamaño o ensayo por elementos metálicos según sea el caso (conminución o flotación).
- Estos valores, además de ser cercanos a la data experimental, deben satisfacer al corte de sólidos (Beta “ β ”) determinado en el análisis de datos para balance.
- Luego de esto, podemos dar la primera definición de “error residual”, que es la diferencia entre los valores ajustados y los valores experimentales, entonces:

$$\Delta_i = (X_i - \hat{X}_i)$$

- X_i , valor experimental de algún componente en una determinada corriente
- $\hat{X}_i$, valor ajustado de algún componente en una determinada corriente
- Entonces, se podría concluir que la etapa de reconciliación consiste en minimizar los errores residuales de los ensayos o porcentajes de masa retenidos por tamaño, considerando las condiciones de auto consistencia, como satisfacer el corte de sólidos determinado en la primera etapa. Esto significaría minimizar la siguiente expresión:

$$SSQ = \sum_i (\Delta_i)^2$$

- La estrategia del análisis del corte y el error residual entre componentes de la corriente analizada no considera qué tan bien (o mal) se realizó una medición o ensayo. La desviación estándar estimada o medida proporciona una estimación de la calidad de determinación de cada ensayo en cualquier corriente muestreada del proceso.
- Por lo tanto, un mejor criterio para la minimización es la suma de cuadrados donde cada ajuste se divide (o pondera) por la estimación de la desviación estándar de su medición asociada (sd_i).

$$WSSQ = \sum_i \left(\frac{\Delta_i}{sd_i} \right)^2$$

- La suma de cuadrados de errores ponderados (WSSQ) es una suma de cuadrados donde "ponderado" significa que el ajuste se escala en términos de la variabilidad o incertidumbre esperada en esos datos (confiabilidad).
- Además, es necesario que los valores ajustados satisfagan todas las restricciones de flujo. Es decir, lo que entra es igual a lo que sale más o menos los cambios en la acumulación de masa y todos los metales contenidos de interés.

2.2.4 Análisis de datos para balance

En ocasiones los errores de muestreo o análisis son suficientemente grandes para alterar el resultado del balance y lo que se llega a conocer puede ser muy diferente de lo que está procesando realmente.

El uso de datos con errores de muestreo significativos también altera las conclusiones y recomendaciones que se deriven de un modelo construido con ellos.

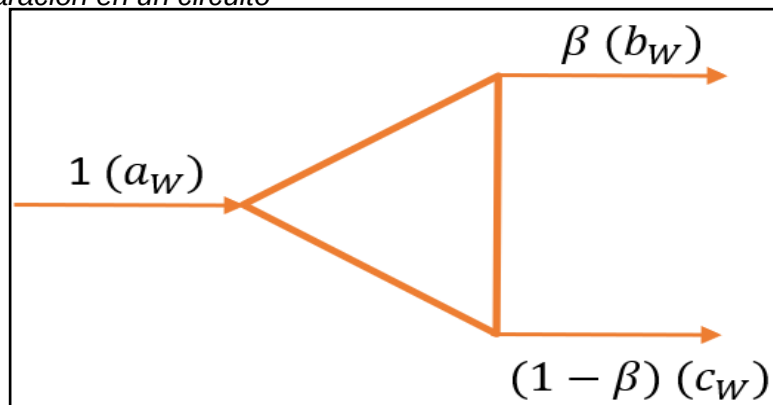
Por estas razones, es necesario contar con herramientas que permitan evidenciar si la información que se utilizará para la determinación del balance posee la calidad requerida en términos de precisión para obtener conclusiones adecuadas. Además, existen herramientas para evaluar la calidad del balance obtenido en términos de representación de la realidad.

2.2.4.1 Determinación del corte de sólidos.

- El principio de conservación de masa en términos de un proceso metalúrgico puede evaluarse desde el punto de vista de componentes, estos pueden ser elementos (flotación) o tamaños de partícula (conminución).
- Para el caso del análisis por elementos, se entiende que la cantidad de contenido metálico que ingresa al circuito para un determinado elemento debe ser distribuido y ser equivalente al contenido metálico en los flujos de salida del circuito.
- Este concepto se ilustra de la siguiente manera:

Figura 12

Diagrama separación en un circuito



Fuente: Elaboración propia

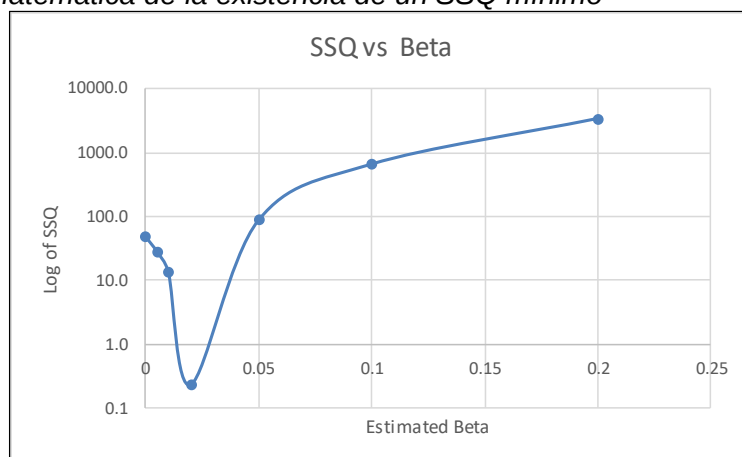
- De la figura anterior, se entiende que ingresa al circuito una unidad de masa y que ésta será distribuida mediante el corte de sólidos " β " que varía de 0 a 1 en las dos corrientes de salida del circuito.
- Se observan también la presencia de un componente "W" que posee una concentración de " a_w " en el ingreso y " b_w " y " c_w " respectivamente en ambos flujos de salida
- En términos de procesos metalúrgicos de flotación " β " sería el split o partición de sólidos que se dirige al concentrado y " a_w ", " b_w " y " c_w " serían las leyes de un determinado elemento en el alimento, concentrado y relave respectivamente.
- Con lo cual el error de cierre " r_k " estaría dado por:

$$r_k = a_i - \beta \cdot b_i - (1 - \beta)c_i$$

- Esta etapa consiste en determinar un corte “ β ” de modo tal que minimice la suma de cuadrados de los errores ponderados (WSSQ) para posteriormente pasar a la segunda etapa que sería ajustar cada uno de los ensayos o porcentajes en peso retenidos, en cada una de las corrientes del nodo que se encuentra en análisis.
- Para un ajuste adecuado de ensayos debemos obtener un único valor de β requerido para cada componente y un SSQ mínimo.
 - Para cada β se tiene un SSQ de los residuales de los ensayos.
 - Existe un único β con un valor mínimo de SSQ para cada ensayo que introduce la menor cantidad de incertidumbre al balance, haciéndolo más consistente.

Figura 13

Demostración matemática de la existencia de un SSQ mínimo



Fuente: Elaboración propia

2.2.4.2 Herramientas para incrementar la precisión en el balance. Algunas características de las principales herramientas para evaluar los datos colectados del proceso y la calidad del balance obtenido se mencionan a continuación:

- Curvas Percentil y Campanas de Gauss: Para determinar la representatividad de los datos colectados o balanceados dentro de la región de operación típica del proceso.
- Estadística Descriptiva: Se determinan promedios y se calculan medidas de dispersión poseer un concepto numérico de la variabilidad de los datos colectados.
- Líneas de tendencia temporal durante Survey: Permiten evidenciar sesgos o posibles alteraciones del proceso durante el periodo de muestreo

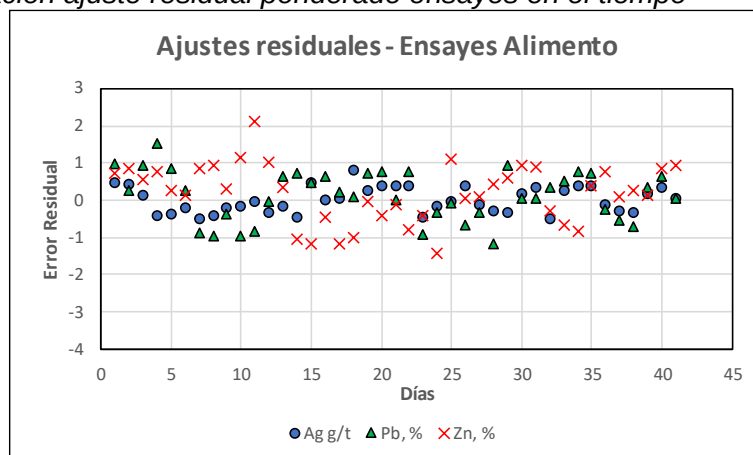
- Tratamiento de Outliers: De acuerdo con las observaciones generadas con las otras herramientas evaluar su discriminación o ponderación para uso en balance.
- Región de Consistencia por Cuadrantes: Análisis de consistencia y coherencia matemática del corte de sólidos y grado de separación del nodo
- Mosaicos de Visualización: Análisis de Consistencia entre nodos adyacentes.

Por otro lado, si no hay sesgos, los ajustes de datos, ya sean masa, ensayo o contenido metálico, deben sumar cero en un período de tiempo razonable.

- Si trazamos ajustes reales para cada medición en cada flujo en un período de tiempo, deberían fluctuar alrededor de cero y no ser predominantemente positivos o negativos.
- El valor esperado de cada tipo de ajuste debe ser cero en el tiempo, por tanto, una idea razonable de cómo debería verse la gráfica de los residuales trazados en el tiempo es:

Figura 14

Ejemplo fluctuación ajuste residual ponderado ensayos en el tiempo



Fuente: Elaboración propia

Determinación de sesgos (Gráficos CUSUM)

El sesgo se da cuando una medición se encuentra siempre por debajo o siempre por encima del valor real, debido a una deficiente calibración de instrumentos o a prácticas subestándar de extracción, preparación y análisis de muestra.

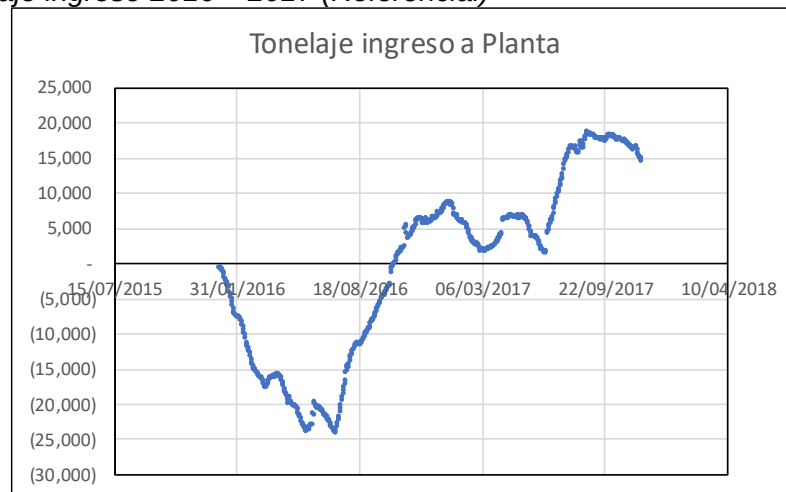
Un ejemplo práctico donde se ilustra lo antes mencionado es en las balanzas dinámicas que registran el flujo de ingreso de material al proceso, por ejemplo, si estos

equipos se encuentran descalibrados por exceso de 4 t/h, mientras se entiende que la planta se encuentra procesando 100 t/h en realidad se procesa 96 t/h y es entonces que empiezan a surgir las primeras discrepancias acerca de la producción generada con este tonelaje.

Una adecuada herramienta de control para detectar a tiempo los efectos antes mencionados son las gráficas de suma acumulada “CUSUM” (Cumulative Sum).

Figura 15

CUSUM tonelaje ingreso 2016 – 2017 (Referencial)



Fuente: Elaboración propia

Emisión periódica reportes de producción

Este tipo de documentos generados permite ir contabilizando las “mermas” de producción dentro de un periodo establecido (mensual, trimestral, etc.) además del control de los stocks de mineral y de concentrado disponibles al fin del periodo establecido.

Esto brinda un primer alcance acerca de la existencia de sesgos en las mediciones o ensayos realizados y que en periodos cortos serian difíciles de observar.

Redundancia de datos

La redundancia de data colectada ayuda a determinar sesgos en algunas mediciones además de poder alternar y comparar métodos de estimación de recuperación y producción, permitiendo elegir la metodología de cálculo que posea una menor incertidumbre y una adecuada distribución de aporte de errores de las mediciones o ensayos realizados.

2.3 Análisis de rendimiento de procesos

Determinar un balance de masa consistente del circuito incrementa la confiabilidad de conocer las características de los flujos de pulpa en cada una de las corrientes del proceso y contribuye a definir el desempeño de los equipos instalados. Esto se logra debido a que el rendimiento de estas operaciones unitarias se encuentra ligado a la capacidad y porcentaje de utilización volumétrica, así como a las características granulométricas (conminución) y características mineralógicas (flotación) de los productos que generan.

Aspectos como el tiempo de residencia son fundamentales para definir la eficiencia en equipos de molienda y flotación. El tiempo de residencia en equipos de conminución permite definir el nivel de colisiones efectivas acero-mineral y en equipos de flotación asegura que las partículas en la pulpa posean una adecuada exposición y se incremente la probabilidad de ser colectadas hacia la zona de espumas.

En equipos de clasificación será imprescindible definir parámetros como el d_{50c} y el corte de agua hacia la fracción fina, datos que se obtienen con la determinación balance metalúrgico por tamaños. Estos parámetros son claves para evaluar la eficiencia del equipo de clasificación.

En celdas de flotación, además del tiempo de residencia, la data reconciliada obtenida del balance metalúrgico por elementos permitirá estimar perfiles de Mass Pull, ratios de enriquecimiento, índices de selectividad y demás parámetros que permiten cuantificar el desempeño de una celda de flotación

De esta forma, al conocer todas estas características gracias al balance realizado en condiciones de estado estacionario, es posible evaluar el desempeño de cada equipo.

2.3.1 Trituración

Para realizar una correcta evaluación del proceso de trituración es necesario considerar algunos de los objetivos principales de esta etapa, estos son:

- Máxima reducción de tamaño, es decir, un menor tamaño de alimentación a molienda.
- Elevado porcentaje de reducción de las partículas “top size”:

- Para un adecuado manejo de material.
- Para un adecuado funcionamiento de fajas transportadoras.
- Con mínima fractura de partículas.
- Con mínima producción de finos.

La trituradora es solo un componente del circuito de trituración. Por lo tanto, su desempeño también dependerá del correcto funcionamiento de alimentadores, transportadores, cribas, motores eléctricos y tolvas. Para un adecuado rendimiento, se deben tener en cuenta todos los factores siguientes:

- Selección de una cámara de trituración adecuada para el material.
- Adecuada curva de alimentación con distribución de tamaño adecuada.
- Control de velocidad de alimentación.
- Correcto dimensionamiento de las cribas en circuitos cerrados.
- Adecuada área de descarga de la trituradora.
- Presencia de material pegajoso (arcillas) en la alimentación de las trituradoras.
- Presencia de finos en el alimento (hasta 5 mm) superior al 10% de la capacidad del chancador.
- Humedad excesiva del material alimentado.
- Segregación o distribución irregular del alimento en la cámara de trituración.

2.3.1.1 Evaluación de desempeño mediante simulación Una alternativa para evaluar el desempeño del circuito de trituración es mediante simulación. Los datos de ingreso a la simulación son:

- Propiedades físicas del alimento (composición, dureza, etc.)
- Distribución de tamaño del alimento (la proporción de partículas en fracciones de diferentes tamaños).
- Ajuste de lado cerrado (close side setting)
- Velocidad de rotación de la cabeza.
- Ángulo excéntrico de la cabeza.

Las últimas tres de ellas se consideran como variables de diseño. Los resultados de la simulación involucran:

- Distribución de tamaño del producto.
- Potencia necesaria para triturar la alimentación.
- Cantidad máxima de material que puede fluir a través de la trituradora sin sobrecargar el equipo (es decir, su capacidad).

2.3.1.2 Capacidad de las trituradoras. La capacidad de trituración es independiente de la carga de la trituradora. La capacidad de rendimiento depende de la gradación de la alimentación, el material de alimentación, la humedad de la superficie del material, el ajuste (CSS y OSS) y la capacidad nominal de la trituradora.

Sin embargo, la carga de la trituradora es la relación entre la capacidad de alimentación y la capacidad de rendimiento máxima determinada por el ajuste actual (CSS), la gradación de la alimentación y el material de alimentación.

Esta relación de la capacidad de uso volumétrico sobre la capacidad máxima posee rangos recomendados dependiendo de la etapa de trituración.

Tabla 9

Rangos de porcentajes de carga volumétrica recomendados por etapa de trituración

Etapas de Trituración	Carga Volumétrica	
	Mínimo	Máximo
Primaria	50%	65%
Secundaria	75%	88%
Terciaria	80%	90%

Fuente: Elaboración propia

2.3.1.3 Índice de reducción. Como se ha observado anteriormente, todas las operaciones de reducción de tamaño son realizadas en etapas. Todos los equipos involucrados, tienen una relación diferente entre tamaños de alimentación y los tamaños de descarga. Esto se denomina relación o ratio de reducción. Los valores típicos de ratio de reducción para trituradoras de mandíbula, giratorias y cónicas se encuentran entre 2 y 4.5.

2.3.1.4 Eficiencia de remoción de finos en zarandas Una adecuada remoción de finos de la zaranda es un indicador de que no se está sobrecargando de manera innecesaria a una trituradora con la que ésta trabaja en circuito cerrado.

Debido a esto, esta eficiencia de finos es uno de parámetro que evidencia el rendimiento del circuito de trituración. Esta eficiencia es comúnmente calculada como:

$$Eficiencia_{Finos} = \frac{\% \text{ Particulas Finas en el Undersize}}{\% \text{ Particulas Finas en el Alimento}}$$

Típicamente, el tamaño de las partículas consideradas como “finas” serán definidas por las características del circuito y de la etapa de trituración en análisis.

2.3.2 Molienda

De la misma forma que en trituración, para evaluar la eficiencia de un circuito de molienda debemos considerar los objetivos fundamentales de esta etapa. Muchos de estos coinciden con los propósitos de trituración, sin embargo, es conveniente enfatizar los principales:

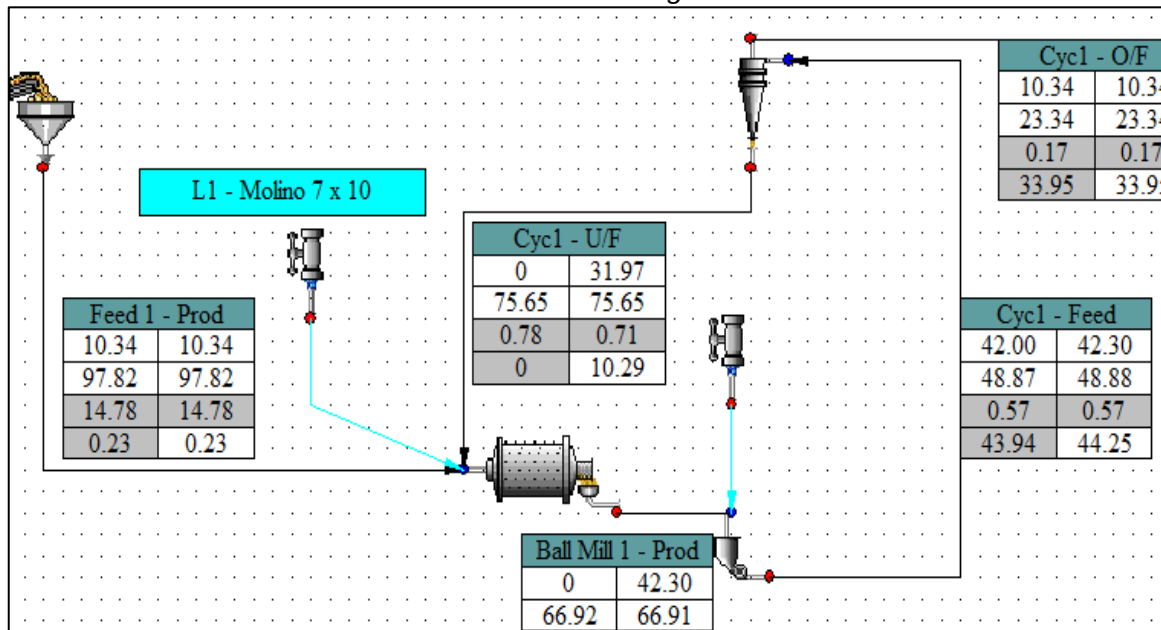
- Proporcionar condiciones operativas óptimas a los equipos de molienda, para obtener una adecuada reducción de tamaño.
- Asegurar un adecuado grado de liberación para el proceso aguas abajo (flotación).
- Determinar la demanda energética del mineral para ser fracturado.
- Utilizar de manera eficiente la energía entregada por el motor asociado al molino.

2.3.2.1 Evaluación generación de finos – CSE La Eficiencia del Sistema de Clasificación (CSE, por sus siglas en inglés) es un parámetro simple que puede ser empleado para medir e incrementar la eficiencia del circuito de molienda.

Está definida como el porcentaje de la energía del molino de bolas que se usa para moler las partículas gruesas y por ende es también igual al porcentaje de potencia útil del molino

Figura 16

Circuito de molienda con clasificación directa – Imagen referencial



Fuente: Elaboración propia

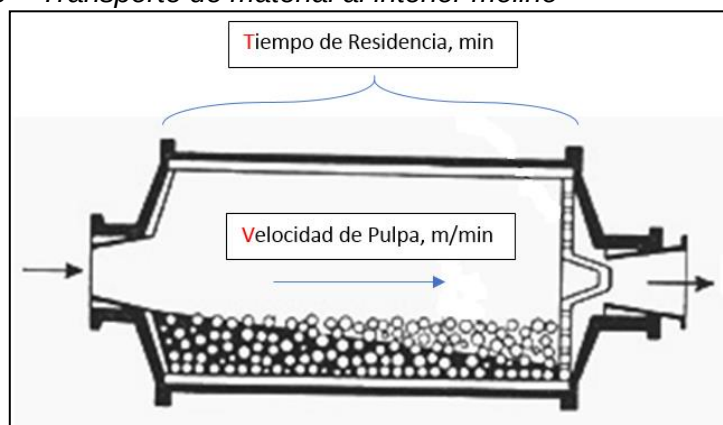
- La potencia efectiva será la potencia drenada por el molino, multiplicado por el CSE.
- El complemento de la CSE es la fracción de la potencia del molino que está siendo “desperdiciada” en una sobremolienda innecesaria.
- El CSE es calculado considerando el porcentaje de material sobre el tamaño de corte en la alimentación y en la descarga del molino de bolas.
- El tamaño de corte puede ser seleccionado, para cualquier circuito dado, como el P80 del overflow del ciclón, generalmente un valor adecuado para este propósito.

$$CSE = \frac{(\% \text{ Acum. Ret. } P80(OF)_{\text{Alimento Molino}} + \% \text{ Acum. Ret. } P80(OF)_{\text{Descarga Molino}})}{2}$$

2.3.2.2 Tiempo de residencia. Es fundamental evaluar el flujo de pulpa (m³/h) que procesa cada equipo de molienda. Esto debido a que los tiempos de residencia y velocidad de pulpa deben encontrarse dentro de rangos recomendados.

Figura 17

Diagrama simple – Transporte de material al interior molino



Fuente: Elaboración propia

Si en los escenarios de simulación se logra obtener un producto con la granulometría requerida para etapa de flotación, es necesario también evaluar estos parámetros en cada molino, y así asegurar que las predicciones del modelo de mezcla perfecta sean correctas.

Esto depende del flujo de alimentación a cada molino y esto depende a su vez:

- Cantidad de equipos operando para cada circuito.
- Porcentaje de sólidos con el que se realiza cada etapa molienda.
- Nivel de llenado de carga molturante.
- Dimensiones del equipo de molienda.

Para evaluar el tiempo de residencia y la velocidad de pulpa dentro del molino se cuentan con recomendaciones propuestas por Rowland, C.A. (1978) y que se muestran a continuación:

Tabla 10

Rangos recomendados – Tiempo residencia y velocidad de pulpa

Condiciones de Operación Estándar		
Parámetro	Unidad	Valor
Tiempo Residencia Mínimo	min	1.2 - 1.4
Máxima Velocidad de Pulpa	m/min	6.00

Fuente: Elaboración propia

2.3.2.3 Evaluación energética – Molino de bolas. Se realiza comúnmente utilizando la ecuación empírica de Bond para el cálculo de potencia drenada en el piñón (o coraza), involucrando las modificaciones y factores implementados posteriormente por Rowlnad & Kjos. Conociendo las dimensiones y condiciones operativas del molino de bolas es posible realizar esta estimación mediante la siguiente ecuación:

$$Ef. Grind. Power = Cte.N^{\circ}1 * J_b * \left(Cte.N^{\circ}2 + Cte.N^{\circ}3 * (3.2 - 3 * J_b) * Speed * \left(1 - \frac{0.1}{2^9 - Cte.N^{\circ}4 * Speed} \right) \right)$$

El resultado de esta ecuación se obtiene en kW. Es una ecuación compleja y para fines prácticos se han considerado cuatro constantes que se detallan a continuación:

$$Cte.N^{\circ}1 = \frac{\rho_{Carga Bolas} * \pi * D_{eff}^2 * EGL}{4}$$

$$Cte.N^{\circ}2 = 1.102 * \frac{(Top Ball Size - 12.5 * D_{eff})}{50.8}$$

$$Cte.N^{\circ}3 = \frac{4.879 * D_{eff}^{0.8}}{42.3}$$

$$Cte.N^{\circ}4 = \frac{10 * D_{eff}^{0.5}}{42.3}$$

Donde:

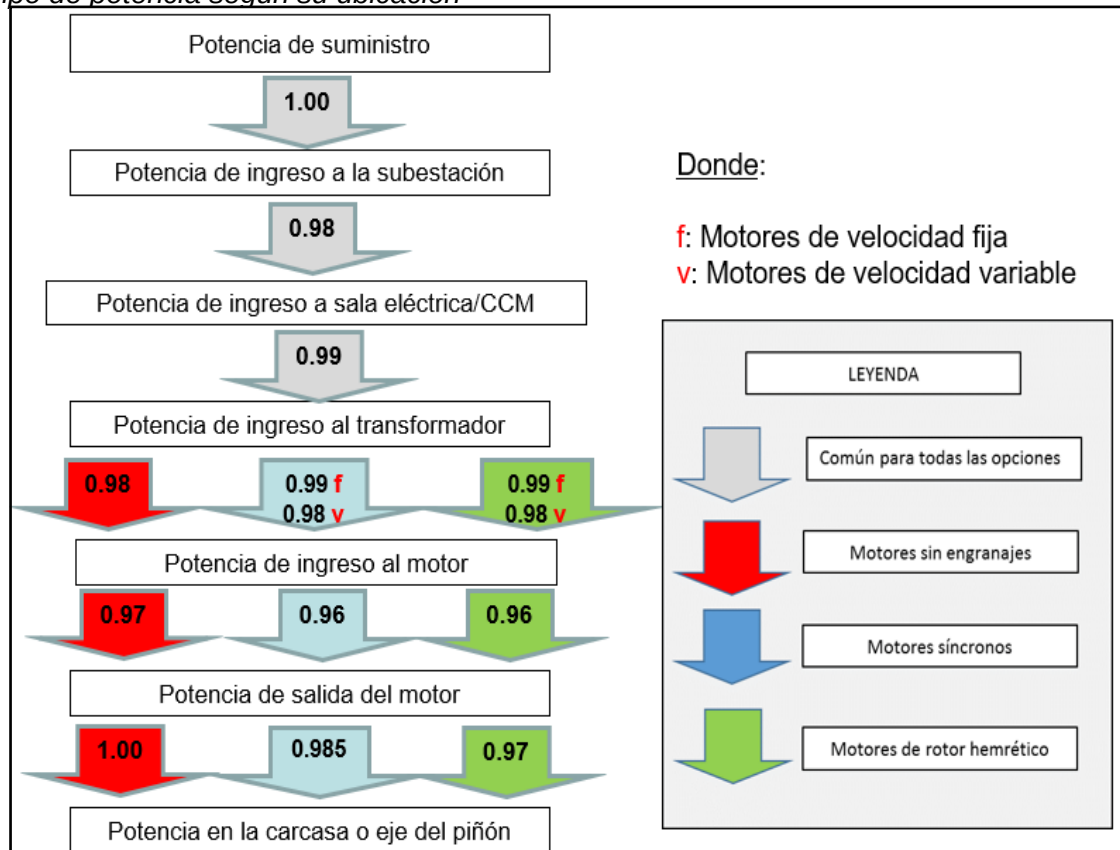
- D_{eff} : Diámetro efectivo (descontando revestimientos) ...en metros
- EGL: Longitud efectiva (descontando revestimientos) ...en metros
- $\rho_{Carga Bolas}$: Densidad de carga de bolas (considerando porosidad de lecho) ...t/m³
- J_b : Fracción de nivel de llenado volumétrico de carga molturante ... %
- Top Ball Size: Tamaño de la bola de acero más grande que conforma el collar... mm
- Speed: Velocidad de rotación del molino ... en RPM

La potencia del circuito de molienda se usa comúnmente como un parámetro definitorio en el diseño y análisis de circuitos. Además, la especificación de la potencia del molino difiere según el propósito de su uso. Sin embargo, la potencia del circuito se puede definir en varios puntos y, según el uso de la potencia, se deben aplicar diferentes pérdidas del sistema.

La naturaleza del tipo de motor del molino afecta el nivel de pérdidas de potencia entre los diferentes componentes y estas pérdidas se multiplican para derivar las pérdidas totales.

Figura 18

Tipo de potencia según su ubicación



Fuente: Elaboración propia

Los métodos de dimensionamiento de los molinos también difieren en la definición de dónde se especifica la potencia de un molino. Por ejemplo, el método de índice de trabajo de Bond especifica la potencia "en la carcasa del molino" (también denominada "potencia en el piñón") mientras que el cálculo de JKSimMet especifica la potencia medida por la entrada del motor (basado en un modelo de potencia de Morrell).

De acuerdo con todo lo explicado anteriormente, es fundamental conocer que existen diferentes tipos de potencia de acuerdo con la ubicación en la cadena de transmisión de energía hacia el molino y también de acuerdo con el uso para el cual esta potencia será utilizada.

2.3.3 Clasificación - Hidrociclones

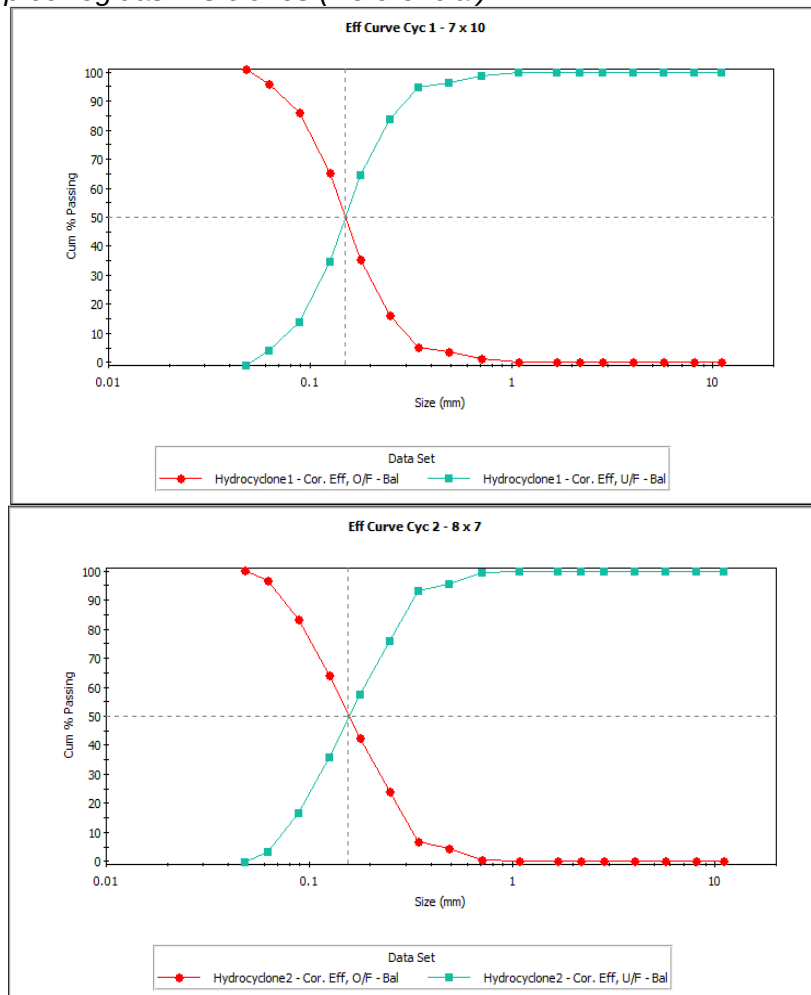
El comportamiento de cualquier clasificador en términos de separación de tamaño es representado por una curva de eficiencia, de partición, curva de selectividad o curva Tromp.

Esta curva describe la proporción para un cierto tamaño de sólidos que se reporta en el underflow o en el overflow, entre estas proporciones, el valor más conocido es el d50.

El efecto del “By Pass” se origina debido a que partículas muy finas no obedecen las fuerzas de clasificación (fuerza centrífuga o de gravedad) y siguen la corriente de agua.

Figura 19

Curvas Tromp corregidas – Ciclones (Referencial)



Fuente: Elaboración propia

En cambio, las partículas gruesas siempre serán clasificadas y no debería existir ninguna partícula de este tamaño reportándose en el overflow.

Debido a este efecto, se determina una eficiencia corregida en la que solo se considera la clasificación por tamaño. Es decir, el grado de partículas que se reportan en el underflow solo por clasificación de tamaño y no por arrastre de agua o “By Pass”.

Es por este motivo que la fracción de agua en el underflow es un indicador del grado de eficiencia de clasificación. La siguiente tabla se puede usar como una guía general:

Tabla 11

Eficiencia y porcentaje de agua al underflow

% Agua al Underflow	Eficiencia
>50%	Muy pobre
40 - 50%	Pobre
30 – 40%	Razonable
15 – 30%	Buena

Fuente: Elaboración propia

El parámetro d50 indica el tamaño de partícula en el que existe la misma probabilidad de ser reportado en el underflow como en el overflow, y generalmente es mayor en una curva corregida (d50c) que, en una curva con datos medidos, esto debido al efecto “By Pass” de partículas finas.

Estos equipos en la operación habitual se desvían de la idealidad por:

- Mezcla de turbulencias en el hidrociclón.
- Fuga de material grueso a través de la parte superior del rebose del hidrociclón.
- Atrapamiento de finos en el espesor de las paredes del hidrociclón, reportándose en la descarga (underflow).
- Efecto de “By Pass” de finos en el agua reportado en la descarga.
- Condiciones de operación inapropiada, por ejemplo: excesiva densidad de alimentación, acordonamiento del underflow, o partes gastadas en el hidrociclón (ápex o vórtex).

2.3.4 Flotación

El proceso de flotación de minerales se fundamenta en la fisicoquímica de superficies, la teoría al respecto es bastante amplia, sin embargo, no se debe de perder de

vista los objetivos de este proceso, que son fundamentalmente maximizar la recuperación de los metales de interés y la calidad (grado) de estos en los concentrados producidos. Además de mantener a los elementos contaminantes dentro de límites de control comercial y ambientalmente establecidos.

2.3.4.1 Índices metalúrgicos en flotación.

- Ratio de enriquecimiento (RE): Se define este índice como la relación que existe entre el grado (o ley) de mineral o metal útil en el concentrado respecto al grado del mismo elemento en la alimentación, entonces:

$$R_E = \frac{Ley\ Metal_{Concentrado}}{Ley\ Metal_{Alimento}}$$

- Índice de Selectividad (IS): Este índice compara la calidad de separación entre dos especies X y W que se desean separar en el proceso de flotación. Se define matemáticamente como la siguiente relación:

$$IS = \frac{Ley\ X_{Alimento} * Ley\ W_{Relave}}{Ley\ W_{Alimento} * Ley\ X_{Relave}}$$

- Ratio de Concentración (RC): Se define como la razón entre el flujo másico de sólidos en la alimentación F con respecto al flujo de sólidos en el concentrado C.

$$RC = \frac{F}{C}$$

Este índice no da información de calidad, sino de capacidad, es decir, de los flujos que entraron y salieron de la sección de flotación y permite calcular las toneladas que deben ser alimentadas para producir una tonelada de concentrado.

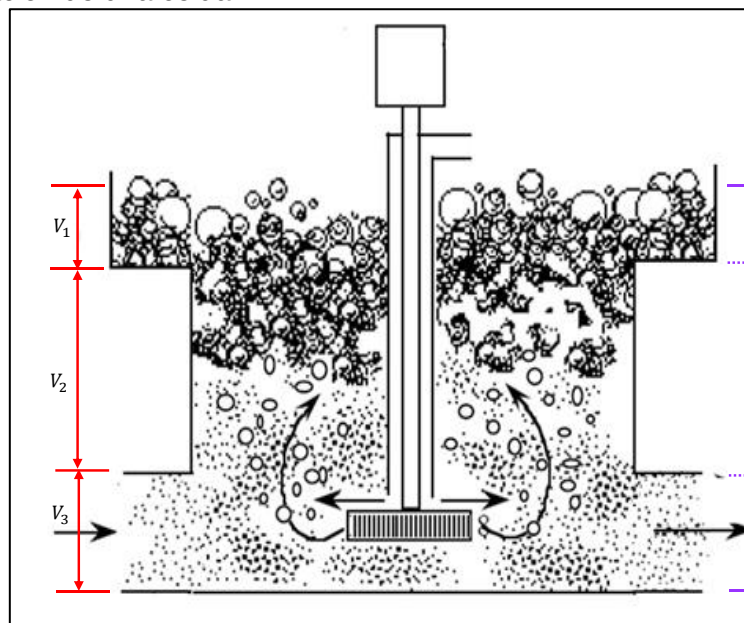
2.3.4.2 Estimación de tiempo de residencia. Para la estimación del tiempo en que la pulpa reside en las celdas dentro de las etapas del circuito de flotación es necesario conocer:

- Las dimensiones de los equipos de flotación para conocer el volumen nominal.
- Factores de aireación y de componentes mecánicos para conocer el volumen efectivo.
- El caudal de flujo promedio que procesa cada celda de flotación (del balance).

Para estimación de caudal de pulpa, una aproximación aceptable es determinar que está dado por el promedio aritmético del flujo de ingreso y el flujo de relave. De tal forma que, si dividimos este flujo entre el volumen efectivo, obtendremos el tiempo de residencia en la celda.

Figura 20

Esquema operación de una celda



Fuente: Elaboración propia

Este tiempo de residencia de pulpa es comúnmente confundido con el tiempo de residencia de las partículas en la espuma. Cabe aclarar que la espuma desempeña un papel importante en flotación ya que su ineficiencia impediría el transporte de pulpa al concentrado (cortocircuito). El tiempo medio de residencia de las partículas en la espuma depende de la profundidad o “cama” de la espuma, el caudal de aire, la retención de aire y el régimen de flujo.

2.3.4.3 Análisis de capacidad de carga de espumas. La capacidad de carga de espuma se define como el ratio de masa de concentrado producido por unidad de tiempo en el área de la sección transversal de celda.

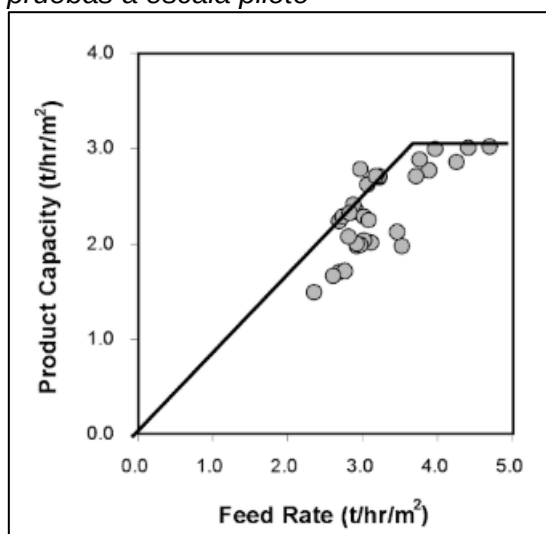
Las restricciones de la capacidad de carga máxima son frecuentemente ignoradas, siendo estas de gran importancia para el diseño de celdas de flotación y su adecuado funcionamiento.

Cuando se supera el límite crítico, cualquier sólido flotante adicional dentro del sistema se perderá en los relaves. Por lo tanto, esto es fundamental para asegurar una suficiente área de sección transversal de acuerdo con el caudal de alimentación y también para mantener una adecuada recuperación de los sólidos flotables.

Algunos estudios indican que la capacidad de carga está relacionada linealmente con el tamaño y la densidad de las partículas en la espuma.

Figura 21

Capacidad de carga en pruebas a escala piloto



Fuente: Kohmuench, 2006

Si incrementáramos el flujo de alimentación a la celda, el ratio de concentrado producido (mass pull y recuperación) se mantendría proporcional a este incremento hasta alcanzar el valor crítico de capacidad de carga de espuma consumiendo toda el área superficial de la burbuja. Cuando se alcance este valor crítico la tasa de producto se mantendrá constante o puede disminuir debido a cargas pesadas de espuma.

El valor típico considerado como capacidad de carga máxima para las celdas de flotación tipo “OK” es de 1.5 en etapas Rougher o Scavenger. (Bourke P., 2005).

Tabla 12

Rangos de capacidad de carga típica por etapa de flotación

Capacidad Carga de Espuma, t/(h-m²)		
Rougher	Scavenger	Cleaner
0.6 – 1.7	0.6 - 1.7	1.0 – 2.0

Fuente: Elaboración propia

La capacidad de carga actual y el número de celdas requeridos (para diseño o ampliación) se calculará de la siguiente manera:

$$Q_{E\ Act.} = \frac{C}{N * A} ; \quad N_{QF} = \frac{C}{Q_{E\ máx} * A}$$

Donde:

C : Flujo de sólidos en el concentrado, t/h

N : Número de celdas que componen el banco

A : Área de la sección transversal de una celda (dato proveedor), m²

$Q_{E\ Act.}$: Capacidad de carga de espumas actual.

$Q_{E\ máx}$: Capacidad de carga de espumas máxima con un valor de 1.5, t/(h*m²).

N_{QF} : Numero de celdas Calculadas

2.3.4.4 Evaluación de criterio de descarga lineal de labios de celda. De la misma forma que el colchón de espuma posee una carga máxima límite para que el sistema sea operativamente adecuado, los labios de la celda poseen una capacidad para descargar el material flotado tan pronto como esto sea posible. Esto depende directamente de la longitud (perímetro) de la sección de descarga.

A medida que el aire se agrega a la celda de flotación las burbujas ascienden a través de la pulpa y luego a través de la espuma hasta la superficie expuesta, y con suerte con el producto adherido. En esta sección se expande y eventualmente se desborda el labio de lavado.

Este labio posee una longitud característica para cada celda (dato de proveedor). Es aquí donde el criterio de carga en los labios de la celda establece como valor máximo a 1 t/h por cada metro lineal del labio de lavado de la celda. Estimaciones se realizarán de la siguiente manera:

$$Q_{L\ Act.} = \frac{C}{N * L} ; \quad N_{QF} = \frac{C}{Q_{L\ máx} * L}$$

Donde:

C : Flujo de sólidos en el concentrado, t/h

N : Número de celdas que componen el banco

L : Longitud de lavado (dato proveedor), m

$Q_{L\ Act.}$: Capacidad de carga de labios actual.

$Q_{L\ máx}$: Capacidad de carga de labios máxima con un valor de 1.0 t/(h*m).

N_{QF} : Número de celdas calculadas

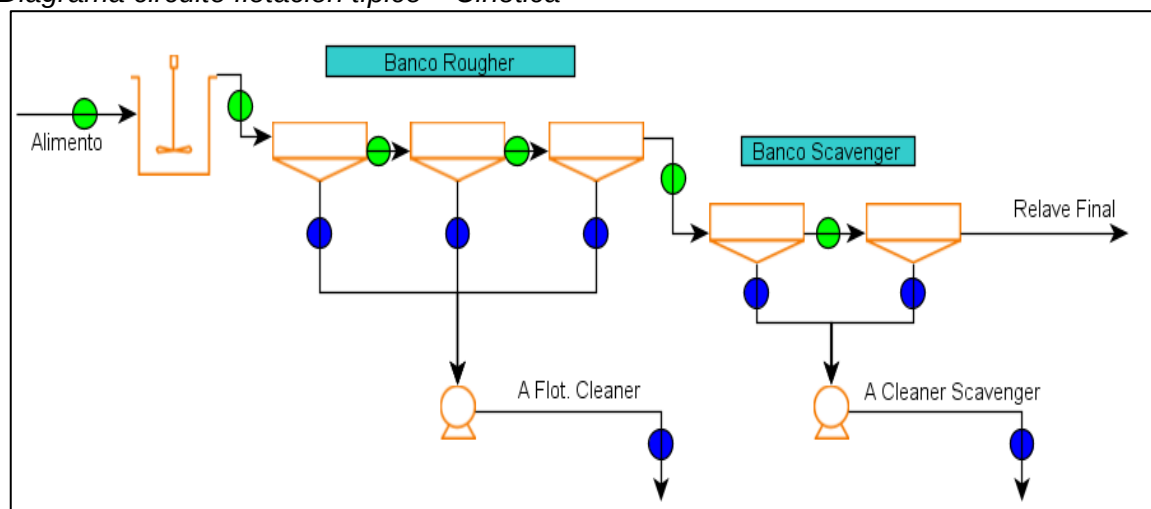
2.3.4.5 Evaluación de cinética de flotación. La constante de cinética “k” está directamente relacionada con las características mineralógicas de las partículas sólidas que componen la corriente en el proceso, así como también del área superficial de la burbuja.

En el proceso de concentración, las etapas de flotación Rougher y Scavenger son las responsables de maximizar la recuperación del elemento de interés mientras que las etapas Cleaner buscan incrementar el grado o calidad del concentrado producido.

Generalmente, los concentrados de las etapas Rougher y Scavenger son los que se dirigen a las etapas de limpieza. Estas corrientes ya han recuperado gran parte del elemento de interés por lo que se les considera de una cinética diferente a los flujos que alimentaban las etapas anteriores.

Figura 22

Diagrama circuito flotación típico – Cinética



Fuente: Elaboración propia

Como se observa en el diagrama anterior las corrientes que alimentan a las etapas de desbaste y agotamiento (color verde) pueden considerarse con una cinética de flotación similar debido a las características mineralógicas de estos flujos.

Pese a que la cinética va haciéndose más lenta a medida que avanzan las etapas, estas velocidades no son comparables con la cinética que poseen las corrientes que provienen de los concentrados desbaste y agotativo (color azul) que se dirigen a las etapas de limpieza. Estas corrientes al poseer un material con una mayor concentración de los elementos de interés poseen una cinética diferente.

Debido a esto, para el cálculo de la cinética de flotación se considera que la recuperación representativa del proceso se alcanza en el tiempo en el que la pulpa residió en las etapas consecutivas de Rougher y Scavenger.

2.3.4.6 Análisis factor de escalamiento. El factor de escalamiento en flotación se aplica comúnmente haciendo uso de pruebas en plantas piloto o en pruebas abiertas de cinética de flotación, asumiendo que estas celdas funcionan como un modelo a escala de la planta industrial.

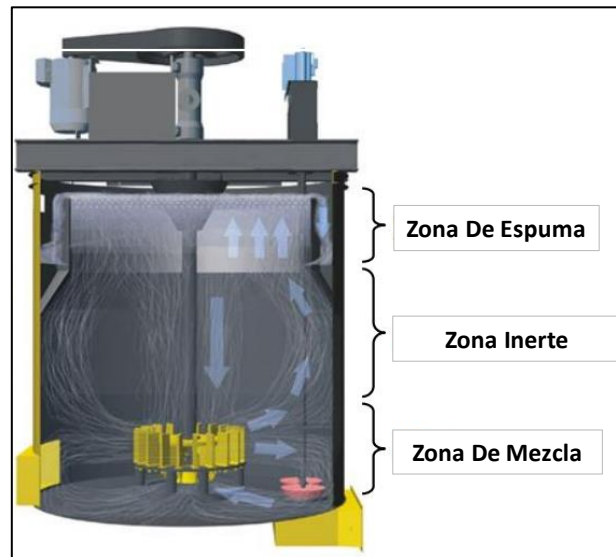
Basados en la experiencia se concluye que a menudo los resultados de este enfoque poseen elevada incertidumbre, debido a la gran dificultad para replicar variables operativas de la planta real en una prueba piloto o de laboratorio.

Por ejemplo, aspectos como las diferencias entre la geometría y diseño de las celdas de laboratorio y las industriales influyen en los efectos hidrodinámicos, como el aumento de la velocidad de las burbujas y recorrido de transporte del material flotante.

Modelos más populares suponen que las celdas de flotación se mezclan idealmente (mezcla perfecta), aunque desde un punto de vista lógico esto es cada vez menos aplicable cuando la celda es más grande. Por ejemplo, las variaciones de densidad de la pulpa desde la parte inferior de la celda hasta la interfaz pulpa-espuma, donde la turbulencia es más baja.

Figura 23

Zonas en celda flotación industrial



Fuente: Elaboración propia

Entonces es claro que el diseño del equipo tiene una influencia importante en la dinámica del fluido y en los subprocesos de las zonas distinguibles de la celda de flotación.

Por todo lo antes mencionado, se concluye que existen diferentes factores que influyen en el escalamiento planta-laboratorio. Es por esta incertidumbre que estima que el valor del factor de escalamiento debe encontrarse en el rango de 2 a 3 como valores comunes.

2.4 Dimensionamiento de equipos

El diseño de nuevos circuitos de conminución y flotación, o la expansión o modificación de un circuito existente, a través de simulación o de cualquiera de las metodologías actuales, lleva consigo tres tipos de dificultades:

- Determinación del diagrama de flujo y dimensionar equipos para alcanzar un rendimiento metalúrgico estándar y satisfactorio para la producción media requerida.
- Asegurarse de que la ampliación o modificación se desarrolle sin dificultades innecesarias y sin serios problemas mecánicos durante la vida esperada del circuito.

- Planificar bajo costos mínimos de capital y de operación para el circuito en relación con el rendimiento metalúrgico y el comportamiento mecánico.

Estos problemas pueden ser clasificados como metalúrgicos, mecánicos y económicos, pero todos están estrechamente relacionados entre sí y no deben ser tratados individualmente.

2.4.1 Trituradoras

El diseño del circuito de trituración involucra la determinación de:

- El número de etapas de trituración, de acuerdo con el ratio de reducción establecido para el circuito.
- Dimensiones óptimas de las unidades de trituración y cribado en cada etapa.
- Las etapas de trituración que deben ir precedidas por cribado y las que deben ser operadas en circuito abierto o en circuito cerrado.
- Número de circuitos en paralelo, número de trituradoras por etapa y potencia asociada.
- Las regulaciones óptimas del triturador (CSS).
- Las aberturas de las mallas de cribas.
- Las capacidades de los diferentes silos, tolvas y fajas transportadoras.

Algunos aspectos técnicos de la operación de trituración que se deben ser considerados en el dimensionamiento son:

- Generalmente solo la etapa final de trituración es cerrada con una criba para eliminar las partículas gruesas del producto de la planta.
- Asegurar que la fracción granulométrica más gruesa en la alimentación a cualquier etapa (Top Size) pueda entrar libremente en la máquina y ser aceptado por la abertura de alimentación de la trituradora y originar un producto de tamaño adecuado.
- El tonelaje de alimentación dependerá del consumo de potencia del triturador, de la distribución granulométrica de la alimentación y la del producto de salida.

- La presencia de grandes cantidades de material fino en la alimentación a un triturador disminuye la capacidad de tratar el material más grueso y la eficiencia del equipo.
- Para un rendimiento óptimo es importante una alimentación continua de mineral al triturador mediante la instalación de una tolva o silo regulador. Para el caso del triturador primario debe tener una capacidad considerable en exceso del tonelaje promedio requerido para el conjunto del proceso.
- Las características de la alimentación a la planta pueden poseer elevada al diseñar una planta de trituración debe de dotarse a los trituradores y fajas transportadoras de una razonable capacidad en exceso y una adecuada potencia acorde con los ratios de producción “pico”.
- La mejor disponibilidad de la máquina y un mayor grado de flexibilidad puede obtenerse localizando las cribas que forman parte de una etapa de trituración en circuito cerrado.
- El rendimiento de las cribas debe ser considerado cuando se determina anticipadamente la carga circulante. Este rendimiento se ve también afectado por las variaciones en la distribución granulométrica de la alimentación.

2.4.2 Molinos

El objetivo de esta etapa consiste en determinar las dimensiones y condiciones operativas adecuadas del equipo para cumplir con la demanda energética del mineral para ser fracturado.

2.4.2.1 Estimación de energía específica. Bond (1952) publicó una ecuación empírica que se puede interpretar como la energía que debemos proporcionar a un sistema para romper partículas hasta un determinado tamaño, en kilowatt hora por tonelada de material (energía específica).

$$Specific\ Energy = \frac{P}{T} = 10 * Wi * \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) * EF_{Total} \dots kWh/t$$

Además, se desarrollaron una variedad de factores de corrección para adaptar la fórmula de Bond a condiciones que no se encuentran en el conjunto de calibración original para tener en cuenta las diferencias de eficiencia relativas en ciertas máquinas de conminución. Los más relevantes para este modelo son el factor EF_4 para alimentación gruesa y el EF_5 factor para la molienda fina que intenta compensar los rangos de tamaños más allá del grueso del original conjunto de datos de calibración (Bond, 1985).

2.4.2.2 Dimensiones del molino y suficiencia de energía proporcionada. Una vez que se ha definido el tonelaje horario a procesar en el molino y la energía específica que demanda el mineral para ser fracturado a determinadas condiciones granulométricas, es posible estimar la potencia que se requiere drenar del molino.

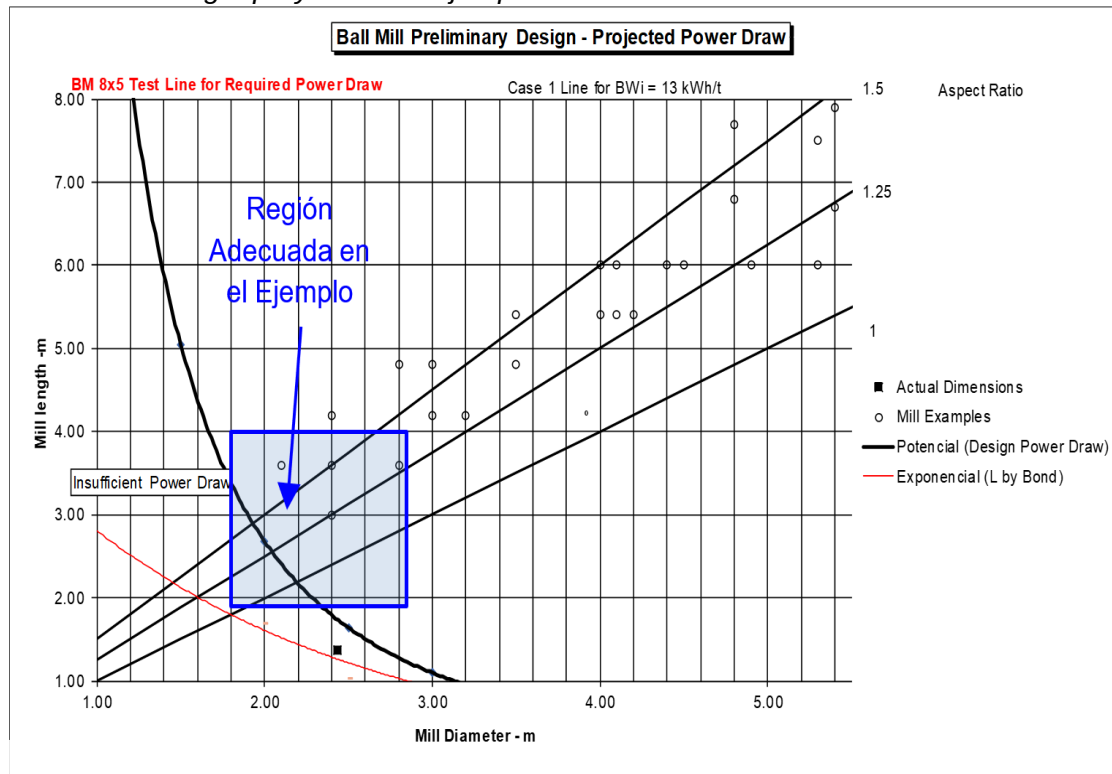
Existe una gráfica que permite visualizar y asegurar que las dimensiones elegidas para el molino proporcionan una adecuada potencia drenada para fracturar el mineral.

Para fines didácticos, en la siguiente gráfica se esquematiza un ejemplo de lo antes mencionado.

- En el eje de abscisas se observa el diámetro
- En el eje de ordenadas la longitud del molino
- Las líneas rectas de color negro son los ratios de aspectos más comunes
- La curva potencial de color negro es la función empírica de un conocido fabricante de equipos de molienda aplicada a la demanda energética de este material.
- Finalmente, la curva roja es una función exponencial de la longitud requerida dependiente del diámetro, la potencia requerida y condiciones de operación, relacionándolos mediante ecuación de Bond.

Figura 24

Condiciones energía proyectada – Ejemplo diseño BM 8' x 5'



Fuente: Elaboración propia

El cuadrado pequeño de color negro representa a un molino de bolas de 8' x 5' dimensionado para procesar mineral a determinadas condiciones de dureza y ratio de alimentación. Se observa que para la curva del proveedor la energía proporcionada por ese molino es insuficiente, mientras que para la curva de Bond la energía es suficiente. Lo ideal, para el ejemplo, es que las dimensiones del molino pertenezcan a la región de color azul, por lo que se hace recomendable cambiar de diseño desde un molino 8' x 5' hacia un molino 8' x 8'.

2.4.2.3 Determinación de velocidad y torque para aprovechamiento de energía. Los motores que operan por debajo de su velocidad nominal de diseño son capaces de operar con torque constante, pero con una potencia reducida. Por otro lado, los motores que operan por encima de su velocidad nominal de diseño son capaces de operar con potencia constante, pero a un torque cada vez más reducido. La velocidad de transición (llamada punto de inflexión) es importante porque la potencia (Potencia = Torque

× Velocidad × 2π) varía en el rango de velocidad de torque constante y el torque varía en el rango de velocidad con potencia constante.

El operador debe mantener la demanda de potencia y torque del proceso por debajo de estas restricciones (por ejemplo, ajustando la velocidad del molino o la carga nivel) mientras sigue funcionando de manera eficiente.

La elección del punto de inflexión (velocidad nominal del motor) junto con la elección de la potencia nominal del motor definen el torque nominal de un motor.

El torque nominal se utiliza para fijar el tamaño de los componentes y además define el precio del motor, por lo que para grandes molinos un ligero aumento de la velocidad nominal del motor puede resultar en ahorros sustanciales al permitir la operación a cargas de bola más bajas para un mismo consumo de energía del molino.

El torque de salida nominal del motor en el eje (piñón) o carcasa de molino se calcula en N.m mediante la siguiente ecuación:

$$T = P * (2\pi \times \omega)^{-1}$$

Dónde P es la potencia de salida del motor medida en el eje de salida en W y ω es la velocidad del motor en revoluciones por minuto o en Hz.

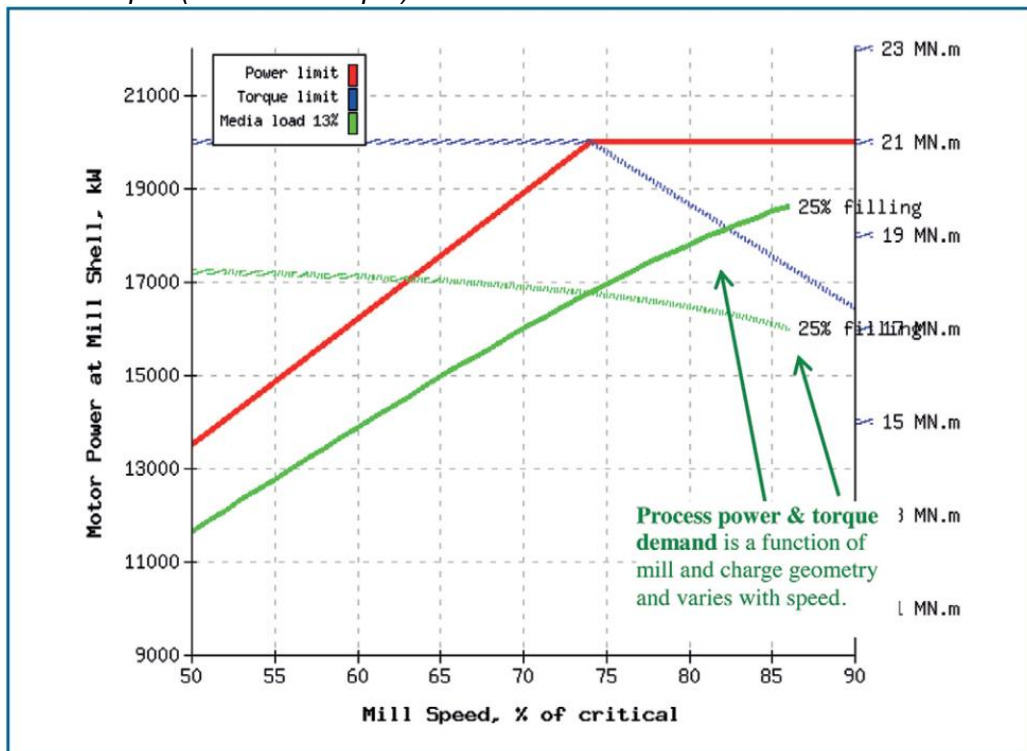
Incrementar la velocidad del motor, manteniendo la potencia constante, da como resultado un torque reducido. Por lo tanto, un diseño que especifique una velocidad nominal más alta obtendrá un torque menor, lo que generalmente resulta en un menor costo del motor.

El efecto de variar la velocidad del molino como una fracción de la velocidad crítica se puede observar trazando la potencia drenada y el torque desarrollado en un gráfico superpuesto dando como resultado a un diagrama de "Carpa" descrito por Barratt & Brodie (2001).

A modo de ejemplo, el análisis para el molino SAG en Cadia (descrito por Dunne et al., 2001) se muestra en la siguiente figura:

Figura 25

Diagrama “Carpa” (Power & Torque) del Molino SAG de Cadia



Fuente: Alex Doll - SAGMilling.com

Cada vez que una línea de proceso (verdes) toca o excede el límite del motor correspondiente (las líneas roja o azul), el motor corre el riesgo de “tripear” debido a la elevada corriente. El funcionamiento seguro de un molino y su motor significa que las líneas de proceso deben aparecer debajo de las líneas roja y azul en toda la gama de velocidades que sean de interés. En este ejemplo (13% Jb y 25% Jt), el operador puede operar con seguridad en todo el rango de velocidades del 50% al 85% de la velocidad crítica.

2.4.3 Hidrociclones

2.4.3.1 Metodología Krebs para dimensionamiento. Es una metodología de cálculo probada y eficiente para el diseño de ciclones, es necesario definir de forma preliminar el P80 del overflow, la presión y el caudal de alimentación, el tipo de material y configuración recomendada para el proceso en análisis.

El D50c actual se define en función del P80 requerido en el overflow y siguiendo criterios de Arterburn (1982) o Mular & Jull (1982), posterior a esto, se calculan factores de corrección:

- De la concentración del alimento (CP1), dependiente del tipo de material, de la configuración del proceso y de la concentración volumétrica de sólidos en el alimento.
- De la caída de presión (CP2).
- De la gravedad específica (CP3).

Con estos factores y el D50c actual se obtiene un “D50c Base” que será determinante para la estimación del diámetro adecuado del ciclón a instalar en el proceso en análisis.

Una vez determinado el diámetro para el hidrociclón, a partir de este valor se pueden obtener aproximaciones (por medio de relaciones establecidas) de los diámetros del ápex y vórtex adecuados para la operación de este equipo. Una manera de validar la elección de estos componentes es realizando simulaciones con modelos matemáticos tales como Nageswararao.

2.4.3.2 Parámetros para considerar en el diseño.

- Tamaño de alimentación:
 - La alimentación de gruesos limita la partición de agua al O/F.
 - La alimentación de finos incrementa la viscosidad.
- Presión de operación:
 - Controlar el desgaste en bombas y ciclones.
 - Evaluaciones entre desgaste y flexibilidad de operación deben ser estudiados.
- Operación a una alta densidad en el overflow
 - Mayor presión de operación.
 - Ciclones más pequeños.
 - Molinos más grandes.
- En cuanto al tamaño de corte, podríamos mencionar que el material del producto overflow será más fino cuando:
 - El diámetro del ciclón es más pequeño

- La presión de operación se incrementa.
- La densidad de alimentación es menor (más diluido).
- Se incrementa la inclinación de los ciclones.

2.4.4 Celdas de flotación

El dimensionamiento y determinación del número de celdas comúnmente se realiza mediante la siguiente ecuación:

$$N_{Celdas} = \frac{Q * t}{V_{Celda\ Elegida} * Ef_{CM} * Ef_{Air}}$$

Donde Q es el promedio de caudal de flujo de pulpa (en m³/h) de la alimentación y el relave de la celda o el banco de la sección en análisis. El valor t será el tiempo de residencia determinado en pruebas piloto multiplicado por el factor de escalamiento (en horas). Además, se aplicarán factores de descuento por componentes mecánicos y de porcentaje de aireación.

Finalmente, en la ecuación se ingresa el volumen nominal del tipo de celda seleccionada para la operación en análisis, en esta selección se consideran las dimensiones de la celda de flotación además de su capacidad máxima de carga de espumas y descarga lineal de labios.

2.5 Modelamiento matemático de operaciones unitarias

En una planta en operación, el modelamiento de procesos es una herramienta poderosa para analizar y optimizar un proceso existente, evaluar posibles mejoras maximizando la eficiencia y minimizando costos. Las aplicaciones del modelamiento de procesos se pueden clasificar tanto por campo de operación (procesamiento de minerales, hidrometalurgia y pirometalurgia) como por etapa de proyecto (estudio conceptual, factibilidad y diseño detallado).

Las plantas de procesamiento tienen grandes costos de capital y operativos, siendo el consumo de energía eléctrica en conminución un factor significativo. Esto requiere el uso de modelamiento de procesos para dimensionar equipos a fin de lograr una mayor

capacidad y una mejor distribución del tamaño de las partículas, mientras que al mismo tiempo se reducen los costos de capital y operativos.

2.5.1 Trituradoras

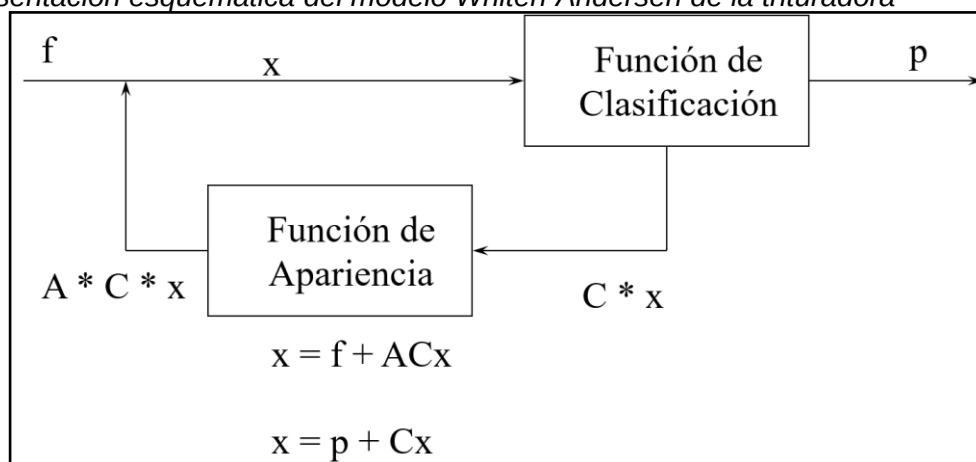
2.5.1.1 Modelo Whiten-Andersen. El trabajo de las trituradoras tiene ciertas características distintivas:

- Todas las partículas que aparecen en el producto del triturador tienen que ser más pequeñas que el lado abierto de la regulación de salida (OSS), pero no necesitan ser más pequeñas que la regulación del lado cerrado de salida de la máquina (CSS).
- La clasificación interna es importante en el trabajo de un triturador, ya que las partículas más grandes que el OSS son retenidas dentro de la zona de trituración hasta que son más pequeñas que OSS.
- A menudo las partículas en la alimentación que sean más pequeñas que CSS pasan a través de la máquina con poca o ligera fragmentación.

Las partículas resultado de la clasificación tienen la probabilidad de entrar o volver a entrar a la zona de fragmentación o ser parte del producto final. Si una partícula entra en la zona de fragmentación, la partícula resultante será derivada nuevamente a clasificación. Los componentes del modelo de triturador y de los flujos internos se muestran en la siguiente figura:

Figura 26

Representación esquemática del modelo Whiten-Andersen de la trituradora



Fuente: Elaboración propia

Los vectores f , x y p proporciona los coeficientes de toneladas en cada fracción. La matriz triangular más baja A proporciona la distribución relativa de las partículas después de la fragmentación, y la matriz diagonal C , ofrece la proporción de las partículas en cualquier fracción de tamaño determinado que entra en la zona de fragmentación.

Este modelo proporciona una descripción adecuada del comportamiento del triturador. Despejando el vector x en función de los vectores p y f y de las matrices A y C se obtiene:

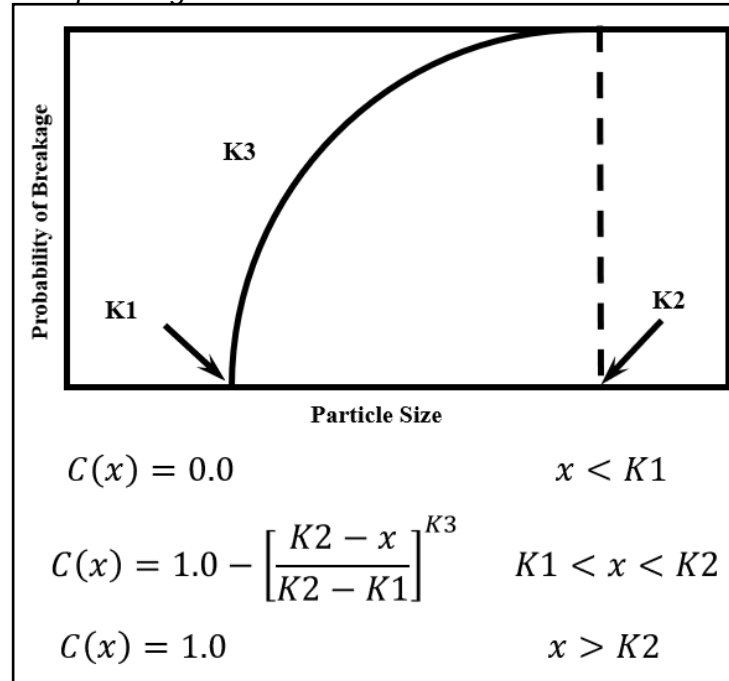
$$p = (I - C) * (I - A * C)^{-1} * f$$

Función de clasificación:

Matriz diagonal que proporciona la probabilidad de una partícula de un tamaño determinado de entrar en la etapa de fragmentación y esta se define como la función:

Figura 27

Función clasificación por rangos de tamaño



Fuente: JKMRC 2005

Sabiendo que $K1$, $K2$ y $K3$ estarán determinados por:

$$K1 = A_0 * CSS + A_1 * TPH + A_2 * F_{80} + A_3 * Liner_{Lenght} + A_4$$

$$K2 = B_0 * CSS + B_1 * TPH + B_2 * F_{80} + B_3 * Liner_{Hours} + B_4 * Carrera_{Excentrica} + B_5$$

$$K3 = C_0 \dots \text{usualmente } 2.3$$

Función apariencia:

Matriz que proporciona la distribución granulométrica del producto relativa a la granulometría original. Estas partículas pueden o no volver a ingresar a la zona de fragmentación.

Tabla 13

Función apariencia general para modelo de trituradora

Tamaño Relativo al Tamaño Inicial					
	t75	t50	t25	t4	t2
t10	Acumulado Pasante, %				
10.00	2.10	2.40	4.60	24.6	57.2
20.00	4.20	4.90	9.00	47.2	89.1
30.00	6.90	8.00	14.1	67.5	97.5

Fuente: Elaboración propia

El parámetro del modelo de la trituradora, T₁₀, es característico de una operación en particular y se puede ajustar a partir de los datos de distribución del tamaño del alimento y del producto en una condición de operación particular, asumiendo una función de apariencia apropiada como la de la Tabla 10. En el trabajo de Andersen con trituradoras de cono de 7 pies, se encontró que T₁₀ era relativamente constante, en el rango de 18-20. Sin embargo, en general, tiende a depender de las condiciones de funcionamiento, como para K₁ y K₂. La ecuación de regresión habitual tiene la forma:

$$T_{10} = D_1 * CSS + D_2 * TPH + D_3 * F_{80} + D_4$$

2.5.1.2 Algoritmo de modelos en software Bruno. Son las reglas en el orden en que Bruno ejecuta el cálculo de cada dispositivo. El algoritmo minimiza el recuento de cálculos de los dispositivos. Utiliza bucles fuertes para determinar los bucles en el proceso. Estas ideas se originan en el matemático Tarjan (1972).

El cálculo se ejecuta en el mismo orden que los flujos de material, por lo que los números de dispositivo no tienen ningún efecto en el orden de cálculo. El principio básico del algoritmo de cálculo es que un dispositivo nunca se calcula antes de que se hayan

calculado todos sus flujos de entrada. Una excepción a esta regla es cuando existe carga circulante, en este caso, se calcula un bucle hasta que alcanza un equilibrio.

El principio del programa es que el usuario especifica el proceso, los dispositivos, la configuración y el material de alimentación y los entrega al programa. Después de eso, el programa calcula todos los flujos de material, cargas de la máquina y productos y los muestra al usuario. Bruno no sabe si el proceso es imposible de llevar a cabo en la práctica, pero da una indicación o aviso de advertencia si el proceso no es bueno para el alimento.

En Bruno, un dispositivo no sabe nada sobre otros dispositivos en el proceso. Ni siquiera sabe nada sobre la estructura del diagrama de flujo. Significa que los datos y la función de todos los dispositivos son como un circuito abierto. El cálculo de todo el proceso tiene en cuenta la información de circuito cerrado. Por ejemplo, el modelo de trituradora analiza la gradación y capacidad del material de alimentación (entrada a la trituradora) y calcula la gradación de salida, la carga de la trituradora y la relación de trituración.

Las propiedades efectivas del material son la gravedad específica, la capacidad de trituración, el porcentaje de grava y la humedad. Estos tienen un efecto sobre el producto, la capacidad y el consumo de energía de la trituradora.

Gradación del equipo

Un valor mayor que 1 hace que el producto sea más grueso y menor que 1 hace que el producto sea más buscado

Gradación de alimento

Hay tres tipos básicos de gradaciones de alimento disponibles en Bruno: fino, medio y grueso. La fracción fina corresponde a la gradación natural de la grava. Las gradaciones medias y gruesas son para roca volada.

2.5.2 Molinos de bolas

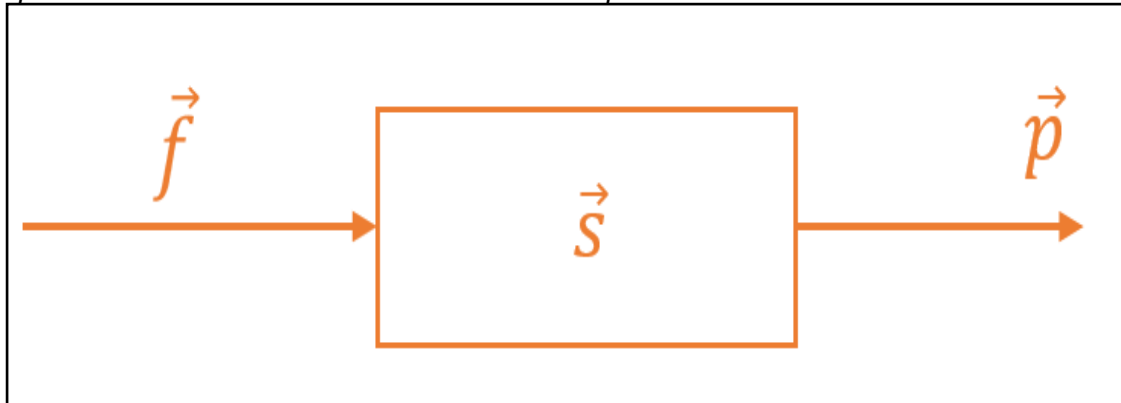
2.5.2.1 Modelo mezcla perfecta. El modelo de mezcla perfecta de Whiten (1972a) es probablemente el más útil y utilizado de los modelos JKMRC. Puede describir cualquier proceso de rotura y es tan consistente numéricamente que se puede utilizar con una calculadora programable (Whiten 1974, 1976).

Este modelo puede ser descrito usando representaciones algebraicas, pictóricas y matriciales. El metalurgista puede elegir la que le parezca más útil.

Entonces, podemos describir el proceso en términos de transporte a través del molino y fractura de partículas dentro del molino, de la forma vectorial sería:

Figura 28

Representación vectorial del modelo de mezcla perfecta – Molino bolas



Fuente: Elaboración propia

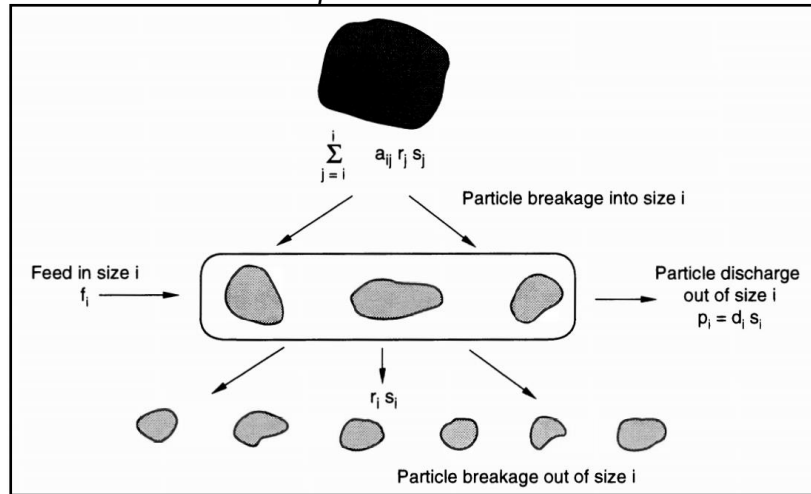
Donde; f , s y p son vectores de distribución de partículas en unidades de toneladas por hora de alimentación, contenido y producto del molino respectivamente.

Conceptual y gráficamente el modelo podría ser explicado de la siguiente manera:

- Ingresa al molino partículas de tamaño “j” y de otros tamaños más.
- Esta partícula de tamaño “j” será seleccionada para fracturarse a un tamaño subsiguiente “i”, entonces las partículas de tamaño “i” al interior del molino serán las de tamaño “i” que originalmente llegaron al molino en el vector alimento sumadas con las partículas “i” producto de la fractura de las partículas de tamaño “j”.
- Finalmente, estas partículas de tamaño “i” seguirán fracturándose habrá una porción de estas partículas (si es que pasan de un tamaño determinado) que van a formar directamente del vector producto.

Figura 29

Mecanismos en el modelo de mezcla perfecta



Fuente: Mineral Comminution Circuits - Napier-Munn, 1996

Entonces, debido a que el molino está perfectamente mezclado, una tasa de descarga, d_i , para cada fracción de tamaño define completamente el producto ($p_i = d_i * s_i$).

Es decir, si conocemos el contenido del molino (en cada fracción de tamaño) y la tasa de descarga para cada fracción de tamaño, podemos multiplicar los dos para obtener un vector de producto en toneladas por hora. Si el molino está en estado estacionario, entonces se cumple:

$$f_i - r_i * s_i + \sum_{j=1}^i a_{ij} * r_j * s_j - d_i * s_i = 0$$

Donde:

f_i : Alimento Molino.

$r_i * s_i$: Material seleccionado para fractura.

$\sum_{j=1}^i a_{ij} * r_j * s_j$: Material formado a partir de la facturación de partículas gruesas.

$d_i * s_i$: Descarga molino.

Si expresamos el vector contenido en términos del vector producto y el vector descarga (división) llegaríamos a la siguiente ecuación:

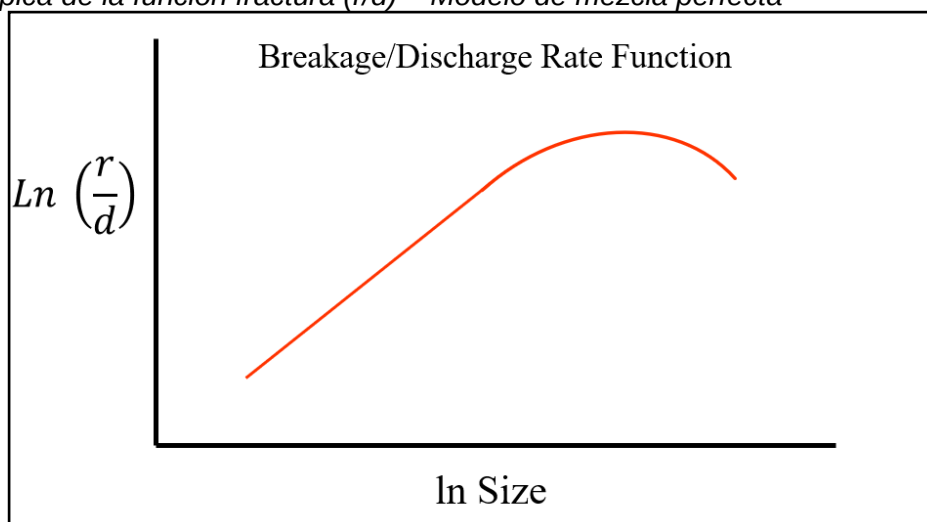
$$f = P * (1 + \frac{r}{d} - \sum a * (\frac{r}{d}))$$

Se concluye que el vector alimentación se relaciona con el vector producto en función del parámetro “r/d” (que involucra el ratio de fractura y descarga) y de la función apariencia (mineral).

Para modelamiento, se necesitan knots (nodos) a cierto tamaño y es labor del ingeniero ajustar la función “r/d” a cada uno de esos tamaños para predecir la granulometría del producto.

Figura 30

Forma típica de la función fractura (r/d) – Modelo de mezcla perfecta



Fuente: Elaboración propia

2.5.2.2 Consideraciones y comentarios sobre el modelo.

- La función R/D* representa a la velocidad de fractura por unidad de tiempo y la velocidad de descarga de material del molino.
- Los valores de esta función son influenciados por las características del molino (diámetro, longitud) y por las condiciones de operación (velocidad de giro, fracción de carga de bolas, tamaño de las bolas)
- Conociendo las distribuciones del alimento (f) y del producto (p), y la función de apariencia (A), es posible encontrar por ajuste los valores la función R/D*.
- De manera que la función R/D* es continua sobre el rango de tamaño de partículas y que es de característica suavizada, es posible representar a esta función mediante la aproximación de spline cúbicos.

- La interpolación de spline cúbico es un método matemático que permite representar una función continua por medio del conocimiento de 3 o más puntos de la función
- Estos puntos son conocidos como nodos (knots).
- De esta manera, es necesario solo encontrar por ajuste de parámetros los puntos nodos (knots) de la función R/D^* , para poder simular el molino de bolas.
- La ventaja de usar este modelo es la fácil manipulación usando métodos de matriz simple para la simulación y para el cálculo de los parámetros del modelo.
- Este modelo hace uso de las matrices A, R y D las cuales representan a las funciones de apariencia, velocidad de fractura y coeficiente de descarga, respectivamente.
- La función de apariencia (A) es dependiente del tipo de mineral y cada mineral en específico tendrá una función particular. Puede ser medida usando las técnicas de fractura de partículas como el Drop Weight Test.

2.5.3 Hidrociclones

2.5.3.1 Modelo curva de partición Whiten. La importancia del análisis de la eficiencia del overflow radica en que suele ser el producto final del circuito de molienda. La curva tromp del overflow es el complemento ($E_{oa} = 1 - E_{ua}$) de la curva de underflow. El modelo de suma exponencial derivado por Whiten (1966) demostró que esta curva de overflow puede ser determinada mediante los parámetros involucrados en la siguiente ecuación:

$$E_o\left(\frac{d}{d_{50c}}\right) = C * \frac{(e^\alpha - 1)}{(e^{\alpha * \frac{d}{d_{50c}}} + e^\alpha - 2)}$$

En donde “C” es el complemento de “ R_f ” ($C = 1 - R_f$), siendo “ R_f ” la fracción de bypass, el cual es numéricamente igual a la proporción de agua reportado al underflow (Kellsal, 1953).

La expresión de Whiten para la eficiencia corregida al overflow es una formulación elegante debido a que logra que la estimación gráfica de d_{50c} sea muy simple y “ α ” se puede determinar por ensayo y error. Sin embargo, actualmente estos procedimientos son

poco utilizados porque los parámetros de la ecuación (C , α y d_{50c}) generalmente se ajustan matemáticamente usando un computador o un software determinado.

Notas sobre el ajuste de la Curva de Eficiencia:

- A pesar de que C (el corte de agua al overflow), es frecuentemente disponible como dato, a partir de la medición del flujo o del balance de masa, es mejor estimarlo mediante el ajuste de parámetros. El valor medido puede utilizarse como valor inicial.
- Si la calidad de los datos no es adecuada es recomendado emplear los datos luego del ajuste por reconciliación o balance.
- Si el hidrociclón es parte de un circuito de conminución, es recomendable realizar el ajuste de parámetros simultáneamente con el equipo de molienda para obtener la mejor estimación del rendimiento del circuito en su conjunto.

2.5.3.2 Nageswararao. Actualmente los metalurgistas enfrentan dos grandes retos con los modelos teóricos actualmente existentes para el modelamiento de hidrociclones:

- Los modelos aún no son lo suficientemente precisos para las condiciones de funcionamiento de los ciclones no convencionales, particularmente en altas concentraciones de sólidos.
- Los modelos verdaderamente fundamentales siempre serán computacionalmente intensivos y, por lo tanto, no son adecuados para una optimización a corto plazo.

Por estas y otras razones, los modelos empíricos siguen siendo la principal herramienta para el trabajo de optimización y diseño rutinario de ciclones.

En la opinión particular del tesista, el modelo empírico con mayor versatilidad y facilidad de predicción de resultados es el desarrollado por Nageswararao, algunos datos del modelo son:

- Desarrollado bajo supervisión de A.J. Lynch y L. Elber en 1978 y presentado en 1985.

- El modelo comprende ecuaciones empíricas para los principales criterios de rendimiento, incorporando términos sugeridos por el razonamiento dimensional y con exponentes estimados a partir de conjuntos de datos obtenidos por Nageswararao (1978) y Rao (Lynch y Rao 1975).
- El trabajo experimental se desarrolló usando Limonita y los hidrociclones de geometría Krebs (cuyos diámetros se encuentran en el rango de 102-381 mm).
- El modelo también emplea parámetros de la curva de eficiencia de Whiten.

Las ecuaciones de predicción son las siguiente:

$$\frac{d_{50c}}{Dc} = K_{D1} \left(\frac{Do}{Dc}\right)^{0.52} \left(\frac{Du}{Dc}\right)^{-0.47} \lambda^{0.93} \left(\frac{P}{\rho_p \cdot g \cdot Dc}\right)^{-0.22} \left(\frac{Di}{Dc}\right)^{-0.5} \left(\frac{Lc}{Dc}\right)^{0.2} \theta^{0.15}$$

Donde: $K_{D1} = K_{D0} Dc^{-0.65}$ y K_{D0} depende únicamente de las características de los sólidos de alimentación.

$$Q_f = K_{Q1} D_c^2 \left(\frac{P}{\rho_p}\right)^{0.5} \left(\frac{Do}{Dc}\right)^{0.68} \left(\frac{Di}{Dc}\right)^{0.68} \left(\frac{Di}{Dc}\right)^{0.45} \theta^{-0.1} \left(\frac{Lc}{Dc}\right)^{0.2}$$

Para ciclones de geometría krebs que tratan alimentos idénticos $K_{Q1} = K_{Q0} Dc^{-0.1}$ y K_{Q0} también depende de las características de los sólidos de alimentación.

$$Rf = K_{W1} \left(\frac{Do}{Dc}\right)^{-1.19} \left(\frac{Du}{Dc}\right)^{2.40} \left(\frac{P}{\rho_p \cdot g \cdot Dc}\right)^{-0.53} \lambda^{0.27} \left(\frac{Di}{Dc}\right)^{-0.50} \theta^{-0.24} \left(\frac{Lc}{Dc}\right)^{0.22}$$

$$Rv = K_{V1} \left(\frac{Do}{Dc}\right)^{-0.94} \left(\frac{Du}{Dc}\right)^{1.83} \left(\frac{P}{\rho_p \cdot g \cdot Dc}\right)^{-0.31} \left(\frac{Di}{Dc}\right)^{-0.25} \theta^{-0.24} \left(\frac{Lc}{Dc}\right)^{0.22}$$

- Condiciones dimensionales y operáticas del modelo Nageswararao:
 - Di: diámetro de ingreso (diámetro de un círculo con la misma área que el ingreso del ciclón) (m)
 - Do: diámetro del vórtex (m)
 - Du: diámetro del ápex (m)
 - Dc: diámetro del cilindro del ciclón (m)

- Lc: longitud de la sección cilíndrica (m)
- θ : ángulo completo del cono (grados)
- P: presión del alimento en el ingreso (kPa)
- ρ_p : densidad de pulpa del alimento (t/m³)
- Parámetros Modelo de Nageswararao
 - g: constante de aceleración de la gravedad (9.81 m/s²)
 - Qf: caudal de pulpa de alimento (m³/h)
 - Rf: recuperación de agua al underflow (%)
 - Rv: recuperación de volumen de pulpa al underflow (%)
 - K: constantes a ser determinadas a partir de la data
 - Cv: fracción volumétrica de sólidos en el alimento
 - λ : termino de corrección por sedimentación obstaculizada

$$\lambda = \frac{10^{1.82 \cdot C_v}}{8.05[1 - C_v]^2}$$

2.5.4 Celdas de flotación

2.5.4.1 Introducción y consideraciones en el modelamiento. A pesar de la gran cantidad de estudios realizados por investigadores, el diseño, la operación y el modelamiento de los circuitos de flotación a escala industrial esta aun sustancialmente basado en experiencia y en heurísticas. Esto puede resultar en diseños ineficientes, tiempos de comisionamiento extensos y rendimientos estimados por debajo de lo esperado.

Durante la operación de una planta las condiciones del mineral que se alimenta van cambiando, y con esto los resultados que se obtienen del circuito.

El modelamiento y la simulación del proceso de flotación aparece como una herramienta para solucionar muchos de los retos y dificultades mencionados a continuación:

- La construcción de modelos matemáticos de flotación envuelve la interacción de tres fases (sólidos, líquidos y gases), lo cual dificulta la aplicación de ecuaciones

fundamentales que representen el gran número de variables que afectan la cinética de flotación de una partícula.

- Se debe dar importancia a los modelos, cuyos parámetros puedan ser evaluados a partir de datos de planta, pilotaje o datos de laboratorio.
- La dificultad de medir muchas de las variables físicas del proceso ha llevado a que muchos de los modelos de flotación útiles, sean de naturaleza semiempírica.
- El proceso de flotación por su grado de complejidad nunca podrá ser representado completamente por un modelo, por lo tanto, es importante reconocer las debilidades de los diferentes tipos de modelos desarrollados a la fecha.
- El desarrollo de un modelo de flotación involucra hacer simplificaciones realísticas que reduzcan, dentro de límites razonables, la cantidad de trabajo experimental necesario para derivar los parámetros del modelo.
- El modelo por lo tanto deberá ser lo más simple posible, pero sin causar grandes imprecisiones en la predicción de los rendimientos.

Entonces, un modelo útil para representar al proceso de flotación deberá describir la respuesta de la recuperación para varios componentes del alimento hacia el concentrado o el relave de una celda de flotación o en un banco de celdas.

Esto además de poder predecir una respuesta basada en un cambio en las variables del proceso.

2.5.4.2 Variables para considerar en modelamiento de flotación. Los aspectos metalúrgicos y la caracterización de los productos hidrofóbicos e hidrofílicos de la pulpa acondicionada, así como las reacciones de superficie en el laboratorio y planta, son los principales factores por considerar para evaluar un modelo de flotación.

Para ello es conveniente definir la clasificación y el tipo de variables que intervienen en este proceso:

Tabla 14

Clasificación de variables en el proceso de flotación

Proceso de Flotación			
Variables Independientes		Variables Dependientes	
Manipulables	Perturbadoras	Intermedios	Desempeño
Adición de reactivos y puntos de dosificación Nivel de Pulpa Adición de aire Puntos de colección de concentrado	Ley de alimentación Fineza de cristalización Grado de oxidación	Ley Recuperación Densidad de Pulpa Flujo	Ley Recuperación Densidad de Pulpa Flujo
P80 de molienda		De concentrados Rougher o Scavenger	De concentrado final
Densidad de pulpa			
Flujo de Alimentación			

Fuente: Elaboración propia

2.5.4.3 Fundamentos de un modelo matemático de flotación. Si hablamos de un compartimiento aislado (celda de laboratorio) debemos considerar la siguiente ecuación:

Ratio de acumulación del componente en el compartimiento	=	Ratio de ingreso del componente en el alimento	-	Ratio de salida del componente en las colas	-	Ratio de salida del componente en el concentrado
--	---	--	---	---	---	--

Esto puede ser expresado como una ecuación diferencial para un componente “i” en términos de masa o volumen por unidad de tiempo

$$\frac{dM_i}{dt} = F_i - T_i - P_i$$

Donde:

$(-dM/dt)$ = Representa el ratio de acumulación de material en la celda.

F_i = Representa el flujo del componente i en el alimento (contenido metálico)

T_i = Representa el flujo del componente i en las colas (contenido metálico)

P_i = Representa el flujo del componente i en el concentrado (contenido metálico)

Cuando hablamos de un estado estacionario, que es una de las condiciones para poder iniciar el análisis del modelo de flotación, en la que las variables manipulables y de

distorsión se mantienen constantes, la ecuación anterior se simplifica de la siguiente manera:

$$F_i = T_i + P_i$$

Esta ecuación es la base del análisis del modelo de flotación y se describe al flujo másico del componente principal o lo que comúnmente conocemos como contenido metálico.

2.5.4.4 Clasificación de modelos de flotación.

Modelos probabilísticos:

La velocidad de recuperación de la partícula está relacionada a una probabilidad de sucesos (P_x). P_x es la probabilidad de que sucedan una secuencia de eventos en la celda de flotación antes de que una partícula de mineral enriquezca el concentrado. Para una partícula de mineral con un tamaño promedio x , tenemos:

$$P_x = P_c * P_a * F_{(x)} * V$$

P_c = Probabilidad de colisión de una partícula determinada con una burbuja de aire para un tiempo establecido.

P_a = Probabilidad de adhesión de la partícula a la burbuja luego de la colisión.

F = Factor de estabilidad de espuma que considera factores que podrían ocurrir en la zona de espuma para que la partícula se separe de la burbuja y caiga de nuevo a la zona de pulpa.

V = Volumen efectivo de la celda.

Modelos empíricos:

Son obtenidos a partir de correlaciones estadísticas entre las variables dependientes e independientes. Si el uso específico es claramente definido, el modelo resultante puede servir como una buena herramienta en ingeniería.

Algunos de los conceptos a considerar en este tipo de modelo empíricos son:

- **Flotación en dos fases:** Involucra mecanismos de transporte tales como:
 - Adhesión de partículas hacia las burbujas de aire y ascenso del agregado partícula-burbuja hacia la espuma.

- Arrastre de pulpa entre las burbujas hacia la base de la zona de espumas.
 - Drenaje de la pulpa arrastrada desde la espuma de retorno a la pulpa.
 - Ruptura de las burbujas y liberación de las partículas desde el agregado partícula-burbuja y drenaje hacia la pulpa de las partículas que no son readheridas hacia las burbujas estables.
- **Grado de arrastre:**
 - Mecanismo mediante el cual se produce la recuperación no selectiva de partículas tanto hidrofóbicas como hidrofílicas.
 - Está ligado a la proporción de recuperación de agua al concentrado sobre un amplio rango de condiciones de operación.
 - Es una función de la interacción de las condiciones en la zona de espumas y las propiedades de la partícula tales como el tamaño y la densidad.
 - Se incrementa conforme desciende del tamaño de la partícula debido al descenso en la velocidad de drenaje de las partículas.
 - **Velocidad superficial de las burbujas de aire (S_b):** El efecto de la dispersión de gas en la velocidad de flotación es contabilizado por medio del flujo de velocidad superficial de burbuja. Depende de:
 - La velocidad superficial de gas.
 - El diámetro medio de burbuja de Sauter.
 - Velocidad en la punta del impulsor, (m/s).
 - Ratio de aspecto del impulsor.
 - Tamaño del F80 de alimento a la celda.
 - **Flotabilidad del mineral (P):**
 - Es la característica de una partícula de mineral en una pulpa de flotación para ser colectada por flotación verdadera (recuperación selectiva de partículas hidrofóbicas por adhesión a las burbujas de aire).

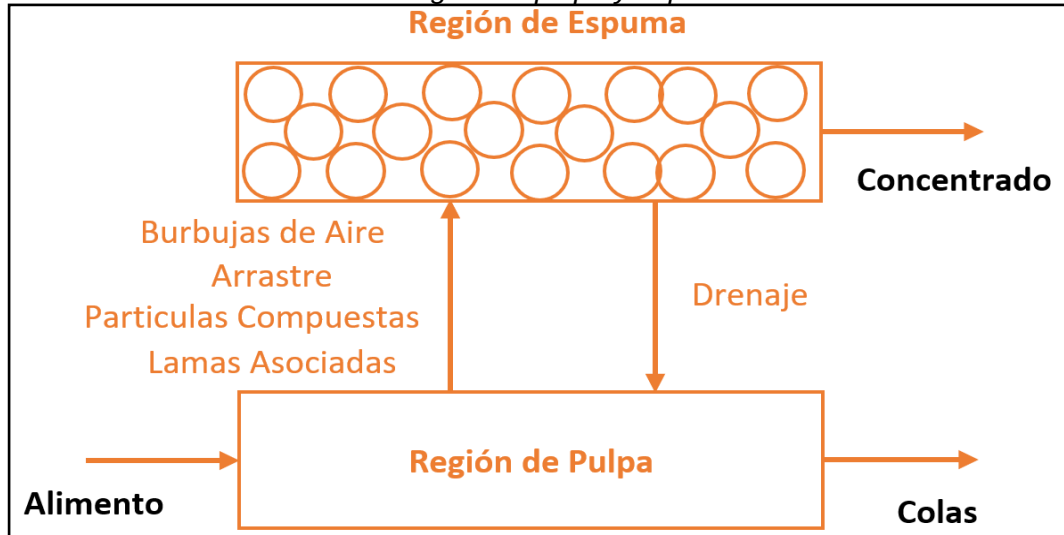
- Refleja la interacción de las propiedades del mineral con el medio químico de la pulpa.
- Surge de un rango de propiedades de la partícula tales como el tamaño, densidad, forma, composición mineralógica, grado de oxidación superficial, grado de extensión y cobertura de los reactivos y el grado de liberación de las partículas en el sistema
- Para la medición de la flotabilidad existen dos aproximaciones que pueden ser usadas:
 - El modelo de propiedades distribuidas de componentes de flotabilidad.
 - El modelo empírico de componentes de flotabilidad.
- **Recuperación de la espuma mineralizada hacia el labio colector (Rf):**
 - Es la fracción de las partículas adheridas a las burbujas que entran a la zona de espumas y que son recuperadas en el concentrado.
 - Aplica a partículas transferidas a la zona de espumas por flotación verdadera.
 - De esta manera existen dos caminos para que una partícula pueda ser recuperada:
 - Por recuperación al concentrado mientras aun este adherida a la burbuja.
 - Arrastre de la partícula que es drenada desde la espuma.
 - La interacción del agregado mineral-burbuja en la fase de espuma es afectada por las condiciones de operación, tales como:
 - Altura de la cama de espuma.
 - Velocidad del gas.
 - Condiciones químicas de la pulpa (concentración del espumante).
 - Tamaño de partícula.
 - Densidad.
 - Hidrofobicidad.

Modelos Cinéticos:

Un modelo cinético de flotación está basado en la analogía de una reacción química (colisión entre moléculas) la diferencia es que en el mecanismo de flotación las colisiones se dan entre las partículas hidrofóbicas y las burbujas de aire generadas en la pulpa.

Figura 31

Transferencia de material entre la región de pulpa y espumas



Fuente: Elaboración propia

Aunque el proceso de flotación es complejo en términos de los mecanismos presentes durante su desarrollo, es intrínsecamente un proceso de variación de flujo, ya que en un proceso "típico", las partículas se depositan en el concentrado a una velocidad proporcional a la concentración de esas partículas en la pulpa (la transferencia de pulpa a la espuma es el paso que determina la velocidad). Esto se representa según la ecuación:

$$-\frac{dC}{dt} = K * C$$

Donde:

C, = Es la concentración de partículas con propiedades de flotación similares

t, = Es el tiempo

K, = Es la constante cinética relacionada a las condiciones de flotación

$(-dC/dt)$, = Ratio de recuperación instantánea para un compartimiento semi-Batch

Si integramos la ecuación anterior definiendo un C_0 como la concentración inicial de las partículas con propiedades de flotación similares en la pulpa de un compartimiento semi-Batch obtendríamos:

$$C = C_0 * \exp(-K * t)$$

Esta ecuación asume características de régimen de flujo pistón para el compartimiento de flotación y es la ecuación básica que representa un modelo cinético.

▪ Algunos modelos de flotación cinética discontinua:

- Cinética de Primer Orden
- Cinética de Segundo Orden
- Ecuación de Klimpel
- Ecuación de Kelsall

▪ Modelos de flotación cinética continua:

- Modelo de Flujo Pistón
- Modelo de Mezcla Perfecta

2.5.4.5 Modelo Kelsall. En el desarrollo del presente estudio se utilizará por su simplicidad y adecuado nivel de precisión la ecuación derivada por Kelsall, las siguientes líneas comentan algunos alcances sobre su desarrollo y metodología aplicación.

Schuhmann (1942) propuso que la tasa de recuperación de partículas es relacionada a la probabilidad de éxito de una secuencia de eventos los cuales pueden ocurrir en un compartimiento de flotación antes que una partícula alcance el labio de concentración.

Este modelo de probabilidad fue usado por Kelsall en una forma simple para compartimientos continuos. Kelsall razonó que el peso de un componente en el relave desde un compartimiento continuo simple en estado estable puede ser relación al peso del componente en el alimento.

$$w = w_0 * (1 - P)$$

Donde:

w , = Es el peso de un componente.

w_0 , = Es el peso de un componente en el alimento.

P , = Es la probabilidad de recuperación.

Si la probabilidad de recuperación es fija e independientemente del número de compartimientos n , entonces la ecuación anterior puede ser obtenida desde un banco:

$$w = w_0 * (1 - P)^n$$

Este desarrollo es aplicable a procesos en estado estable. La ecuación anterior contempla la suposición de que cada celda continua en el banco tiene propiedades de flujo pistón.

La similitud entre la ecuación que representa el comportamiento semibatch y la ecuación de probabilidad propuesta por Kelsall para un banco de comportamiento continuo en estado estable, se escribirá de la forma expandida como en la siguiente ecuación:

$$C = C_0 * \left[1 - K + \frac{K^2}{2!} - \frac{K^3}{3!} + \dots \right]^t$$

Ya que el termino K^2 y en adelante serán pequeños, Esta ecuación se aproxima a:

$$C = C_0 * (1 - K)^t$$

Los parámetros C y W , t y n , y K y P son sinónimos. Ambas ecuaciones asumen características de flujo pistón para el compartimiento en sus desarrollos.

Si las partículas en la pulpa no poseen propiedades de flotación idénticas, pero poseen rangos continuos de constantes de flotación, la forma integrada de la ecuación de velocidad para compartimientos semibatch será:

$$C = C_0 * \int_0^{\infty} \exp(-K * t) * f(K, 0) * dK$$

Donde $f(K, 0)$ representa una distribución continua de constantes de velocidad.

El mayor problema con esta ecuación está relacionado con la estimación precisa de la distribución de las constantes de velocidad.

Con respecto a esta distribución, Kelsall sugirió que la aproximación puede frecuentemente hacer que las especies flotables puedan ser divididas en 2 componentes con constantes de velocidades flotación alta y baja. En los casos donde esta aproximación es válida la ecuación de velocidad para celdas de laboratorio semibatch pueden ser escritas como:

$$C = C_0 * [(1 - \phi) * \exp(-K_f * t) + \phi * \exp(-K_s * t)]$$

ó

$$R = R_{\infty} \left[(1 - \phi) \left(1 - e^{(-k_f t)} \right) + \phi \left(1 - e^{(-k_s t)} \right) \right]$$

Donde K_f y K_s son constantes de velocidad y ϕ es la proporción de las especies flotables con constante de velocidad baja. De esta forma queda definido el modelo de Kelsall.

2.6 Simulación de procesos

2.6.1 Introducción

La simulación se puede definir como la imitación de un sistema a través de un modelo para encontrar debilidades y problemas inherentes del sistema con el fin de optimizarlo. Cualquier tipo de programa que imite un sistema o proceso puede denominarse "simulación". Los softwares más comunes, están diseñados para simular procesos en estado estacionario siendo la representación lo más realistas posible.

Muchos de los estudios de simulación realizados se basan en modelos descritos anteriormente y muestran que este tipo de metodología funciona en la práctica. Estas simulaciones son ajustadas o calibradas a partir de pruebas metalúrgicas a escala de laboratorio y piloto. Algunos de los beneficios de la aplicación de simulación de procesos son:

- Genera información adicional para identificar posibles cuellos de botella. Como por ejemplo los tiempos de residencia de las celdas de flotación.

- En circuitos de conminución, evidencian el perfil granulométrico y permiten tomar acciones como implementar equipos de clasificación en circuito cerrado con equipos de reducción de tamaño.
- Datos obtenidos de la simulación estática pueden ser utilizados en modelos dinámicos para estudiar el efecto de la variabilidad del mineral en periodos cortos de producción.
- Permite evaluar el posible éxito de las modificaciones en el proceso para gestionar las características críticas del mineral de alimentación y la disponibilidad de planta.
- Es posible utilizar la descripción del proceso implementada en el simulador dinámico para la formación del operador para enfrentar los retos que demanda el mineral.

2.6.1.1 Tipos de simulación.

Simulación Estática:

No conserva un historial de los valores de ingreso y de salida. El tiempo no es un factor. Entonces, cada resultado depende del modelo (y los parámetros de las ecuaciones establecidas) y los datos de ingreso. Estos resultados se ven como una respuesta "instantánea" del sistema si se aplican las condiciones de entrada especificadas.

Simulación Dinámica:

Contribuyen en investigaciones sobre el comportamiento "planificado" de la planta de proceso involucrando el análisis de una variedad de características del mineral, tasas de alimentación del mineral y restricciones operativas. Este tipo de simulación permite:

- Alinear los supuestos y decisiones clave del diseño de procesos.
- Encontrar problemas de comportamiento del proceso, incluidos los problemas de control del proceso.
- Mejorar el diseño de ingeniería para proyectos mineros.

No es recomendado utilizarla en plantas concentradoras en operación para detectar y en consecuencia o eliminar riesgos operativos, ya que metodologías de menor inversión se encontrarán mejoras con un riesgo residual igual de aceptable.

Simulación Determinística:

No se consideran variables aleatorias. El resultado se encuentra determinado enteramente por los parámetros y condiciones iniciales. Siempre poseen un conjunto de ecuaciones que describen exactamente las entradas y salidas del sistema.

Simulación Estocástica:

Representa una situación en la que existe incertidumbre. Es un modelo para un proceso que tiene algún tipo de aleatoriedad. La incertidumbre es parte de la vida cotidiana, por lo que un modelo estocástico podría representar literalmente cualquier cosa. Los modelos estocásticos probablemente producirán resultados diferentes cada vez que se ejecute el modelo.

Si se realizara una cantidad suficiente de simulaciones estocásticas, se podría aproximar el comportamiento promedio de una variable en el proceso.

Simulación Discreta:

Representa un sistema en donde la variable puede tomar valores y/o categorías específicas. Es utilizado para modelar sistemas que se pueden descomponer en un conjunto de procesos separados lógicamente que suceden de manera autónoma a través del tiempo o el espacio. Cada evento ocurre en un proceso específico y se le asigna una hora lógica (una marca de tiempo). El resultado de este evento puede ser un resultado transferido a uno o más procesos. El contenido del resultado puede resultar en la generación de nuevos eventos para ser procesados en algún tiempo lógico futuro especificado.

Simulación Continua:

En las simulaciones continuas, los estados de los objetos de simulación cambian continuamente, modelados por ecuaciones diferenciales, y discretizados numéricamente.

El término "continuo" no se refiere a los modelos de tiempo y espacio subyacentes, ni se refiere al rango de variables de estado. Más bien, se refiere exclusivamente a la naturaleza de los cambios de estado y, por lo tanto, también podríamos hablar de simulación continua de cambios de estado.

2.6.2 Importancia de la calidad de un modelo para escenarios de simulación

En proyectos Greenfield, para determinar la viabilidad e ingeniería básica de los equipos se requiere un balance de masa, basado en un plan de pruebas confiables y criterios de diseño firmes. Aunque un balance de masa es la piedra angular del diseño de la planta y el funcionamiento futuro, en el mejor de los casos, solo proporciona una imagen estática de una operación hipotética en estado estable y/o estacionario (Nikkhah, K.; Amderson, C.; 2001).

En proyectos Brownfield, el balance determinado en estado estacionario debe guardar coherencia matemática y metalúrgica con las mediciones realizadas en el proceso durante el periodo de extracción de muestras.

Si esto ocurre, podríamos decir que el balance cuenta con un adecuado grado de representatividad de la “realidad” del proceso.

Por otro lado, un modelo será útil solo si es capaz de representar, dentro de los límites de exactitud del estudio, la respuesta del proceso real frente a cambios en las variables de operación. Es decir, el modelo debe ser derivado e influenciado por un balance representativo.

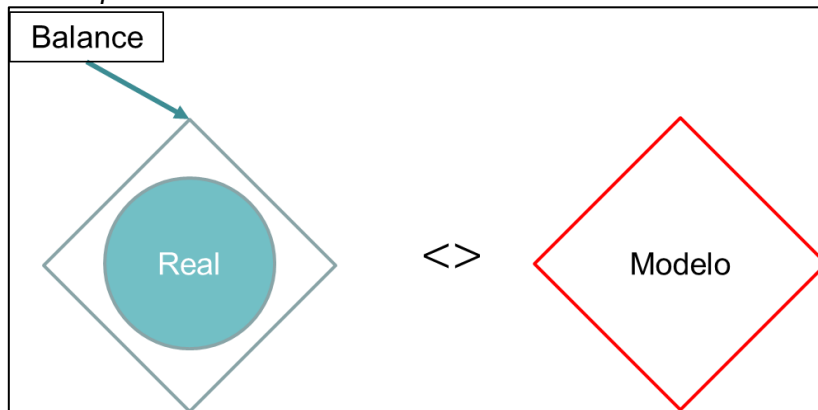
Entonces, para que un modelo sea válido se requiere:

- Que el modelo haya sido derivado dentro de los límites considerados para un proceso estable y controlado.
- Que la data que se emplee para el ajuste de parámetros sea extraída de un “set de datos” que refleje la realidad del proceso (balance coherente y representativo).
- Que los parámetros de ajuste se encuentren dentro de los rangos típicos en los cuales fueron definidos y establecidos los modelos matemáticos (no extrapolar).

En el siguiente esquema se muestra lo mencionado anteriormente, si estas condiciones se consiguen, el modelo que obtendremos será considerado como válido.

Figura 32

Esquema adecuado para modelamiento

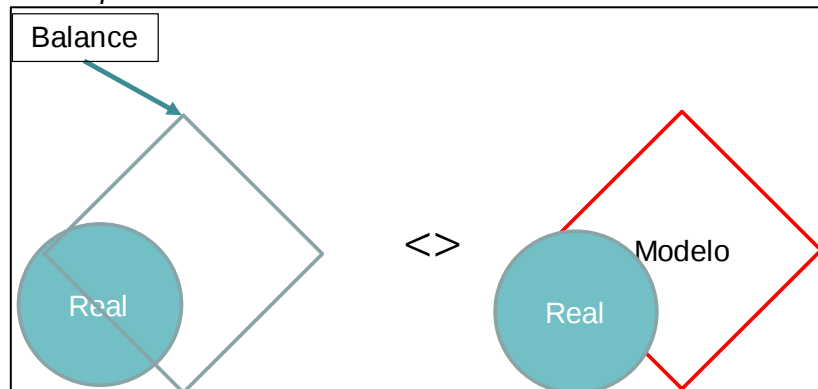


Fuente: Elaboración propia

Entonces, si el balance no logra representar la realidad de la operación actual, el modelo derivado a partir de éste tampoco representará la realidad por lo que el modelo no será válido.

Figura 33

Esquema incorrecto para modelamiento



Fuente: Elaboración propia

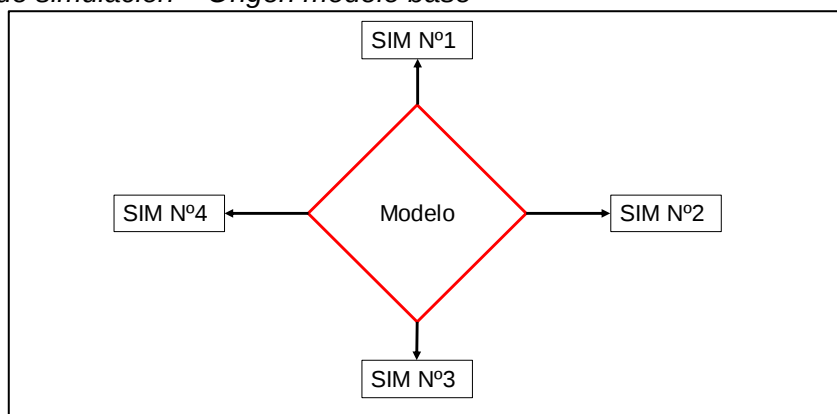
Posterior a la etapa de ajuste de parámetros (modelamiento) se tiene la opción de simular el Caso Base en donde queda en evidencia el grado de ajuste entre el modelo obtenido y los datos experimentales colectados del proceso.

Si el grado de ajuste es adecuado, podemos derivar diferentes escenarios de simulación en donde se evalúen cambios en las condiciones de operación de los equipos instalados en el proceso, tales como, adicionar equipos, prescindir de algunos de ellos, cambiar dimensiones de los componentes que afectan su desempeño, cambiar la configuración del circuito, etc.

Cabe indicar una vez más que a pesar de que el grado de ajuste sea bueno, si el modelo no representa la realidad del proceso, todos los escenarios de simulación derivados del caso base y las decisiones operativas y/o económicas que se tomen a partir de ellas poseerán un bajo grado de confiabilidad de éxito al llevarlos a la práctica real.

Figura 34

Escenarios de simulación – Origen modelo base



Fuente: Elaboración propia

2.6.3 Requisitos para el desarrollo de una simulación

Una vez que se ha determinado el modelo base del proceso y antes de iniciar con las corridas para los diferentes escenarios de simulación, se debe definir una matriz de simulaciones.

Para ejecutar con éxito la matriz de simulaciones es necesario hacer un “Check List” de los principales requerimientos antes de la etapa de simulación:

Condiciones de la alimentación:

Es la variable de ingreso con mayor impacto en la simulación, generalmente se busca cuantificar la respuesta metalúrgica y el desempeño de los equipos instalados en el proceso frente a cambios en las condiciones y/o características de la alimentación.

- **Ratio o Throughput:** En proyectos de expansión se incrementa el ratio de alimentación. Esto permite identificar los equipos que desempeñan el rol de “cuellos de botella” o limitantes para una ampliación de la capacidad de tratamiento. Además, se pueden estimar en cuanto varían los indicadores de producción con este incremento de tonelaje alimentado. Por ejemplo, el incremento de Throughput

manteniendo la energía en molienda puede traducirse en un incremento del P80 del proceso. Esto a su vez puede afectar el grado de liberación del mineral y en consecuencia disminuir la recuperación, esto además de la reducción del tiempo de residencia en las celdas de flotación ocasionado por un mayor caudal de pulpa.

- **Granulometría:** Cambios en la metodología de voladura o simplemente una nueva etapa de minado que involucra un frente mineralógico con características distintas de fragmentación y RQD pueden originar un mineral ROM con diferente perfil granulométrico.
 - Una práctica frecuentemente utilizada por ingenieros metalurgistas del siglo XXI es la metodología para estimar el ROM mediante imágenes.
 - Se colocan unidades de escalamiento dentro de la imagen a analizar (esferas de diámetro conocido y color en contraste con mineral), para poder corregir la pendiente del material.

Figura 35

Análisis por imágenes ROM (Mina Cusi – 2018)



Fuente: Elaboración propia

- Las imágenes deben tener, en lo posible, una iluminación uniforme (sombra o luz), sin contrastes de iluminación ya que afectarían a la delineación en el software.
- Para rocas de gran tamaño se necesita un acercamiento adecuado que permita visualizar de manera clara las rocas. Lo mismo aplica para rocas pequeñas.
- Debido a la elevada cantidad de finos, se recomienda pasar una determinada cantidad de material por tamiz de 1 pulgada. Esto debido a que los finos impiden la correcta visualización de la forma de las rocas.

Figura 36

Tamizado mineral ROM (1" pulgada)



Fuente: Elaboración propia

- **Contenido metálico y matriz mineralógica:** Cambios significativos de zonas de minado traen consigo modificaciones en la matriz mineralógica (% de sulfuros, % de óxidos, % de arcillas, etc.). Se identifican las nuevas especies mediante análisis de mineralogía modal, los resultados son alimentados al modelo base para correr los escenarios de simulación y evaluar la respuesta del proceso frente a estos cambios.
- **Pruebas metalúrgicas:** Resultados de pruebas metalúrgicas realizadas al nuevo material en evaluación como SG, humedad, dureza, cinética de flotación, etc. son alimentados al modelo base para correr los escenarios de simulación.

Condiciones de equipos:

Otro de los requisitos para la ejecución de los escenarios de simulación es poseer un esquema de variaciones para las condiciones o dimensiones de los equipos y sus componentes con el objetivo de optimizar el performance de la operación unitaria.

- **Equipos de Conminución:** El objetivo de evaluar cambios en estos equipos es lograr una adecuada reducción de tamaño para liberar el mineral. Esto involucra en ocasiones modificar el top ball size, el nivel de llenado de la carga molturante, el porcentaje de velocidad crítica, espesor de revestimientos, entre otros. Si el equipo ha llegado a su límite operativo, puede evaluarse la posibilidad de instalar otro

equipo de mayores dimensiones mediante un escalamiento. En ciclones podrían probarse diferentes diámetros de Ápex y Vórtex para optimizar la clasificación o probar ciclones de diferente diámetro.

- **Equipos de Flotación:** De acuerdo con el modelo utilizado podrían evaluarse las condiciones de aireación. También mediante el uso de las curvas de cinética del mineral podrían proponerse equipos de mayores dimensiones para mantener el tiempo de residencia frente a una ampliación de tonelaje.

Modelos ajustados de los equipos operación:

Es necesario contar con un modelo matemático representativo y calibrado con las condiciones actuales del proceso. Es importante conocer los principios de cada modelo para una eficiente optimización y adecuado uso de esta herramienta.

Variables para monitorear dentro de límites de control:

Es fundamental planificar la lista de variables clave por analizar como respuesta de las simulaciones. Por ejemplo, P80, calidad y recuperación, tonelaje límite, carga circulante, etc.

2.7 Softwares metalúrgicos

Las computadoras modernas y los softwares disponibles comercialmente para simulación de procesos permiten la evaluación de circuitos existentes más rápido de lo que era posible anteriormente. También permite un estudio mucho más detallado del proceso, lo que conduce a una mejor operación de la planta con un riesgo considerablemente menor de lo que sería posible aplicando otras técnicas.

Aunque se dispone de muchos softwares sofisticados para el balance, modelamiento y simulación de procesos, adquirirlo y dominarlo implica un costo, tiempo y esfuerzo apreciables.

Entonces, los softwares metalúrgicos son programas que se utilizan para comprender, desarrollar y optimizar circuitos de procesamiento de mineral. En esta sección del estudio se mencionan los enfoques de algunos de los softwares más utilizados en la industria, como una introducción para entender los funcionamientos.

2.7.1 Software Bruno

Bruno es un programa de modelamiento y simulación de la empresa METSO. Es una herramienta para procesos de trituración, que posee una base de datos con el rendimiento nominal de trituradoras, cribas y alimentadores.

Para obtener un adecuado resultado de la simulación, el software es calibrado con resultados de pruebas experimentales.

El usuario especifica los equipos, parámetros y alimentación del proceso al software. Luego, Bruno calcula todos los flujos de material, cargas y descargas de los equipos y se los presenta al usuario. Bruno no estima si el proceso es imposible de llevar a cabo en la práctica, pero entrega advertencias si es que el proceso presenta problemas graves de operaciones, frente a lo cual es labor del ingeniero buscar alternativas de solución. Las indicaciones pueden ser, por ejemplo, baja capacidad del equipo o sobrecarga.

La interfaz del programa es simple y gráfica, en donde se pueden ver 4 ventanas independientes: Flowsheet, Fraction Curve (curva granulométrica), Results (resultados) y Warnings (advertencias).

Bruno cuenta con diversos equipos que requieren el ingreso de parámetros, los cuales serán en parte recolectados de información operacional actual de la planta y otros obtenidos mediante el muestreo de la planta. La descripción de los principales equipos utilizados en la simulación Bruno se realiza a continuación:

Alimento: Donde se definen las condiciones de ingreso al proceso:

- Velocidad de alimentación: En toneladas por hora. Si este valor se define como 0, Bruno buscará la máxima capacidad de tratamiento del proceso graficado.
- Material: Define las características propias del material. Es posible seleccionar el tipo de material de una lista con datos teóricos o se puede definir un material propio seleccionado.

- **Granulometría:** Define la granulometría del material, la cual se puede seleccionar de una lista o puede ser personalizada. Para simulación será obtenida directamente de muestreos en planta.

Trituradoras: Los datos requeridos para la trituradora se agrupan en las siguientes cuatro pestañas de la ventana de dialogo de ingreso se datos:

- **General:** Información básica del equipo, en donde se seleccionan datos como el tipo de trituradora (giratorio, cono, obsoleto, etc.), modelo de triturador disponible, tipo de cavidad (gruesa, media, fina, extrafina, etc.), y CSS. Existe una base de datos cargada por modelo de setting máximo y mínimo, máxima potencia, rpm, entre otros. Bruno permite crear una trituradora, para lo cual se requiere información adicional del equipo como la granulometría de descarga, capacidad, máxima potencia, entre otros.
- **Load:** Se ingresa información sobre la capacidad de carga del chancador, para equipos predeterminados, solo se puede modificar el factor de capacidad.
- **Gradation:** Es la granulometría de descarga de la trituradora. Para simulación el factor de gradación se ajusta de acuerdo con la granulometría obtenida en la campaña de extracción de muestras.
- **Power:** Potencia al 100% de carga, las trituradoras predeterminadas tienen un valor definido, si se crea una trituradora este factor se debe definir.

Cribas o Zarandas: Los datos requeridos por el programa se agrupan en las pestañas que se describen a continuación:

- **General:** Se define de información general de la criba, su interfaz. Se ingresa el tipo y modelo, si es que se trata de operación húmeda, la abertura o separación de los Deck y el número de cribas operando en paralelo para una misma alimentación. Bruno da la opción de crear una criba, datos como velocidad, largo y ancho de la criba deben ser ingresados.
- **Deck:** Se ingresa el tipo de panel utilizado, además de la forma de la apertura, relación del largo/ancho de los slots y área abierta disponible.

- La operación del harnero puede ser de las siguientes maneras:
 - Simulate: Simula y calcula la eficiencia de clasificación, flujos de sobre y bajo tamaño, todo esto de acuerdo con la alimentación de entrada.
 - Calculate area: Determina el área necesaria de cribado.
 - 100% Efficiency: Utiliza valores de corte nominales para el equipo.
 - 90% Efficiency: Opera a un 90% de eficiencia, es decir, el 10% del bajo tamaño abandona el equipo por la corriente de sobre tamaño.

2.7.2 Software Limn®

Limn® es un software de simulación de procesos metalúrgicos desarrollado por David Wiseman Pty Ltd. Trabaja en entorno Excel y utiliza tres módulos para la solución de balances, simulación y diseño de procesos metalúrgicos:

- Limn® Draw permite la creación de diagramas de flujo
- Limn® Data Wizard: Es un paquete de modelos y herramientas que permiten la estructuración entre el diagrama de flujo y los datos en las hojas de cálculo. Involucra procesos como trituración, molienda, clasificación, flotación, concentración, gravimetría, entre muchos otros.
- Limn® Solve es el motor de la solución del diagrama de flujo. Permite resolver circuitos incluyendo múltiples cargas de recirculación.

Limn® cuenta con herramientas para análisis de alternativas:

- Escenarios para análisis de variabilidad y sensibilidad
- Controlador de variables o restricciones
- Plantilla dinámica para la presentación del diagrama de flujo
- Código abierto en los modelos utilizados y programación de rutinas dentro de VBA para crear modelos personalizados.

Limn® cuenta con la facilidad de compartir, visualizar y revisar archivos de simulación en cualquier computador sin la necesidad de alguna licencia del software utilizando solo MS Excel.

Aplicaciones avanzadas de Limn®:

- Balance de materiales para proyectos.
- Contabilidad de metales en cada corriente del proceso simulado.
- Diseño de equipos.
- Modelamiento y simulación de circuitos de chancado, molienda, flotación.
- Generación de plantillas para modelamiento y simulación de procesos hidrometalúrgicos, pirometalúrgicos u otros.

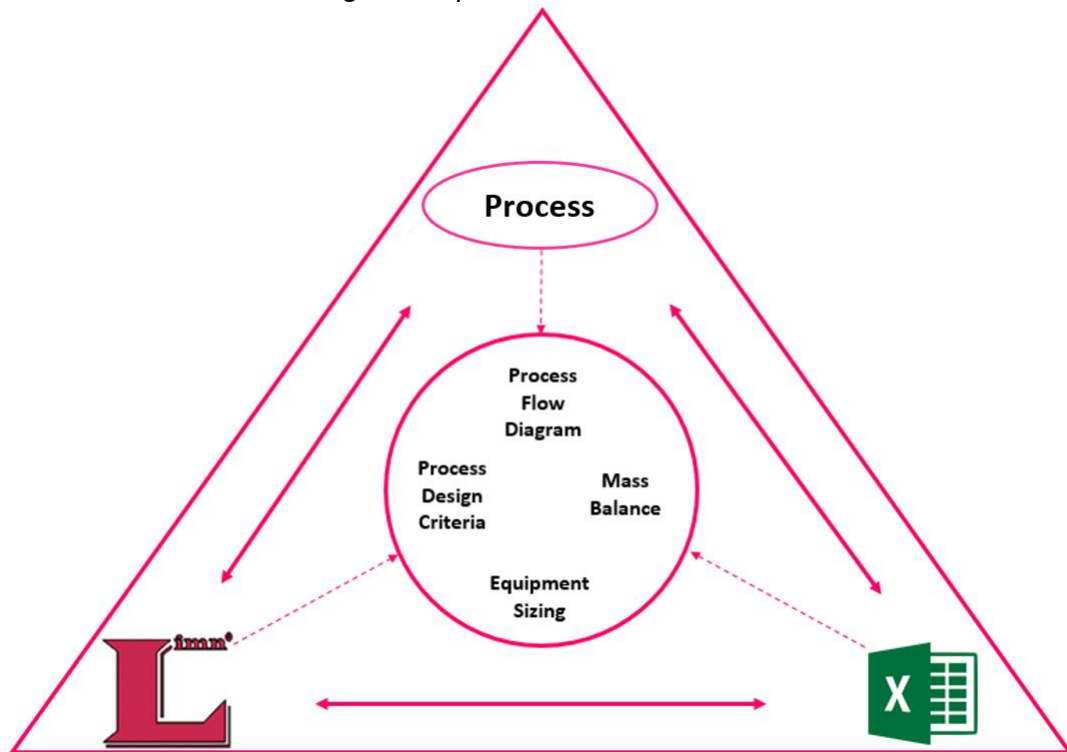
Limn® es utilizado para el desarrollo de la ingeniería de procesos y documentos estándares de ingeniería. En la práctica actual, las empresas de ingeniería realizan cálculos en una hoja de cálculo en Excel™ (la herramienta más común utilizada para realizar cálculos por ingenieros de procesos) y luego usan los resultados de estos para realizar documentos tales como criterio de diseño de procesos, balances de materiales, memorias de cálculo, etc., generando una gran cantidad de horas invertidas.

Si las condiciones del proyecto cambian sería necesario actualizar los documentos de ingeniería, es aquí donde Limn® The Flowsheet Processor aprovecha esas habilidades para poder enlazar en un único libro Excel, el diagrama de flujo del proceso global (PFD) a un Criterio de Diseño de Proceso (PDC) y mediante modelos existentes o implementados en el software poder realizar ya sea el balance de materiales o la simulación del proceso.

Los resultados del balance de materiales permiten el dimensionamiento o la evaluación de la capacidad de los equipos principales, y estos se actualizarán en tiempo real hacia el PDC. Usando las herramientas de análisis de escenarios incluidas en el paquete, es posible evaluar impactos de cambios en condiciones del alimento (granulometría, leyes, gravedades específicas, etc.) en los principales equipos (molinos, ciclones, celdas, espesadores, etc.).

Figura 37

Generación de documentos ingeniería procesos a través de Limn®



Fuente: Elaboración propia

Algunos beneficios del uso del software Limn® se mencionan a continuación:

- Tener toda la información en una sola fuente del libro de trabajo proporciona un adecuado manejo para los otros cálculos de diseño, y poseer todos los cálculos disponibles proporciona una capacidad de verificación de datos como auditoria, serviría para validar o rehacer los cálculos para otras instancias.
- Utilizando esta herramienta, es posible proporcionar acceso a los resultados de los cálculos a otras áreas, así como también a la documentación de apoyo, sin necesariamente dar el acceso a los cálculos detallados.
- Limn® The Flowsheet Processor es una herramienta de informática que posee suficiente poder de procesamiento y proporcionan opciones atractivas para los cálculos de diseños de procesos, particularmente en las etapas preliminares de un proyecto.
- La automatización del proceso de combinar la construcción del diagrama de flujo definido por el usuario con la estructura de las corrientes, modelos individuales,

páginas resumes y tales otras hojas de cálculo estándares asegura la consistencia de los resultados.

2.7.3 Software JKSimMet

El enfoque de JK para simular circuitos siempre ha sido separar las características de los equipos y las características del mineral. JKTech generó muchos softwares de simulación por computadora con exitosos paquetes; más notablemente JKSimMet (McKee & Napier-Munn 1990) y JKSimFloat (Schwarz y Alexander 2006b; Schwarz y Alexander 2007).

Las características de los equipos son fáciles de medir y disponible en la base de datos de parámetros registrados con JKTech (Schwarz y Alexander 2006a). Las características del mineral deben ser determinadas para cuerpos de mineral de forma individual.

El crecimiento de modelos de equipos de conminución disponibles actualmente en JKSimMet comenzaron con la derivación del Proyecto AMIRA P9 en 1962, seguido la evolución del Centro de Investigación Mineral Julius Kruttschnitt (JKMRC).

Los modelos de molino de bolas y de barras, trituradoras aparecieron en la década de 1970 basado en el trabajo de Whiten (Whiten 1972) y Lynch (Lynch 1977) seguido en la década de 1980 con modelos de hidrociclones basados en el trabajo de Lynch y Rao (Lynch y Rao 1975) y Nageswararao (Nageswararao 1978). Los modelos de molinos autógenos se basaron en el trabajo de Leung (1987), la medición de fractura de partículas fue desarrollada por Narayanan y Whiten (Narayanan yWhiten 1983 y Narayanan 1985). Otros estudios de trituración, dirigidos por Morrell (Morrell y Morrison 1989, Morrell 1992, Morrell 1993, Morrell 1996) condujeron al desarrollo del modelo de velocidad variable de molino autógeno y los métodos de predicción de potencia que se encuentran en JKSimMet. Un modelo para HPGR basado en obra de Daniel y Morrell (Daniel 2002; Daniel y Morrell 2004) fue introducido a principios de la década de 2000. Desde la década de 1970 hasta hoy, sofisticadas técnicas numéricas han sido adaptadas y mejoradas para su uso en

JKSimMet realizando funciones de simulación de convergencia, ajuste del modelo (calibración) y balance de masas (reconciliación de datos).

2.7.4 Software JKSimFloat

JKSimFloat incorpora la metodología de modelamiento desarrollada como parte del proyecto AMIRA International P9, titulado “La optimización de Procesos Minerales por Modelamiento y Simulación” y patrocinado por muchas de las principales empresas de procesamiento de minerales del mundo y proveedores de la industria. Este es un proyecto de investigación colaborativa que involucra al Centro de Investigación Mineral Julius Kruttschnitt (JKMRC) en Australia (desde 1952), la Universidad de Ciudad del Cabo (UCT) en Sudáfrica (desde 1997), la Universidad McGill de Canadá (desde 2001) y otras universidades en años más recientes. Esta metodología utiliza datos obtenidos de la planta de flotación e incorpora varios modelos de subprocesos empíricos para representar los datos para simulaciones (Richardson, S.; Schwarz, J. M.; 2013).

Pruebas de la flotabilidad de partículas también se ha desarrollado recientemente con JK Floatability Index que permite la predicción del rendimiento de la planta basado en resultados de laboratorio de flotación (Collins et al, 2009).

2.7.5 Software METSIM

Es un potente programa capaz de modelar y simular todos los procesos metalúrgicos conocidos, y procesos químico-inorgánicos. METSIM es utilizado por empresas de todo el mundo para diseñar, simular y controlar las operaciones desde la mina hasta los relaves.

En su forma más simple, METSIM se puede utilizar para crear un diagrama de flujo del proceso. Los módulos METSIM y las operaciones unitarias integradas cubren la masa y balances de energía para simulaciones en estado estable o dinámicas de minas, lixiviación en pilas, manipulación de material, trituración, beneficio, hidrometalurgia, pirometalurgia, manipulación de gas y vapor, y procesos de manejo de relaves.

Los datos del material que se procesa pueden incluir mineralogía, tamaño de partícula, análisis, grado por tamaño o análisis de tamaño de componentes múltiples, propiedades mecánicas, físicas y termodinámicas.

METSIM está escrito en APL (un lenguaje de programación). APL es simple y fácil de aprender, permitiendo al usuario programar lo que pueda imaginar. METSIM también puede interactuar con MS Excel y otro software a través de intercambio de datos (DDE), que permite importar y exportar datos para su visualización, análisis y control.

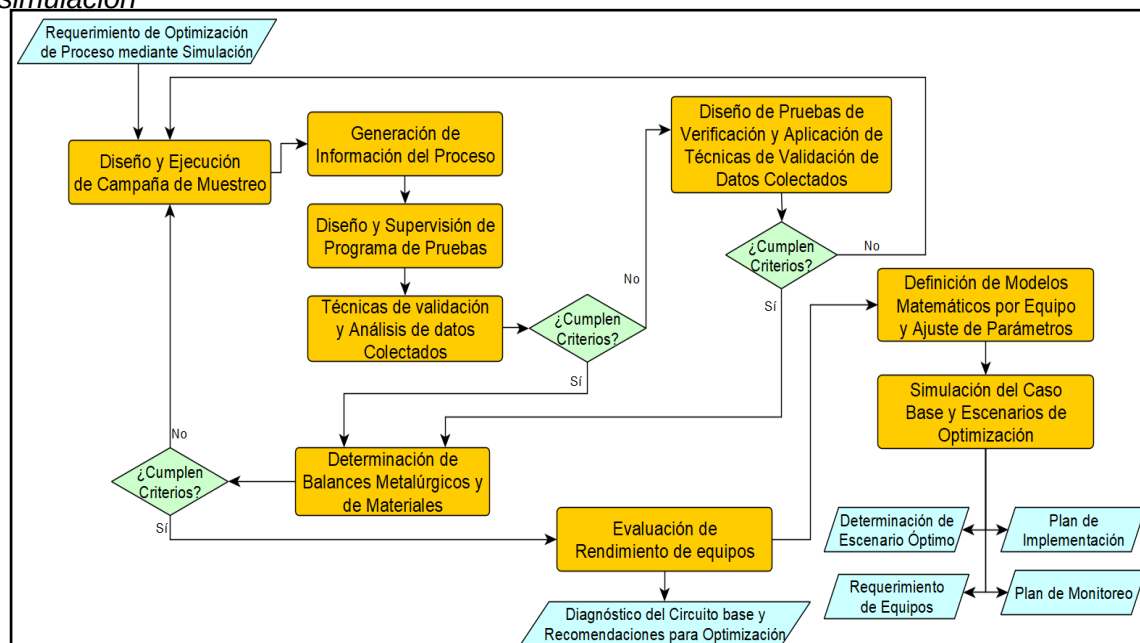
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Descripción de la metodología empleada

Se utiliza una metodología basada en el “Método Científico” enfocada en sus características de reproducibilidad y repetitividad de procedimientos e involucrando el tipo específico de predicción de resultados. Principales etapas de las que se compone son, definir el problema (identificación de cuellos de botella), medir (lecturas de instrumentos, extracción y análisis de muestras), hacer ingeniería (balances y modelamiento), proponer los cambios (escenarios de simulación), implementación y volver a medir.

Figura 38

Metodología propuesta para optimización de procesos mediante herramientas de simulación



Fuente: Elaboración propia

3.1.1 Extracción información del proceso

Es el punto de partida clave en la metodología planteada. Está basado en la recolección de muestras representativas y lecturas de los instrumentos de medición que sirvan para determinar perfiles operativos de las corrientes de proceso.

Este componente se basa en:

- Campañas de extracción de muestras de las principales corrientes de flujo, considerando equiprobabilidad de las muestras.

- Mantener rangos de operación dentro de límites de control durante la campaña buscando proximidad al estado estacionario del proceso.
- Medición de condiciones de operación y componentes de los equipos.
- Colección de datos de lecturas de instrumentos involucrando consumo energético, dilución y densidad de principales corrientes y ratio de alimentación al proceso.

3.1.1.1 Extracción, manejo, preparación y análisis de muestras. El objetivo de la gestión en el manejo, preparación y análisis de las muestras extraídas es obtener valores del proceso sin sesgo y que se encuentren dentro de un nivel aceptable de precisión. Para lograr esto, todas las etapas del proceso de preparación y análisis de muestras deben ser auditadas y validadas.

Es decir, esta etapa debe asegurar la calidad en la extracción, transporte, almacenamiento y procesamiento de las muestras:

- Considerar criterios establecidos por teoría de muestreo “Sampling Theory”.
- Garantizar la trazabilidad en la cadena de custodia de muestras.
- Asegurar que preparación de muestras cumpla criterios propuestos por Amira P754.
- Validación y verificación de resultados de obtenidos en los programas de pruebas diseñados (aseguramiento y control de calidad).

3.1.1.2 Medición de condiciones de equipos. La adecuada aplicación de esta subetapa permitirá asegurar la calidad del ajuste de parámetros que se realizará en la etapa de modelamiento. Involucra medir condiciones operativas y algunos de los componentes físicos de los equipos, hablando propiamente de molienda, por ejemplo:

- Molinos de Bolas:
 - Dimensiones: Diámetro y longitud efectiva, espesor de liners y collar de bolas.
 - Condiciones: Fracción de velocidad crítica y nivel de llenado.
- Ciclones:
 - Dimensiones: Diámetro de Ápex y Vórtex, ángulo de la sección cónica, etc.
 - Condiciones: Presión de alimentación.

3.1.2 Análisis de datos colectados

Esta etapa tiene por objetivo asegurar que la información que fue adquirida en la campaña de muestreo posea la calidad necesaria antes de ser utilizada en la determinación del balance y generar un diagnóstico del proceso. El sistema de análisis debe incluir herramientas para:

- Identificar y discriminar data incongruente.
- Identificar e interpretar datos atípicos (*outliers*)
- Conocer el grado de variabilidad del proceso durante la campaña de muestreo.
- Confirmar la representatividad de los datos colectados respecto a la estadística de producción e indicadores KPI de los últimos periodos.
- Análisis de consistencia matemática y metalúrgica de nodos y entre nodos del proceso.
- Garantizar que el proceso de cálculo tenga datos redundantes para facilitar la detección de problemas (sesgos, datos inconsistentes, etc.).
- Asignar un nivel de confianza/incertidumbre asociada a cada medición realizada.

3.1.2.1 Representatividad. Es la característica más importante de una muestra estadística, y se define como la capacidad de un subgrupo de presentar iguales características a las del grupo completo, en consecuencia, el muestreo adquiere validez en cuanto se garantice que las características que se quieren observar en la población quedan reflejadas adecuadamente en la muestra.

Una muestra será representativa de la población de la que fue tomada, si “la suma de sus características se aproxima al conjunto de características de la población”.

3.1.2.2 Consistencia de datos (Nodos y Corrientes). El uso de un set de datos con errores de muestreo significativos no solo altera el conocimiento sobre el desempeño del circuito de forma global y por etapas, sino también las conclusiones y recomendaciones que se deriven de un modelo construido con estos datos.

Para un set de datos establecido, podemos concluir que existirá un corte de sólidos definido para cada análisis cuyo grado de incertidumbre variará según la calidad del grado

de separación que presente cada ensayo y según la calidad del proceso de extracción y análisis de muestras.

3.1.2.3 Asignación de modelo de error o incertidumbre asociada. El objetivo de esta subetapa es crear modelos de error y estimar la precisión (mediante la asignación de desviación estándar) que posee cada medición realizada, a través de un método matemático conocido como “Teoría de propagación de errores o varianzas”.

Todo ello con la finalidad de conocer cuáles son los datos que representan con un mayor porcentaje de confiabilidad a la operación. Estos datos ingresarán al balance y dentro del modelo de error establecido serán los que posean menor desviación estándar.

3.1.3 Balances metalúrgicos y de materiales.

Es la parte abstracta del sistema, emplea criterios establecidos por el código de contabilidad metalúrgica por medio de los cuales se realizarán los balances. El método de balance a utilizar en este estudio implicará la minimización de la suma de los residuos cuadráticos ponderados de los datos (medidos vs ajustados) sujetos a restricciones del diagrama de flujo.

3.1.3.1 Reconciliación de datos. Este proceso se refiere principalmente a la generación de conjuntos de datos auto consistentes que concuerdan lo más posible con los conjuntos de datos medidos (ensayos por elementos metálicos o perfiles granulométricos).

Este proceso es flexible y se puede utilizar para:

- Estimar los cortes de flujo másico o diagnosticar problemas asociados.
- Ajuste (o conciliación) de los datos medidos para generar resultados auto consistentes en un solo o en distintos procesos.
- Comprobar si los ajustes son "razonables" en términos de las desviaciones estándar estimadas o medidas de los datos extraídos del proceso.
- Facilita la detección de errores de medición al obtener un cierre deficiente alrededor de nodos de procesos específicos.

3.1.3.2 Evaluación de rendimiento del proceso e identificación de cuellos de botella. Mediante la determinación de balances consistentes pueden realizarse análisis:

Rendimiento de equipos:

Eficiencias de clasificación, ratios de reducción, ratios de concentración y enriquecimiento, porcentaje de uso de capacidad volumétrica, etc.

Capacidad:

Tiempos de residencia, caudales de flujo en los procesos unitarios, etc.

3.1.4 Modelamiento

3.1.4.1 Conminución. Mediante el uso de modelos matemáticos desarrollados a lo largo de los años y que se encuentran disponibles en los softwares Bruno (tritución) y JKSimMet V6.2 (molienda), el tesista calibrará modelos que reflejen las condiciones reales de operación de la planta (tamaño efectivo de molinos, cargas de bola, cargas de operación, consumo de energía, tamaños de apertura de malla, abertura descarga “CSS”, números de ciclones, presión de ciclones, etc.).

En una primera etapa, se examinarán las tendencias y respuestas del sistema de control de la planta para evaluar la estabilidad de la operación y así, confirmar que las observaciones utilizadas en el modelo son típicas. Finalmente, se dará lugar a una etapa de ajuste de parámetros de forma que el modelo proporcione una representación razonable de los circuitos del proceso.

3.1.4.2 Flotación. Muchos modelos de cinética de flotación se han desarrollado, una forma adecuada de clasificarlos es modelos de flotación discontinua (García Zúñiga, Kellsall, Klimpel y Huber-Panu) y de flotación continua (mezcla perfecta y flujo pistón).

Modelos continuos involucran la hidrodinámica de las celdas individuales de cada banco:

- Niveles de celda y de espuma
- Volúmenes de aire y tamaño de burbuja
- Carga de la burbuja.
- Arrastre de espuma y agua.

Es necesario mencionar que la etapa de modelamiento del circuito de flotación estará fundamentada en la determinación del balance por elementos, estudios de análisis mineralógico y resultados de pruebas de cinética de flotación bajo la plataforma del software Limn®.

3.1.5 Simulación de escenarios

En esta etapa del estudio se correrán múltiples simulaciones modificando las principales variables de ingreso tales como nuevos equipos, variación de tonelaje, características del mineral como dureza o leyes y se medirá el impacto sobre las principales variables de rendimiento.

3.1.5.1 Conminución. Usando el modelo del circuito, un estudio de simulación será conducido para evaluar opciones para incrementar el tonelaje de alimento a la planta.

El estudio de los requerimientos energéticos del circuito de conminución, incluirán:

- Evaluación de la capacidad actual del circuito para determinar equipos que deberán ser reemplazados y/o cambiados de posición para cumplir con las demandas del proceso.
- Equipos principales como: chancadoras, tamices, molinos, ciclones, serán evaluados.

3.1.5.2 Flotación.

- Evaluación de tamaño óptimo de molienda (liberación).
- Capacidad de equipos actuales y recuperación máxima.
- Evaluación del tiempo de residencia y cinética de flotación por especies.

3.1.6 Implementación y estandarización

Posterior al análisis de escenarios evaluados, nuevos equipos y configuraciones del circuito serán propuestas para satisfacer, de forma consistente y sostenible, las demandas del incremento de capacidad.

Estas propuestas serán implementadas por la compañía y se realizará una nueva medición (extracción de información) para confirmar la estabilidad del proceso.

3.2 Estudio de ampliación en circuito de trituración

El objetivo de esta sección es cuantificar el rendimiento del circuito de trituración de la unidad en análisis antes de las propuestas para ampliación de capacidad.

A partir de ello, identificar cuellos de botella y finalmente evaluar alternativas de procesamiento que permitan optimizar las condiciones del proceso y las características del producto entregado a molienda.

Durante la visita del tesista a la unidad en Chihuahua, México se realizaron las siguientes actividades (periodo julio 2018 – agosto 2018):

- Análisis Granulométrico por fotogrametría del Mineral RoM.
- Campaña de extracción de muestras de las corrientes de flujo de circuito.
- Pruebas metalúrgicas a las muestras colectadas, caracterización granulométrica, gravedad específica, humedad, densidad aparente.
- Medición y recolección de datos de los principales equipos del circuito.

Mediante análisis de imágenes (Sección 2.6.3) se logró obtener el perfil granulométrico del mineral alimentado al circuito de trituración.

Este material ingresará al modelo del circuito de trituración desarrollado bajo la plataforma del software Bruno para el desarrollo del caso base.

Utilizando resultados de la campaña de muestreo de julio del 2018, se desarrolló un balance de masa que permitió ajustar el modelo base a las condiciones de operación del circuito de trituración 2018 y la evaluación de las alternativas de procesamiento mediante simulación.

3.2.1 Criterio de diseño circuito 2018

Los datos utilizados en la etapa de modelamiento y ajuste de parámetros del circuito fueron provistos por la compañía y *vendors* de los equipos instalados en la operación.

Estos datos fueron confirmados por el tesista durante la visita a la unidad y son:

Tabla 15*Resumen del criterio de diseño - Trituración*

PARÁMETROS	UNIDAD	VALOR
Esquema de Operación		
Tonelaje Alimentación diaria	t/d	650
Disponibilidad de Planta	%	54%
Horas operativas diarias	h	13
Tonelaje Alimentación	t/h	50
Características del Mineral		
Tamaño máximo roca	mm	410
Humedad	%	5%
Gravedad Especifica del mineral	-	2.6
Índice de Trabajo para Trituración	kW-h/t	13.8
Trituración primaria		
Número de unidades	-	1
Tipo de trituradora		Quijadas
Modelo		Voest
Cavidad		Estándar
Dimensiones		
Ancho abertura	in	20
Longitud abertura	in	36
Abertura descarga (CSS)	mm	75
Criba Trio		
Tipo		Criba inclinada vibratoria
Número de unidades		1
Número de pisos		2
Dimensiones		
Largo	m (ft)	1.83 (6)
Ancho	m (ft)	6.10 (20)
Paneles		
Primer Panel		
Abertura largo	mm (in)	19 (3/4)
Abertura ancho	mm (in)	19 (3/4)
Material	-	poliuretano
Arreglo	-	Anticlogging
Segundo Panel		
Abertura largo	mm (in)	12.7 (1/2)
Abertura ancho	mm (in)	12.7 (1/2)
Material		Poliuretano
Arreglo	-	Anticlogging
Trituración Secundaria		
Número de unidades		1
Tipo de trituradora		Cónica
Modelo		Metso HP 300
Cavidad	-	Std Fine
Abertura descarga (CSS)	mm	15

Fuente: Elaboración propia

3.2.2 Información del proceso

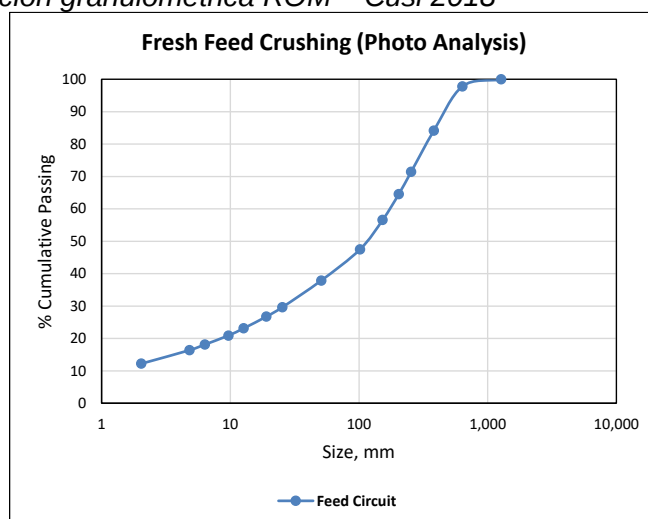
De forma simplificada se cuenta con la siguiente información:

- Datos de equipos de acuerdo con el criterio (Tabla 15). Se construye un diagrama de flujo en el software Bruno, luego, las características y dimensiones de estos equipos serán cargadas al software para la etapa de modelamiento.
- Resultados del análisis granulométrico de la corriente de alimentación al circuito (RoM), obtenidos mediante Foto Split Net.
- Muestreo realizado al circuito en julio del 2018, utilizado en la etapa de ajuste de parámetros para obtener un modelo consistente y representativo de la operación.

3.2.2.1 Perfil granulométrico del RoM (Análisis de Imágenes). Fotos del RoM bajo condiciones establecidas fueron capturadas durante la visita a la unidad. Los resultados del análisis de tamaños por fotogrametría se obtuvieron por separado para la fracción fina y gruesa, posteriormente estos resultados fueron recompuestos por el software y la curva de distribución granulométrica resultante fue determinada según se muestra en la siguiente figura:

Figura 39

Resultados distribución granulométrica ROM – Cusi 2018

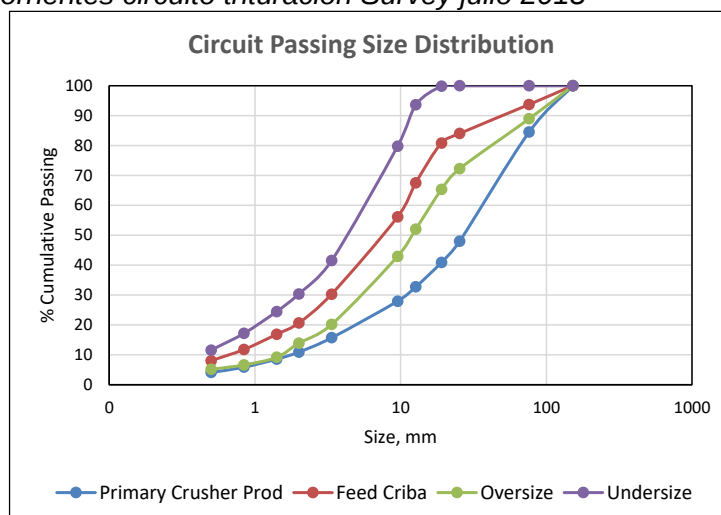


Fuente: Elaboración propia

3.2.2.2 Curvas PSD - Campaña de extracción de muestras. La siguiente figura muestra las curvas de distribución de tamaño pasante de las corrientes del circuito de trituración obtenidos en el muestreo realizado en julio del 2018.

Figura 40

Curvas PSD – Corrientes circuito trituración Survey julio 2018



Fuente: Elaboración propia

3.2.3 Pruebas metalúrgicas realizadas

3.2.3.1 Análisis RoM mediante fotogrametría. Se analizaron las características granulométricas y mineralógicas del mineral dispuesto en stockpiles próximo a ser alimentado al circuito de trituración.

Figura 41

Mineral RoM dispuesto en Stockpiles (Alimento trituración)



Fuente: Elaboración propia

Se determinó que para proporcionar condiciones ópticas adecuadas y mejorar la calidad de las fotos era necesario separar el material RoM en finos y gruesos mediante el uso de una parrilla de 1" (pulgada) de abertura y un cargador frontal.

Figura 42

Clasificación de material - Parrilla de 1 pulgada de abertura



Fuente: Elaboración propia

Una vez separado el material en gruesos y finos se colocaron, en cada ruma de mineral, esferas de diámetro conocido y un color con elevado nivel de contraste con el color natural del mineral. Estas condiciones fueron necesarias para asegurar la calidad y precisión de los resultados obtenidos por el software de análisis de imágenes.

Figura 43

Esferas de referencia en material grueso (izquierda) y material fino (derecha)



Fuente: Elaboración propia

La siguiente tabla muestra los resultados obtenidos por el software de análisis de imágenes:

Tabla 16*Distribución de tamaño del mineral de alimento a trituración*

Alimento Planta (RoM)		
Tamaño, mm	% Peso Retenido	% Acumulado Pasante
1,270	0	100
635	2.17	97.8
381	13.7	84.2
254	12.7	71.5
203	6.94	64.5
152	7.95	56.6
102	9.09	47.5
50.8	9.60	37.9
25.4	8.22	29.7
19.1	2.92	26.8
12.7	3.60	23.2
9.65	2.24	20.9
6.35	2.77	18.1
4.83	1.74	16.4
2.03	4.18	12.2
0	12.2	0

Fuente: Elaboración propia

Comentarios

- Resultados obtenidos del “Split Net Size Analysis” serán utilizados para calibrar el modelo de trituración con los resultados del muestreo realizado en julio 2018.
- El F80 del stockpile fue de 13.2 pulgadas

3.2.3.2 Análisis granulométrico - Campaña de muestreo julio 2018. Se realizó la extracción de muestras y el análisis granulométrico de las principales corrientes del proceso de trituración de la unidad, estas fueron:

- Producto de trituración primaria
- Alimento a criba Trio
- Oversize criba Trio
- Undersize criba Trio

Esta campaña siguió los criterios propuestos por la teoría de muestreo y la preparación y análisis de muestras bajo los lineamientos de AMIRA P754 detallados en la sección 2.1.

En las imágenes siguientes se muestran los equipos de trituración primaria (Voest, Quijada) y trituración secundaria (HP-300 Metso, cónica). Se extrajeron muestras representativas de las corrientes de flujo asociadas a estos equipos y además se colectaron datos de las condiciones operativas, tales como, CSS, Stroke, tipo de cavidad.

Figura 44

Trituradora primaria (izquierda) y trituradora secundaria (derecha)



Fuente: Elaboración propia

Se muestra además la criba Trio 6' x 20' de dos pisos en donde se extrajeron muestras y se midieron condiciones operativas tales como abertura de paneles, tipo de arreglo, etc.

Figura 45

Criba Trio 6' x 20' (izquierda) y sistema de fajas hacia molienda (derecha)



Fuente: Elaboración propia

Posterior a la campaña de muestreo y pruebas de determinación de tamaño por análisis granulométrico se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla 17

Distribución de tamaño de las corrientes de flujo de trituración

% Peso Retenido					
Malla	Tamaño, mm	Producto Trit. Prim.	Alimento Criba	Gruesos Criba	Finos Criba
6"	152	0	0	0	0
3"	76.2	15.5	18.4	9.3	0
1"	25.4	36.5	13.4	12.7	0.002
3/4"	19.1	7.07	2.94	3.65	0.19
1/2"	12.7	8.18	10.4	16.8	6.2
3/8"	9.53	4.78	19.4	29.6	13.9
6	3.36	12.2	20.8	23.1	38.3
10	2.00	4.77	3.66	0.74	11.1
14	1.41	2.36	1.78	0.27	5.90
20	0.84	2.69	2.09	0.47	7.31
35	0.50	1.78	1.75	0.50	5.60
-35	0	4.08	5.44	2.89	11.5

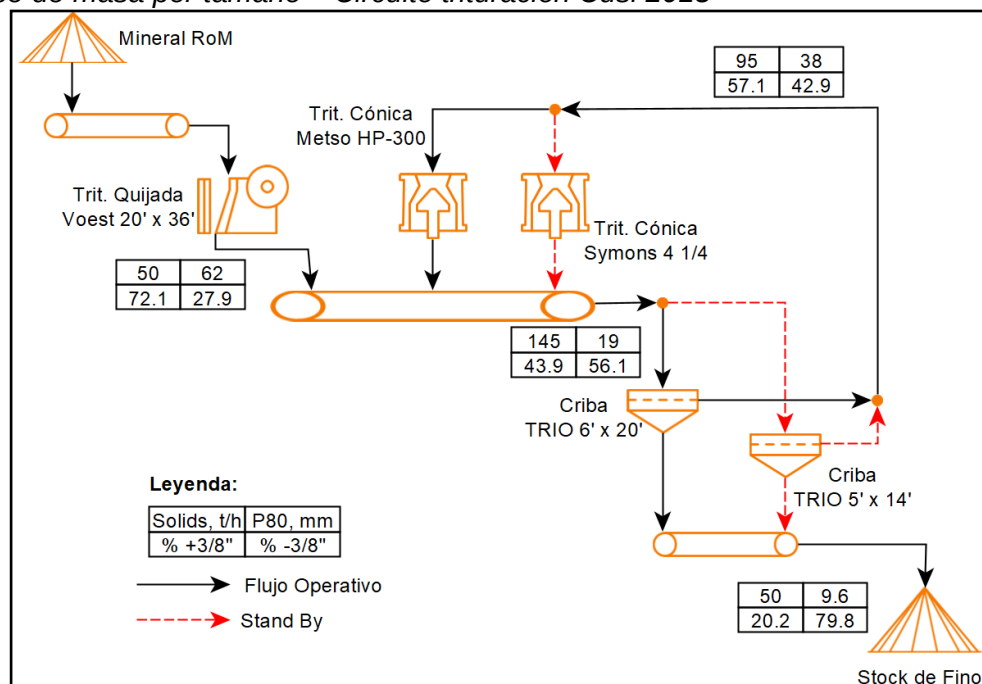
Fuente: Elaboración propia

3.2.4 Determinación de balance de masa trituración

Con data obtenida y criterios de la sección 0, se determinó el balance por tamaños:

Figura 46

Balance de masa por tamaño – Circuito trituración Cusi 2018



Fuente: Elaboración propia

3.2.5 Análisis desempeño circuito 2018

Del balance de masa y el análisis del RoM se determinó que el proceso tiene un ratio de reducción de 35. Del análisis por secciones se observa que el ratio de reducción de la trituradora primaria es adecuado y el de la trituradora secundaria es ligeramente bajo.

Tabla 18

Evaluación de desempeño de trituradoras

Trituradora	Tipo	Etapas	Carga Volumétrica, %	Radio Reducción
Voest 20' x 36'	Quijada	Primaria	39.2	5.08
Metso HP-300	Cónica	Secundaria	70.4	1.77

Fuente: Elaboración propia

Respecto al porcentaje de uso volumétrico, la trituradora primaria se encuentra por debajo del mínimo recomendado mientras que la carga volumétrica de la secundaria se encuentra ligeramente por debajo del límite inferior. Por lo tanto, se estima que estos equipos no se encontraban operando a su capacidad máxima y existía un margen disponible.

De la misma forma se analizó la eficiencia de clasificación de la criba Trio 6' x 20' utilizando el criterio de eficiencia de remoción de finos (1/2"), siendo esta 80.0%. De forma independiente se estimó la eficiencia por paneles, siendo la del primer panel (3/4") 88.8% y la del segundo (1/2") 91.5%.

Tabla 19

Evaluación de desempeño de Criba Trio 6' x 20'

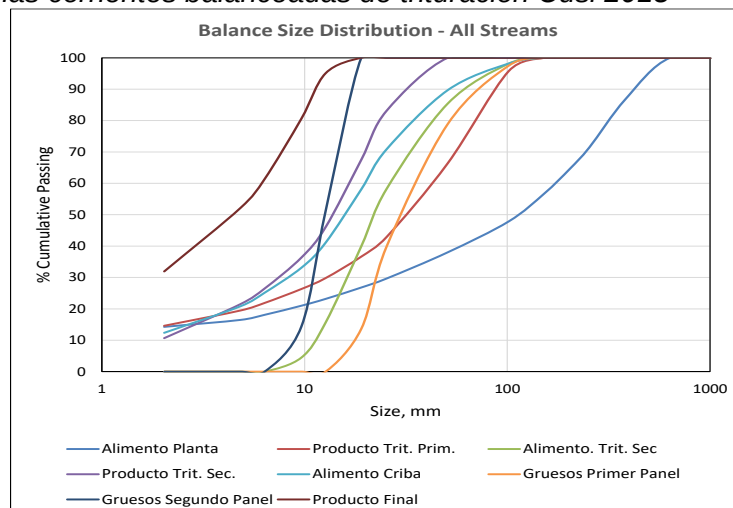
Parámetro	Unidades	Valor
Alimentación Criba	t/h	163
Abertura 2do Panel	in (mm)	1/2" (12.7)
% Pasante 1/2" en Alimento	%	38.3
Finos en Alimentación	t/h	62.5
Undersize Criba	t/h	50.0
Eficiencia Finos Criba (@1/2")	%	80.0
Eficiencia 1º Panel (@3/4")	%	88.8
Eficiencia 2º Panel (@1/2")	%	91.5

Fuente: Elaboración propia

La siguiente imagen muestra los perfiles de distribución de tamaño de las corrientes del proceso después de ser reconciliadas en el balance de masa.

Figura 47

Curvas PSD de las corrientes balanceadas de trituración Cusi 2018



Fuente: Elaboración propia

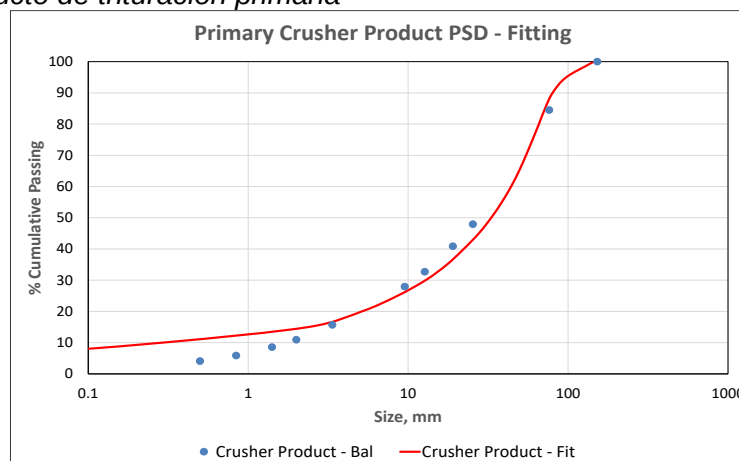
3.2.6 Ajuste de parámetros

En esta etapa se calibran los parámetros del modelo Bruno, haciendo que los resultados obtenidos se ajusten a las características del mineral tratado y comportamiento de los equipos.

3.2.6.1 Trituración primaria. Se calibró el factor de gradación de la trituradora primaria para encontrar un ajuste adecuado entre la granulometría del producto de trituradora primaria balanceado y el modelado.

Figura 48

Ajuste del producto de trituración primaria

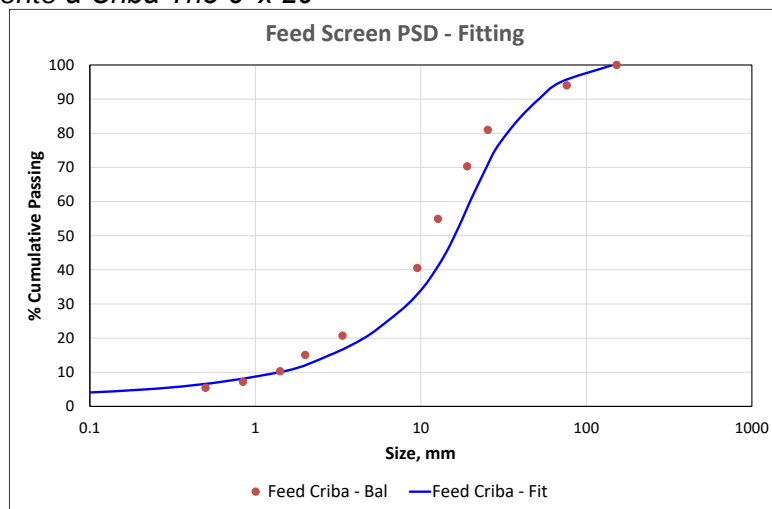


Fuente: Elaboración propia

3.2.6.2 Trituración secundaria. Una vez definido el perfil del producto de trituración primaria, bastaría ajustar el de trituración secundaria para determinar el alimento a la criba Trío, que se encuentra conformado por estas dos corrientes. Con este criterio se ajustó el factor de gradación de la trituradora cónica Metso HP-300. Además, se ingresó el CSS (OSS-Stroke) medido durante la auditoría.

Figura 49

Ajuste del alimento a Criba Trio 6' x 20'

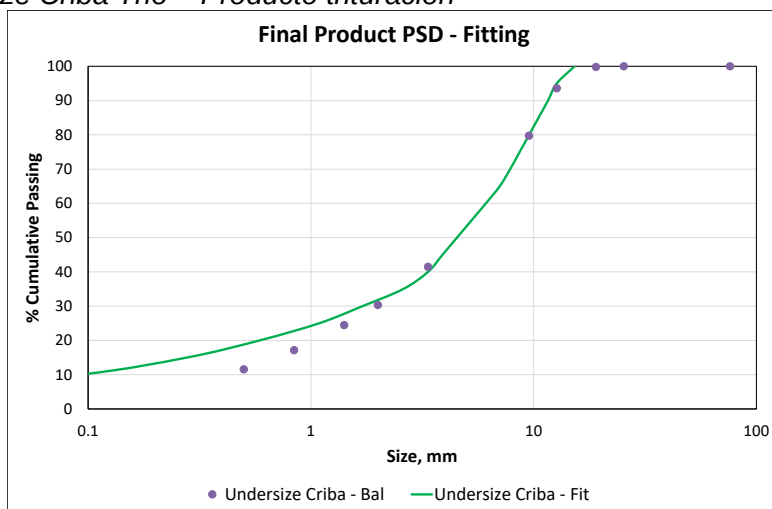


Fuente: Elaboración propia

3.2.6.3 Criba Trio. Con la información colectada, como el material de los paneles y la forma de la abertura de estos, se realizó la calibración del modelo de criba ajustando el porcentaje de área abierta.

Figura 50

Ajuste Undersize Criba Trio – Producto trituración



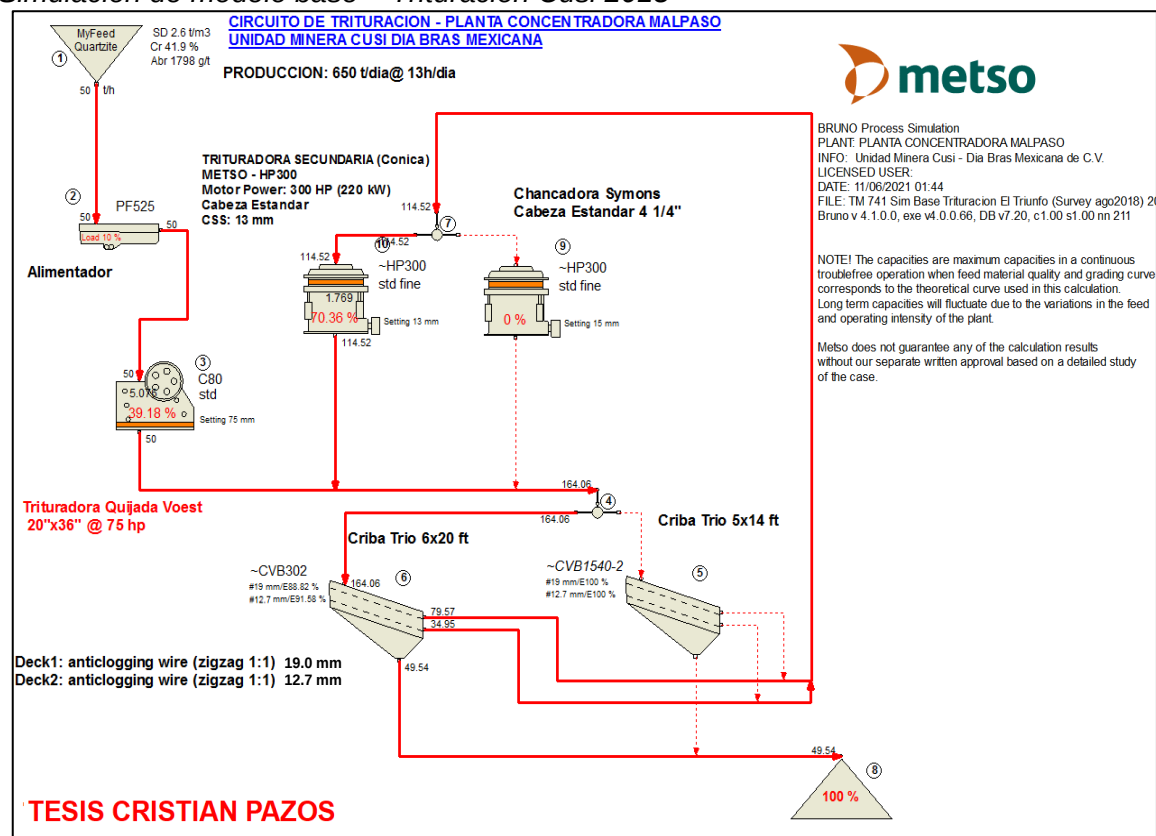
Fuente: Elaboración propia

3.2.7 Determinación modelo base trituración

Posterior a la etapa de ajuste de parámetros de los modelos de los equipos del proceso se desarrolló la simulación del caso base, el cual presentan los siguientes resultados.

Figura 51

Simulación de modelo base – Trituración Cusi 2018



Fuente: Elaboración propia

- Las trituradoras presentan factores de carga volumétrica de operación, por debajo de la práctica recomendada.
- La trituradora de quijadas Voest reporta un 40% de carga volumétrica.
- La trituradora cónica Metso HP300 opera con un 70% de carga volumétrica.
- La abertura de descarga (CSS) de trituración primaria y secundaria son respectivamente 75 mm y 13 mm.
- El radio de reducción del circuito es 35 y el P80 del producto final es 9.6 mm

3.2.8 Escenarios de simulación

De acuerdo con los requerimientos de la compañía para incrementar la capacidad de tratamiento a 1,200 t/d se evaluaron escenarios de simulación considerando los equipos adquiridos a inicios del 2018 (Trituradora Metso HP-300 y Criba Trio 6' x 20') y los equipos existentes en el circuito desde años atrás (Voest 20' x 36', Symons y Criba Trio 5' x 14').

Los objetivos principales de los escenarios de simulación evaluados serán:

- Incremento sostenible de tonelaje de tratamiento en trituración.
- Un producto hacia molienda con un P80 y con un perfil granulométrico adecuado.

Las condiciones del mineral de alimento (RoM) al circuito de trituración se determinaron mediante las pruebas metalúrgicas antes descritas y se resumen en la tabla siguiente:

Tabla 20

Parámetros y condiciones del mineral de alimentación

Parámetro	Unidad	Valor
F100	mm	410
F80	mm	334
SG	-	2.60
Crushability	%	41.9%
Abrasiveness	g/t	1,798

Fuente: Elaboración propia

En la siguiente tabla, se presentan los casos de simulación a evaluar para lograr los propósitos planteados en el estudio bajo las condiciones del mineral establecidas.

Tabla 21

Matriz de simulaciones a evaluar para optimización

Simulación	Alimento t/d	Horas Operativas	Alimento, t/h	Abertura 2º Panel Criba 6'x20', mm	Nº de Trituradoras Cónicas	Nº de Cribas Operando
Caso Base	650	13	50	12.7	1	1
1	819	13	63	9.53	1	1
2	1,170	13	90	9.53	2	1
3	1,365	13	105	9.53	2	2

Fuente: Elaboración propia

3.2.8.1 Resumen de resultados. Los escenarios de simulación planteados fueron desarrollados bajo la plataforma del software Bruno. En la siguiente tabla se muestran los resultados obtenidos para el análisis de eficiencia de las trituradoras en cada uno de los casos.

Parámetros como flujo de sólidos de alimentación (en toneladas por hora), radio de reducción y porcentaje del uso volumétrico del equipo fueron evaluados:

Tabla 22

Comparativo de resultados entre escenarios – Efecto en trituradoras

Simulación	Flujo Alimentación, t/h			Radio de Reducción			Carga volumétrica, %		
	Voest 20' x 36'	Metso HP 300	Symons Cónica	Voest 20' x 36'	Metso HP 300	Symons Cónica	Voest 20' x 36'	Metso HP 300	Symons Cónica
Caso Base	50	115	-	5.08	1.77	-	39.2	70.4	-
1	63	147	-	5.1	1.76	-	49.4	89.9	-
2	90	101	101	4.89	1.71	1.71	64.8	69.4	69.4
3	105	111	111	4.65	1.79	1.79	67.8	75.0	75.0

Fuente: Elaboración propia

De la misma forma en la siguiente tabla se muestran los resultados obtenidos para el análisis de eficiencia de las cribas en cada uno de los escenarios de simulación:

Tabla 23

Comparativo de resultados entre escenarios – Efecto en Cribas

Simulación	Criba Trio 6' x 20'			Criba 5' x 14'			P80 (mm)	Ratio Total
	Abertura 2º Panel (mm)	Sólidos Alimento, t/h	Eficiencia, %	Abertura 2º Panel (mm)	Sólidos Alimento, t/h	Eficiencia, %		
Caso Base	12.7	164	80%	-	-	-	9.60	35.0
1	9.53	210	76%	-	-	-	5.65	59.0
2	9.53	292	65%	-	-	-	5.28	63.2
3	9.53	212	74%	9.53	114	75%	5.63	59.2

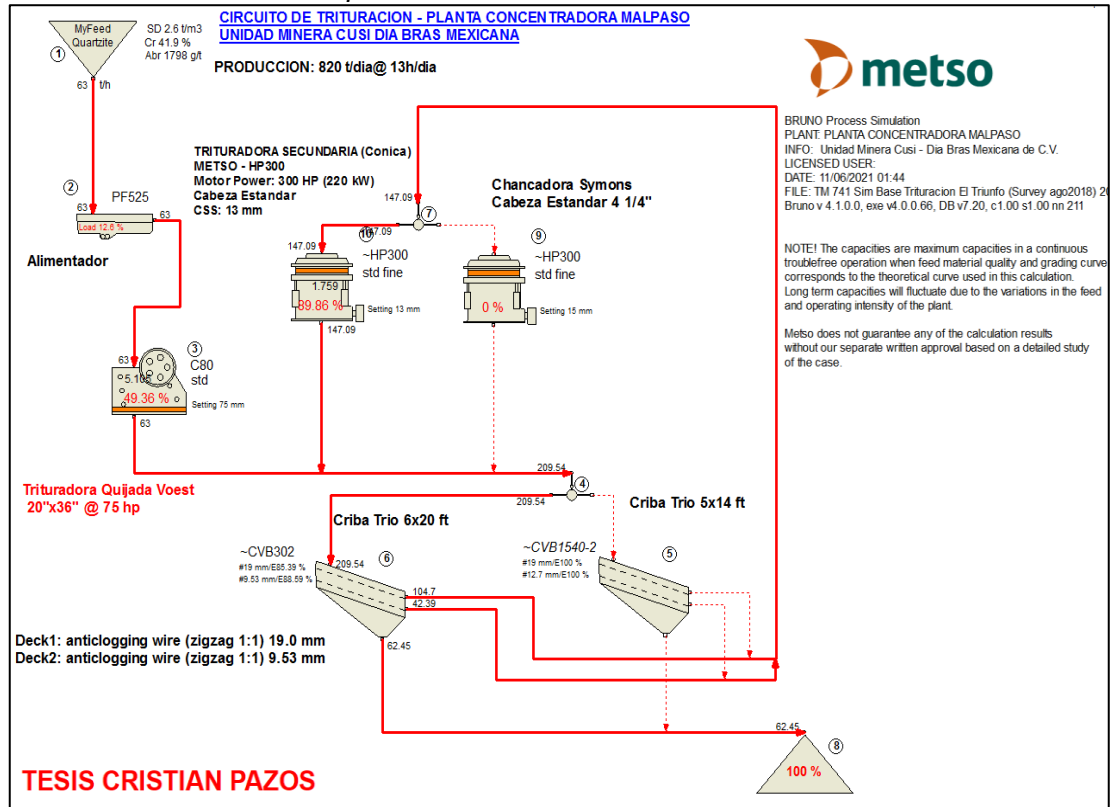
Fuente: Elaboración propia

Los resultados de las simulaciones serán discutidos a detalle en el 0.

simulación N°1 evalúa la máxima capacidad de procesamiento bajo la configuración del Caso Base (operación 2018), es decir, una trituradora secundaria y una criba en funcionamiento:

Figura 52

Simulación N°1 – Máxima capacidad sin modificaciones



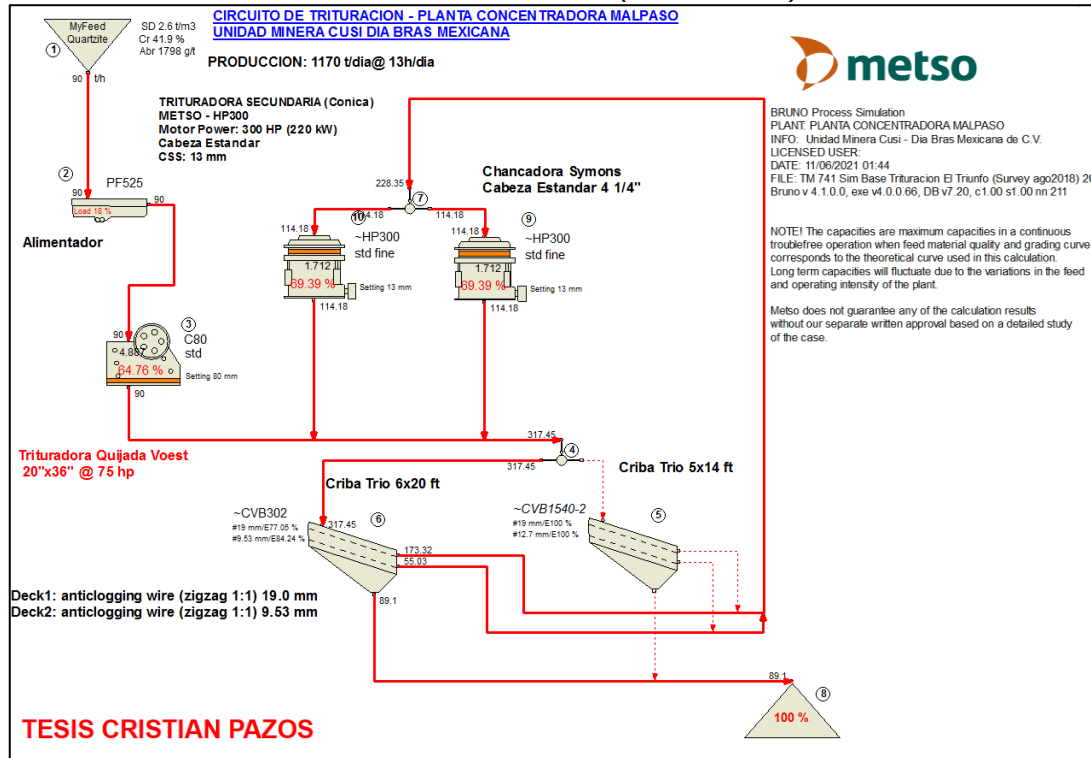
Fuente: Elaboración propia

- Incremento del tonelaje procesado a 63 t/h. Es decir, 820 t/d al 54% de disponibilidad.
- Optimización de la carga volumétrica de operación de la trituradora primaria a 49.4% y trituradora secundaria 89.9%.
- Como consecuencia de una mejor utilización de las trituradoras, el P80 del circuito se redujo a 5.65 mm y el ratio de reducción se incrementó a 59.
- El flujo de alimento a las cribas se incrementó a 210 t/h y la eficiencia al tamaño de 3/8" (abertura segundo panel) se redujo a 76%.

3.2.8.3 Simulación N°2: Incremento 1,170 t/d – Uso de dos trituradoras cónicas. La simulación N°2 evalúa la utilización de la trituradora cónica Symons en funcionamiento paralelo con la Metso HP-300. Es decir, dos trituradoras secundarias operando con una criba.

Figura 53

Simulación N°2 – Uso de dos trituradoras cónicas (Secundarias)



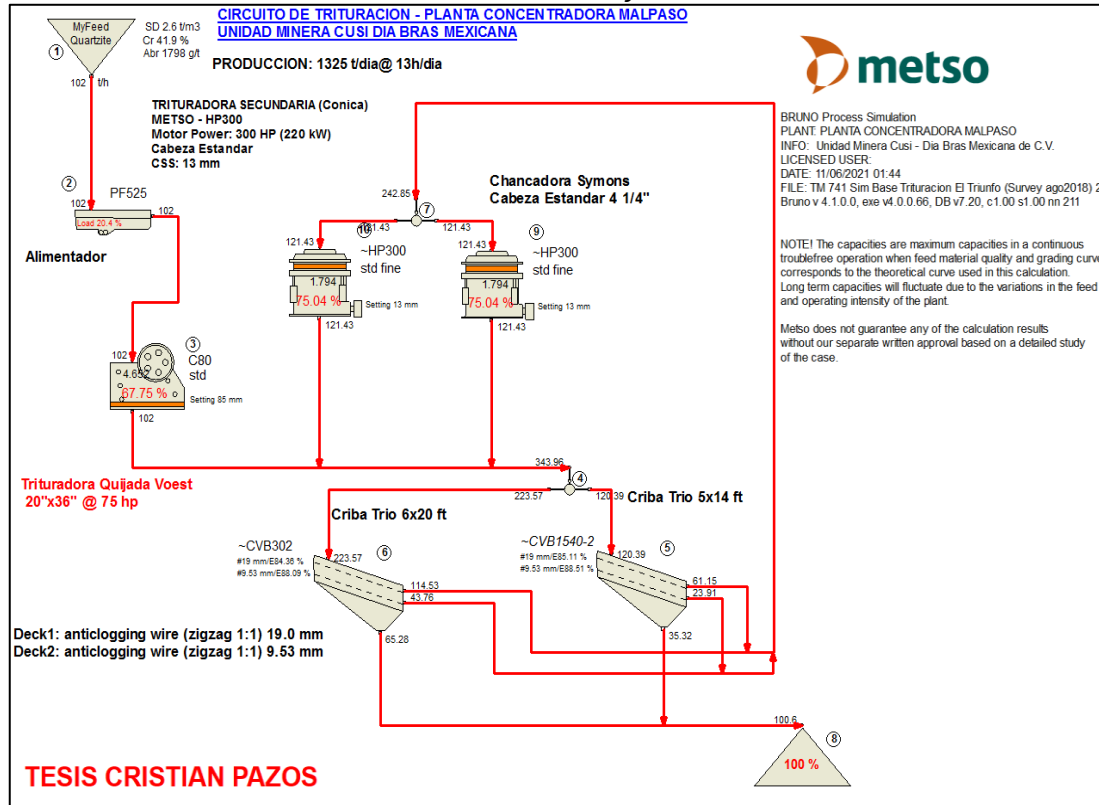
Fuente: Elaboración propia

- Incremento del tonelaje procesado a 1,170 t/d con el 54% de disponibilidad.
- Se incrementó el CSS de la trituradora primaria de 75 a 80 mm, para poder aumentar el tonelaje y no operar con carga volumétrica en exceso fuera del rango recomendado.
- La carga volumétrica de operación de la trituradora primaria fue de 64.8% y la secundaria de 69.4%. Esto debido a que la carga total de alimento a trituración secundaria se divide entre las dos trituradoras cónicas.
- El P80 del circuito se redujo a 5.3 mm y el ratio de reducción se incrementó a 63.2.
- El alimento a las cribas se incrementó a 292 t/h y la eficiencia se redujo a 65%.

3.2.8.4 Simulación N°3: Incremento 1,325 t/d – Uso de dos cónicas y dos cribas. Sim N°3 evalúa la configuración de Sim N°2 pero con la adición la Criba Trio 5' x 14'.

Figura 54

Simulación N°3 – Uso de dos trituradoras cónicas y dos cribas



Fuente: Elaboración propia

- Incremento del tonelaje procesado a 1,325 t/d con el 54% de disponibilidad.
- Se incrementó el CSS de la trituradora primaria de 80 a 85 mm, para poder aumentar el tonelaje y no operar con carga volumétrica en exceso fuera del rango recomendado.
- La carga volumétrica de operación de la trituradora primaria fue de 67.8% y las secundarias de 75%. Esto debido a que la carga total de alimento a trituración secundaria se divide entre las dos trituradoras cónicas.
- El P80 del circuito fue de 5.6 mm y el ratio de reducción se incrementó a 59.2.
- El alimento a la criba trio inicial fue de 212 t/h con una eficiencia de 74%.
- El alimento a la criba trio 5x14 ft fue de 114 t/h con una eficiencia de 75%.

3.3 Estudio de ampliación en circuito de molienda

El objetivo de esta sección es cuantificar el rendimiento del circuito de molienda de la unidad en análisis antes de las propuestas para ampliación de capacidad. A partir de ello, identificar cuellos de botella y finalmente evaluar alternativas de procesamiento que permitan optimizar las condiciones del proceso y las características del producto entregado a flotación.

Durante la visita del tesista a la unidad en Chihuahua, México se realizaron las siguientes actividades (periodo julio 2018 – agosto 2018):

- Identificación y evaluación de accesos hacia los puntos de extracción de muestras.
- Campaña de extracción de muestras de las corrientes de flujo de circuito.
- Pruebas metalúrgicas a las muestras colectadas, caracterización granulométrica, gravedad específica, test de dureza de Bond, pruebas de moliendabilidad.
- Medición y recolección de datos de los principales equipos del circuito.

Utilizando resultados de la campaña de muestreo realizada en la planta de molienda “El Triunfo” durante la tercera semana de agosto del 2018, se desarrolló un balance de masa por tamaños bajo la plataforma del software JKSimMet V6.2.

Estos resultados permitieron luego ajustar los parámetros de los molinos y ciclones asociados para luego determinar el modelo base del circuito de molienda 2018 y la evaluación de las alternativas de procesamiento mediante diferentes escenarios de simulación.

3.3.1 Criterio de diseño circuito 2018

Algunos datos utilizados en la etapa de modelamiento y ajuste de parámetros del circuito fueron provistos por la compañía y *vendors* de los equipos instalados en la operación.

Estos datos fueron confirmados por el tesista durante la visita a la unidad y son los que se muestran seguidamente:

Tabla 24*Resumen del criterio de diseño - Molienda*

Línea N°1 - Molino 7' x 10'			Línea N°2 - Molino 8' x 7'		
Parámetros	Unidad	Valor	Parámetros	Unidad	Valor
Molino Bolas			Molino Bolas		
Configuración	-	Closed	Configuración	-	Closed
Dimensiones			Dimensiones		
Diámetro nominal	ft (m)	7 (2.13)	Diámetro nominal	ft (m)	8 (2.44)
Largo nominal	ft (m)	10 (3.05)	Largo nominal	ft (m)	7 (2.13)
Espesor de Revestimientos	in	1 1/4"	Espesor de Revestimientos	in	1 1/4"
% Solidos Descarga	%	75.0	% Solidos Descarga	%	70.0
Velocidad critica	%	75.0	Velocidad critica	%	74.0
Nivel de Llenado	%	30.0	Nivel de Llenado	%	30.0
Top Ball Size	mm	76.2	Top Ball Size	mm	76.2
Motor Power	HP (kW)	250 (186)	Motor Power	HP (kW)	250 (186)
Ciclones			Ciclones		
Diámetro del Ciclón	in (m)	20 (0.51)	Diámetro del Ciclón	in (m)	20 (0.51)
Espesor de Revestimientos	in	3/4"	Espesor de Revestimientos	in	3/4"
Diámetro del Inlet	in (m)	4 (0.1)	Diámetro del Inlet	in (m)	4 (0.1)
Diámetro del Vórtex	in (m)	5 (0.13)	Diámetro del Vórtex	in (m)	5 (0.13)
Diámetro del Ápex	in (m)	1 3/4 (0.04)	Diámetro del Ápex	in (m)	1 3/4 (0.04)
Longitud del cilindro	in (m)	25 (0.64)	Longitud del cilindro	in (m)	25 (0.64)
Angulo del cono	°	20	Angulo del cono	°	20
Presión Promedio	kPa (psi)	103 (15)	Presión Promedio	kPa (psi)	103 (15)

Fuente: Elaboración propia

3.3.2 Extracción información

El estudio realizado en el circuito de molienda involucró ocho puntos de extracción de muestras, considerando ambas líneas de producción operando en configuración tipo paralelo. En la siguiente imagen se observan vistas panorámicas de los circuitos de molienda y flotación.

Figura 55

Vista parcial de la sección de molienda (Izquierda) y de sección de flotación (Derecha)



Fuente: Elaboración propia

3.3.2.1 Campaña de extracción de muestras. Se realizó la extracción de muestras para que sean derivadas a pruebas metalúrgicas de caracterización, tales como:

- Análisis granulométrico.
- Pruebas de dureza (Bond Ball Work Index).
- Pruebas de Moliendabilidad.

Esta campaña se realizó siguiendo los criterios propuestos por la teoría de muestreo y la preparación y análisis de muestras bajo los lineamientos del código AMIRA P754 detallados en la sección 2.1. Se realizó la campaña con muestreadores modelo Mark III (utilizando la última actualización de octubre del 2001) diseñado por JKTech (K. Andrews).

De acuerdo con la teoría de muestreo, se utilizó la geometría y dimensiones de cortadores en armonía con el tamaño de partícula superior (top size) de cada corriente a muestrear.

Tabla 25

Muestreador empleado según características del flujo a muestrear - molienda

Corriente de Flujo	Muestreador
Descarga Molino (alimentación ciclones)	Mark III Large
Underflow Ciclones	Mark III Large
Overflow ciclones	Mark III Small

Fuente: Elaboración propia

Las cortes se realizaron por duplicado, es decir se obtuvieron dos muestras de cada corriente del circuito a modo de “back up” también con el objetivo de realizar pruebas de repetitividad. Luego de los cortes realizados a los flujos de pulpa, se realizó el “Crash Stop” de planta (mientras se detuvo una línea de producción la otra seguía operando).

Esto se realizó para extraer muestras de la banda que alimenta a cada línea de producción, se extrajeron muestras del material de alimentación a cada molino para pruebas metalúrgicas de determinación de dureza del mineral (Bond Ball Work Index).

Figura 56

Extracción de muestra de alimento a molienda (Pruebas A.G., BWi y SG)

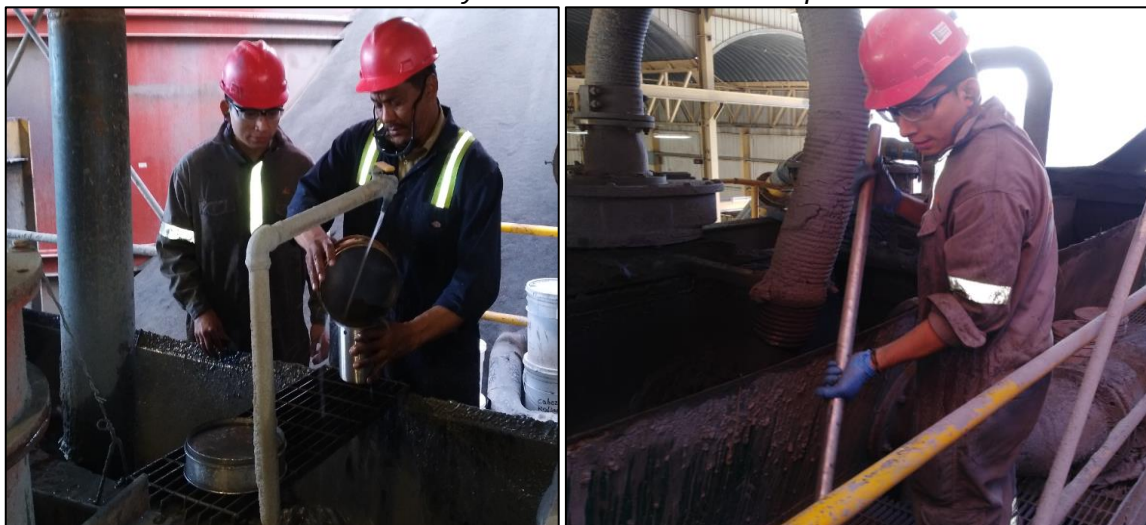


Fuente: Elaboración propia

De todas las corrientes muestreadas se extrajo una cantidad superior a la masa mínima calculada requerida según su distribución granulométrica (teoría de muestreo, ecuaciones de Pierre Gy). Durante la campaña se realizó la evaluación de la estabilidad del proceso, a través de control de densidad en los flujos de descarga y rebose de los equipos de clasificación.

Figura 57

Extracción de muestras de ciclones y monitoreo con “Malla Rápida”



Fuente: Elaboración propia

Monitoreo del tamaño de overflow con controles de malla rápida y controles de estabilidad en el flujo de alimentación al proceso (en pesómetros dinámicos de fajas que alimentan a los molinos) fueron aplicados durante la extracción de muestras.

Figura 58

Extracción de muestras descarga de molinos y monitoreo densidades



Fuente: Elaboración propia

La siguiente tabla muestra los porcentajes en peso retenido y los porcentajes de sólido reportados, de las corrientes para cada línea de producción.

Tabla 26

Distribución de tamaño de las corrientes del circuito molienda

Malla	Abertura	Línea N°1 (7x10)				Línea N°2 (8x7)			
		Fresh Feed	Desc. Mol.	OF Ciclón	UF Ciclón	Fresh Feed	Desc. Mol.	OF Ciclón	UF Ciclón
1	25.4	0	0	0	0	0	0	0	0
3/4	19.1	0	0	0	0	0.002	0	0	0
1/2	12.7	3.26	0	0	0	2.17	0	0	0
3/8	9.53	20.0	0.17	0	0.51	14.6	0.11	0	0.31
6	3.36	53.7	2.84	0	5.52	56.8	1.92	0	2.85
10	2.00	8.24	1.89	0	2.91	9.95	1.76	0	2.51
14	1.41	3.25	1.73	0	2.56	3.74	1.61	0	2.42
20	0.84	2.70	4.95	0	6.55	3.29	4.54	0	6.55
35	0.50	2.02	10.2	0.39	13.0	2.55	9.39	0.15	12.6
50	0.30	1.64	21.8	3.23	25.6	1.93	18.7	2.89	24.2
70	0.21	0.92	16.0	8.01	18.0	0.93	13.2	8.30	17.2
100	0.15	0.68	14.1	15.1	13.1	0.73	13.5	15.1	14.0
140	0.11	0.78	8.11	16.6	5.39	0.77	9.91	16.1	7.51
200	0.074	0.64	5.13	14.3	2.46	0.57	6.93	14.1	3.51
270	0.053	0.47	4.33	13.5	1.61	0.47	5.97	14.2	2.19
325	0.044	0.30	1.57	5.50	0.54	0.28	2.00	5.28	0.72
-325	-	1.40	7.31	23.3	2.30	1.19	10.5	23.9	3.45
% Sólidos		97.8%	67%	23%	65%	97.5%	65%	23%	59%

Fuente: Elaboración propia

3.3.2.2 Levantamiento de información de ciclones y sus componentes.

Durante los “Crash Stop” de cada línea de producción también se desarrollaron actividades de colección de información de los equipos de clasificación del circuito. Cada línea operativa cuenta con dos ciclones (uno operando y otro en Stand By). En la siguiente imagen se observan los cuatro ciclones del proceso, dos ciclones modelo D-15 y dos ciclones D-20.

Figura 59

Vista de dos ciclones operativos (D20) y dos en Stand By (D15)



Fuente: Elaboración propia

Se colectaron datos de operación, tales como presión de operación, y además se realizaron mediciones e inspección de los componentes de los ciclones que regularmente se encuentran en operación (D-20). Entre los datos colectados se encuentran, diámetro equivalente del inlet, diámetro efectivo del hidrociclón (descontando revestimientos), longitud de la parte cilíndrica, ángulo de la parte cónica. De la misma forma se realizó la medición del diámetro de componentes tales como ápex y vórtex tal como se muestra en la siguiente imagen:

Figura 60

Medición de componentes Ápex (Izquierda) y Vórtex (Derecha)



Fuente: Elaboración propia

3.3.2.3 Levantamiento de Información de molinos y sus componentes. En la parada de planta también se realizaron labores de inspección a los equipos de molienda y sus componentes internos. Se ingresó a los molinos para evaluar el nivel de llenado de carga de bolas, realizar la medición de dimensiones internas, determinar las características del collar de bolas y evaluar las condiciones de los revestimientos.

Figura 61

Vista de Molino 7' x 10' (Izquierda) y Molino 8' x 7' (Derecha)



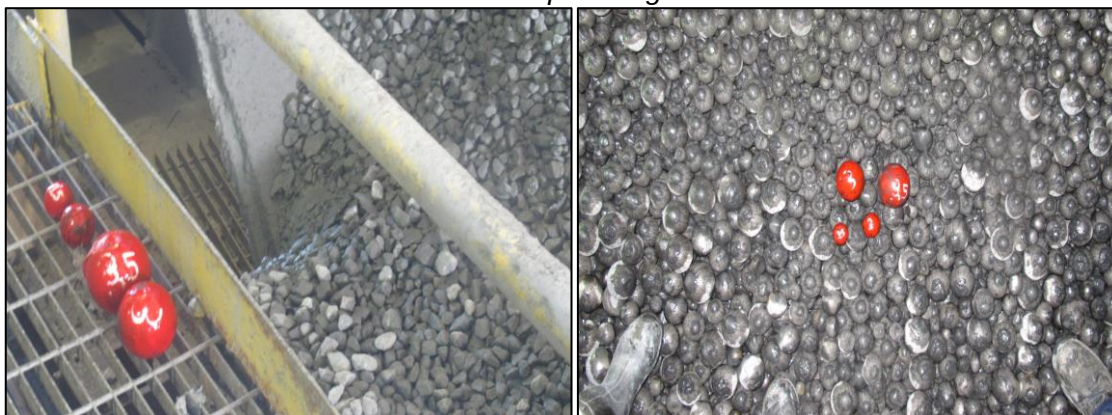
Fuente: Elaboración propia

Durante el “Crash Stop” se mantuvieron todas las actividades de inspección dentro de los criterios de seguridad y salud ocupacional establecidos por norma.

Como se mencionó líneas arriba, una de las actividades fue fotografiar con objetos de referencia el lecho de bolas de cada molino para derivarlo a análisis fotográfico y determinar el collar de bolas. Bolas de acero de 2”, 2.5”, 3” y 3.5” pulgadas fueron pintadas de rojo para ello.

Figura 62

Determinación de collar de bolas – Análisis por imágenes

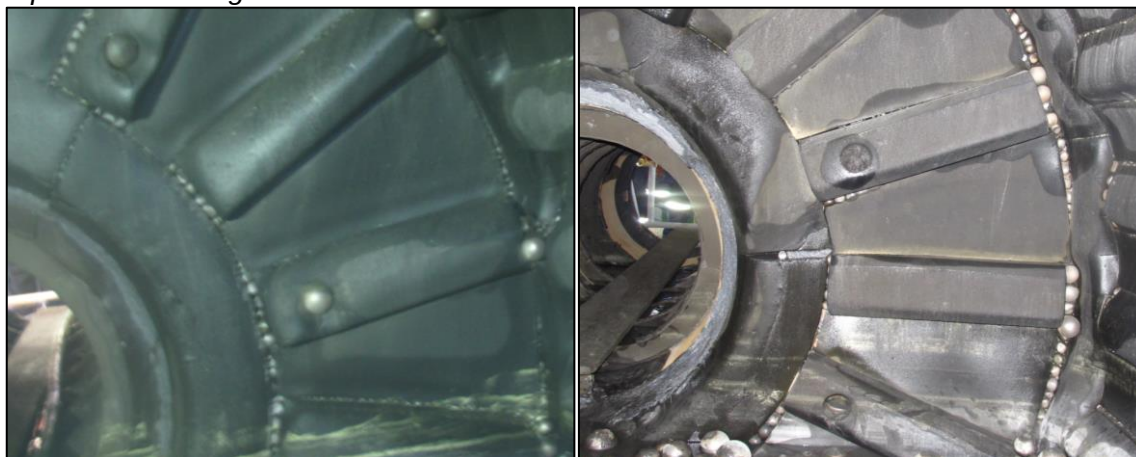


Fuente: Elaboración propia

Se revisó el desgaste de revestimientos internos que dieron los primeros alcances del funcionamiento de las zonas de impacto dentro del molino.

Figura 63

Inspección de desgaste de revestimientos de caucho



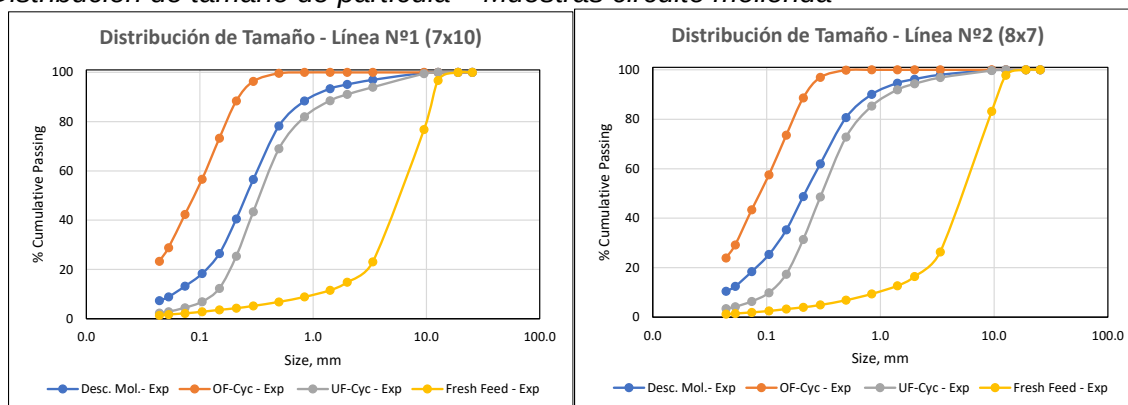
Fuente: Elaboración propia

3.3.3 Resultados de pruebas metalúrgicas

3.3.3.1 Análisis granulométrico – Campaña de muestreo agosto 2018. Las muestras colectadas por duplicado fueron trasladadas hacia laboratorio metalúrgico de la unidad para recibir una cuidadosa preparación mecánica y su posterior análisis.

Figura 64

Distribución de tamaño de partícula – Muestras circuito molienda



Fuente: Elaboración propia

- Las curvas PSD de las corrientes de los equipos de clasificación conservan coherencia, la distribución del overflow se encuentra por encima de la curva del alimento y ésta a su vez por encima de la curva del underflow.
- En las mallas más gruesas del equipo de clasificación de la línea N°2, se observan que algunas no poseen un adecuado grado de separación.
- Las curvas de distribución del alimento y descarga de los equipos de molienda representan una operación típica
- Material alimentado a las líneas de producción presenta un perfil granulométrico similar.

3.3.3.2 Determinación de Bond Ball Work Index. Durante el survey realizado en planta El Triunfo la tercera semana de agosto del 2018 se extrajeron muestras de las bandas alimentadoras correspondientes a cada molino para ser sometidas a pruebas de determinación de Bond Ball Work Index (BBWi).

Figura 65

Extracción muestras banda transportadora – Bandas N°3 y N°4



Fuente: Elaboración propia

- **Validación de Pruebas.** Las muestras extraídas fueron derivadas a un laboratorio externo en donde se realizó las pruebas de BBWi, siendo los resultados:

Tabla 27

Resultados pruebas BBWi – Laboratorio externo

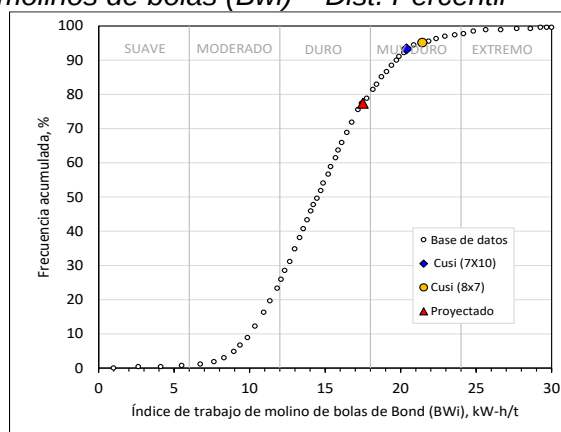
Banda	Descripción	BBWi	
		kWh/tc	kWh/t
N°3	Alimento Molino 7' x 10'	18.5	20.4
N°4	Alimento Molino 8' x 7'	19.5	21.4

Fuente: Elaboración propia

Resultados muestran un material con elevada dureza. Los valores de BBWi de las muestras extraídas de la unidad se ubican por encima del 91% de las frecuencias acumuladas de la base de datos de JKTech (2010) alcanzando la categoría de mineral “Muy Duro”:

Figura 66

Índice de trabajo para molinos de bolas (Bwi) – Dist. Percentil

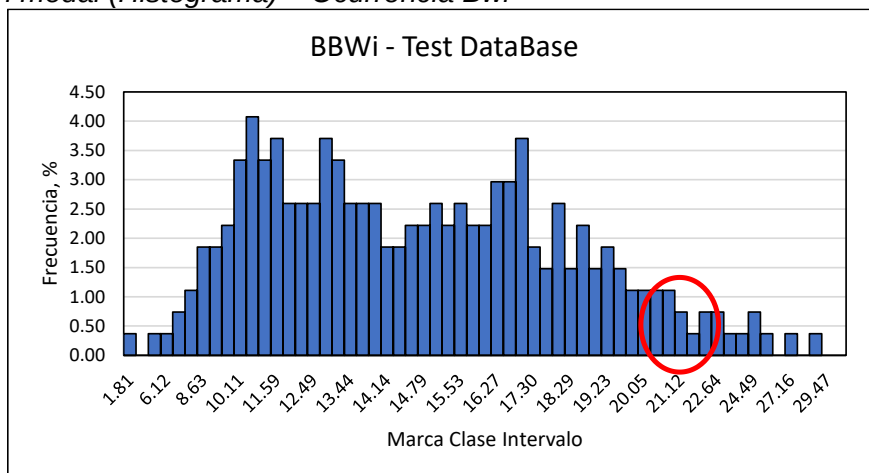


Fuente: Elaboración propia

Se muestra la distribución modal de los valores de la base de datos y se evidencia bajo porcentaje de ocurrencia en los valores obtenidos en pruebas a mineral Cusi.

Figura 67

Distribución modal (Histograma) – Ocurrencia Bwi

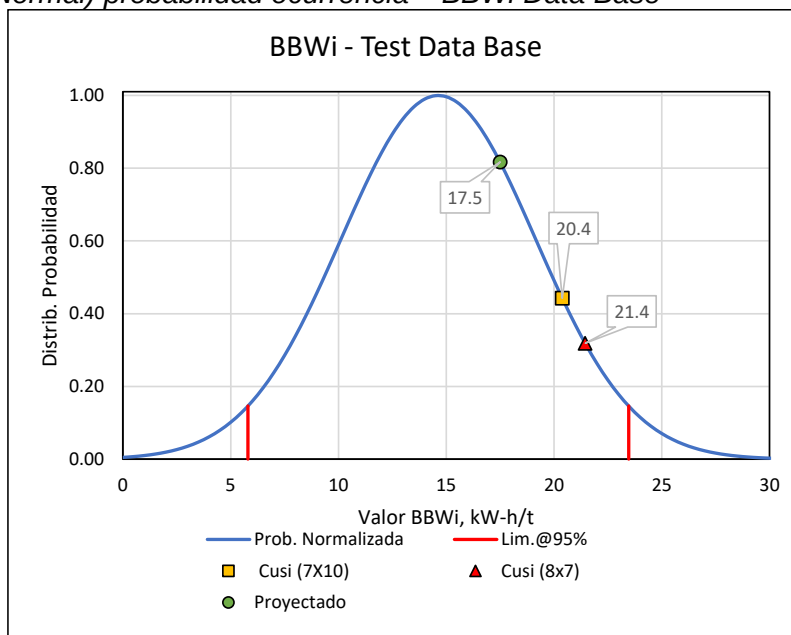


Fuente: Elaboración propia

Evaluando los datos bajo la forma de una distribución normal la probabilidad de ocurrencia de los valores obtenidos como resultado de las pruebas de laboratorio se observa que poseen una baja probabilidad de ocurrencia como se muestra en la siguiente figura:

Figura 68

Distribución (Normal) probabilidad ocurrencia – BBWi Data Base



Fuente: Elaboración propia

Comentarios:

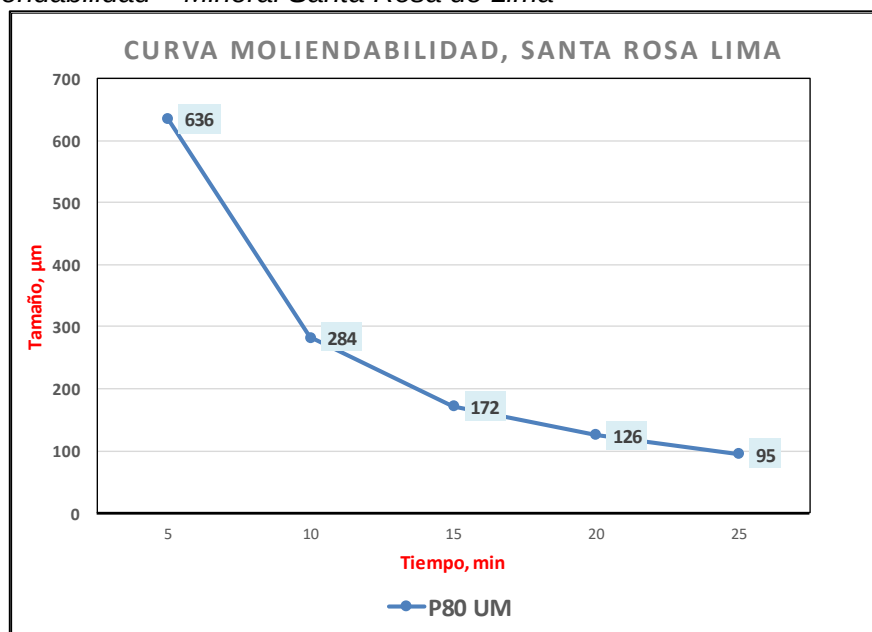
- Para cálculos y predicción de capacidad de tratamiento se considerará BBWi proyectado por mina para los próximos periodos, el valor es de 17.5 kW-h/t y que a su vez es el valor medio de los BBWi obtenidos en las pruebas (20.4 y 21.4 kW-h/t) después de aplicar los factores de corrección de Rowland & Kjos.
- Si se consideran en cálculos los BBWi obtenidos directamente de las pruebas se estaría asumiendo que laboratorio posee misma eficiencia de planta, además las toneladas se verían restringidas y existiría incoherencia entre la potencia requerida para molienda y potencia disponible por diseño de equipos.
- El método de Bond proporciona una estimación con error promedio de $\pm 20\%$ del consumo real de energía necesario para moler un determinado material a escala industrial. Existen metodologías para complementar esta prueba como “MiniBond Ideal” presentada por Peter Ameluxen en el 2016. No obstante, y debido a su extrema simplicidad, el procedimiento de Bond sigue vigente desde su publicación en 1952.
- Por estas razones, es fundamental usar con sabiduría los resultados de esta prueba.

3.3.3.3 Moliendabilidad. En el programa de pruebas metalúrgicas se consideraron cinéticas de moliendabilidad al mineral, en donde los resultados varían desde 636 μm (5 min) hasta 95 μm (25min).

Cada una de estas pruebas se realizó por duplicado y fueron posteriormente complementadas con pruebas de flotación Batch para brindar los primeros alcances del grado de liberación del mineral. Los resultados se muestran a continuación:

Figura 69

Curva moliendabilidad – Mineral Santa Rosa de Lima



Fuente: Elaboración propia

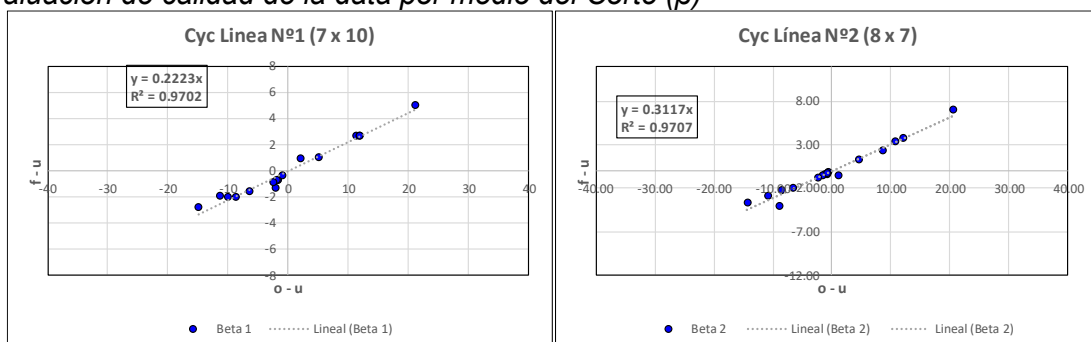
3.3.4 Determinación de Balance de Masa Molienda

Con criterios definidos en la sección 2.2, se determinó el balance de masa por tamaños, no sin antes realizar análisis de consistencia de nodos y entre corrientes del proceso.

3.3.4.1 Análisis de nodos. Antes de iniciar el desarrollo del balance de masa, es necesario evaluar la calidad de los datos obtenidos durante el muestreo para determinar la confiabilidad y el grado de influencia que aportará cada malla analizada al cálculo de la carga circulante y corte de sólidos al overflow (β) (aspectos detallados en la sección 2.2.4). En la se muestran gráficas de dispersión en donde se evidencia la pendiente de la línea de ajuste para cada uno de los sets de datos.

Figura 70

Evaluación de calidad de la data por medio del Corte (β)

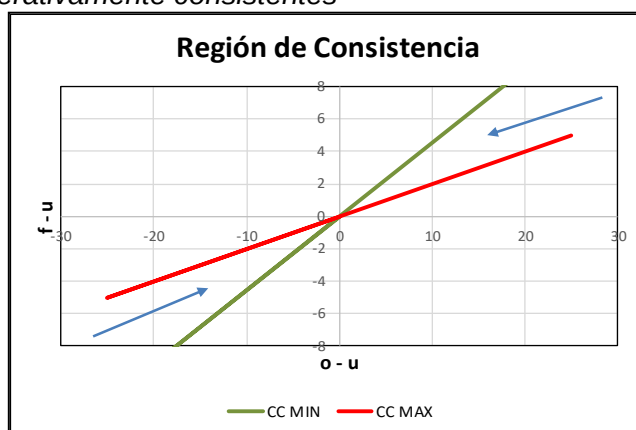


Fuente: Elaboración propia

El eje de abscisas muestra la diferencia entre los porcentajes retenidos del overflow y underflow, el eje de ordenadas, la diferencia entre retenidos de alimento y underflow del ciclón, cada uno de estos puntos representa el análisis para un determinado tamaño, y definen una recta cuya pendiente representa el corte de solidos hacia el overflow (β). Dado el grado de correlación entre los pares, se observa un adecuado nivel de consistencia y calidad del set de datos extraído del proceso. Sin embargo, existen pares con elevada incertidumbre al poseer bajo grado separación (ceranos al origen de coordenadas). En metalurgia ya sea por límites de diseño o por condiciones operativas pueden establecerse límites para los cortes de masa y cargas circulantes. Se puede considerar de forma práctica para funcionamiento de ciclones, una carga circulante mínima de 120% (beta de 0.45) y máxima de 400% (beta de 0.20). Con esto queda definida una región de consistencia delimitada por las líneas trazadas con la pendiente (β).

Figura 71

Región de datos operativamente consistentes



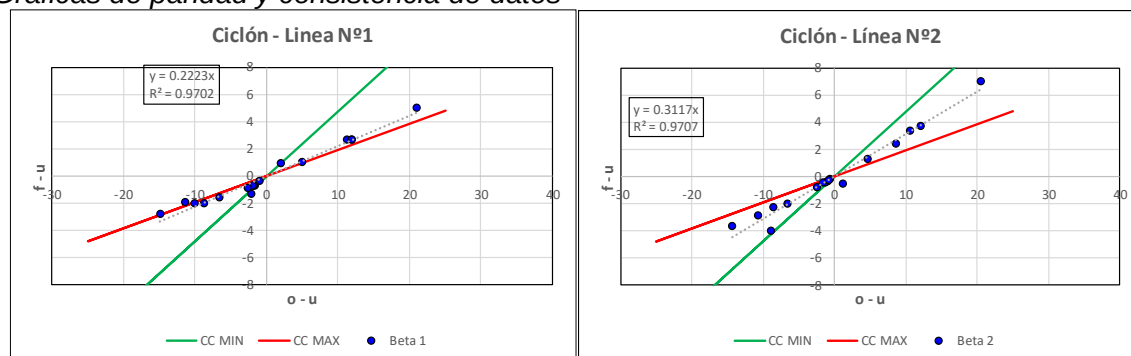
Fuente: Elaboración propia

Los datos que se encuentren fuera de esta región y cercanos al origen deben ser considerados como datos con alto grado de incertidumbre y, en consecuencia, baja confiabilidad.

La Figura 70 muestra un análisis de paridad (nodos) por tamaños del análisis granulométrico de las corrientes de los ciclones de clasificación de ambas líneas de producción.

Figura 72

Gráficas de paridad y consistencia de datos



Fuente: Elaboración propia

Clasificación Línea N°1:

- En general, la mayoría de las mallas presenta adecuada separación.
- Existen pocas mallas con carga circulante cercana al límite de rangos operativos típicos, datos con baja confiabilidad (fuera de la región de consistencia)
- De acuerdo con el grado de correlación entre pares, se define un corte de sólidos al overflow (β) de 0.22.

Clasificación Línea N°2:

- En general, la mayoría de las mallas presenta adecuada separación.
- Existe una malla fuera de la región de consistencia y tres mallas con bajo grado de separación (proximidad al origen de coordenadas).
- Un corte de sólidos al overflow (β) de 0.31 lo cual es operativamente aceptable

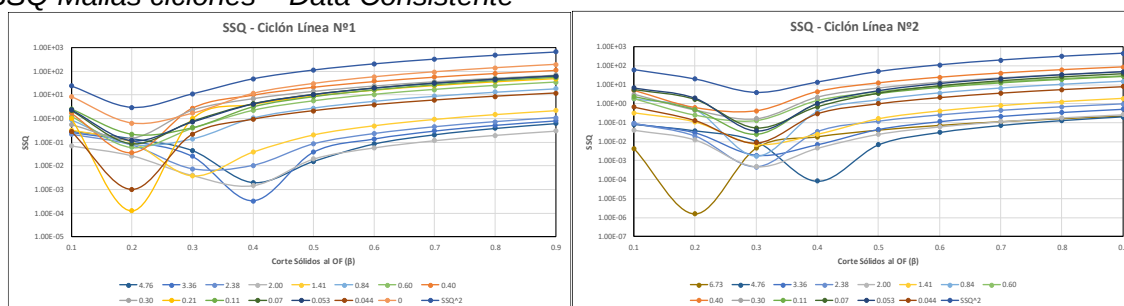
Se debe considerar que el valor de β que brindará un mejor ajuste, es aquel que minimice la suma de cuadrados de los errores ponderados (WSSQ).

Esta ponderación se realizará asignando un modelo de error a cada malla de acuerdo con el nivel de confiabilidad que el metalurgista perciba del análisis de nodos.

En la Figura 71 se observan las mallas que poseen una mejor consistencia y serán las que aporten una mayor influencia (menor SD) en el cálculo del corte de sólidos al overflow (β).

Figura 73

SSQ Mallas ciclones – Data Consistente



Fuente: Elaboración propia

Clasificación Línea N°1:

- Un buen número de mallas del set del perfil granulométrico presentan una curva de mínimo de suma de cuadrado de errores (SSQ) bien definida.
- La mayoría de ellas presenta un corte ubicado en 0.2 y otro grupo de ellas en 0.4. Estas mallas poseen mayor confiabilidad para determinar el corte de sólidos al overflow (β).
- Se observa que el corte se ubica en 0.25 lo que significa que la clasificación en la línea N°1 tendrá una carga circulante aproximada de 300%.

Clasificación Línea N°2:

- En general, la mayoría de las mallas presenta una curva de mínimo de suma de cuadrado de errores (SSQ) bien definida.
- La mayoría de ellas presenta un corte ubicado en 0.3. Estas mallas son las poseen mayor confiabilidad para determinar el corte de sólidos al overflow (β).
- Se observa que el corte se ubica en 0.3 lo que significa que la clasificación en la línea N°2 tendrá una carga circulante aproximada de 225%.

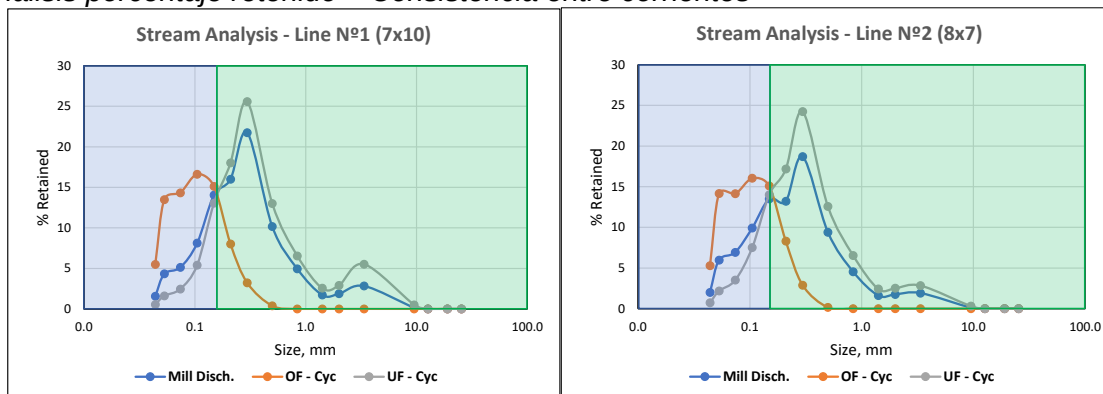
3.3.4.2 Análisis de consistencia entre corrientes. Una manera adecuada de evaluar la calidad de la data experimental es evidenciar y analizar el comportamiento típico del mineral en una operación unitaria. Por ejemplo, si un hidrociclón se encuentra funcionando de manera óptima, se espera que la distribución granulométrica del alimento sea más fina que la del underflow y más gruesa que la del overflow.

Este concepto básico es una importante herramienta para decidir si datos experimentales pueden ser utilizados para la determinación de un balance o si es necesario descartarlos y realizar nuevamente una campaña de muestreo.

La siguiente imagen evidencia el comportamiento de la data experimental obtenida del circuito de molienda de la unidad. Se observa un punto de inflexión que representa de forma aproximada el D50, en donde las tres líneas prácticamente se interceptan, esto ocurre debido a la elevada incertidumbre y baja separación en este tamaño, ya que existe un 50% de probabilidad de que las partículas se dirijan al overflow o al underflow (es decir, es aleatorio).

Figura 74

Análisis porcentaje retenido – Consistencia entre corrientes



Fuente: Elaboración propia

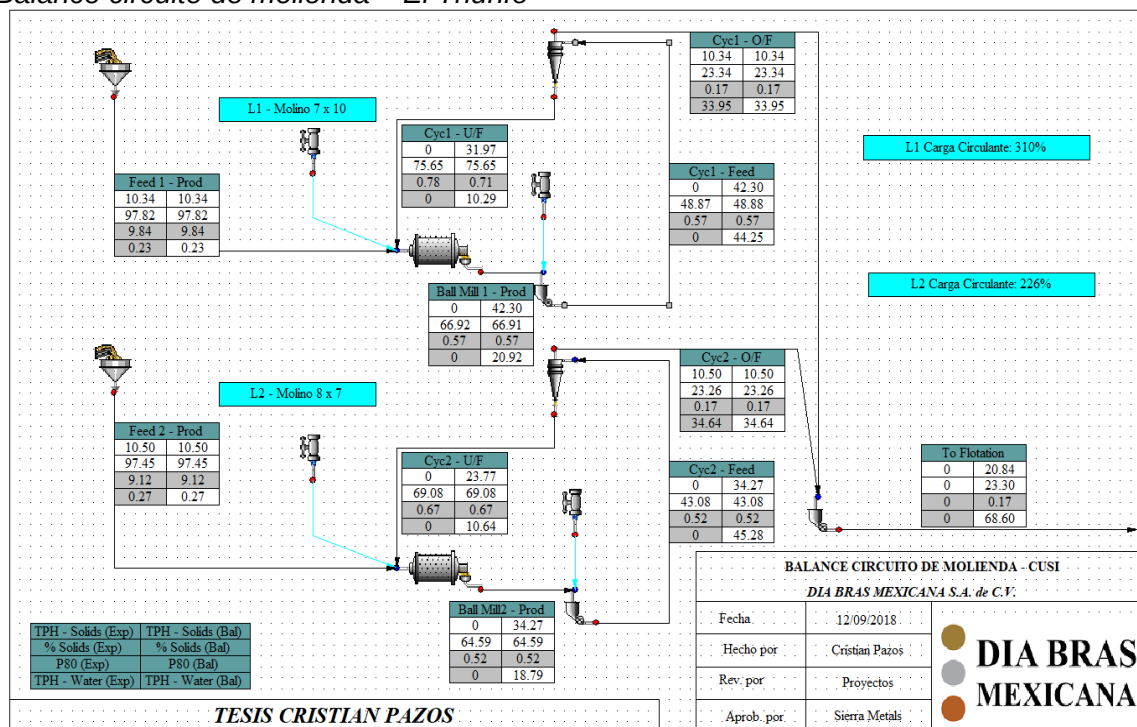
Este punto de inflexión define dos zonas, en donde el comportamiento de las corrientes de los productos del ciclón es inverso. La forma de la gráfica obtenida es típica y coherente, con lo cual queda en evidencia el adecuado nivel de la calidad de los datos experimentales.

3.3.4.3 Resultados del balance. El balance de masa por tamaños fue desarrollado bajo la plataforma del Software JKSimMet, esto facilita la consistencia

matemática de los datos reconciliados. Se ingresó la data experimental colectada de la campaña de muestreo y el modelo de error asignado en función del análisis de consistencia realizado, los resultados fueron los siguientes:

Figura 75

Balance circuito de molienda – El Triunfo



Fuente: Elaboración propia

- Se determinó una carga circulante de 310% para clasificación en la línea N°1 (molino 7' x 10') y 226% para clasificación de la línea N°2 (molino 8' x 7').
- Se obtuvo un corte de sólidos al overflow de 0.24 para clasificación línea N°1 y 0.31 para clasificación línea N°2.
- Se genera un producto hacia flotación con un P80 de 171 μ m y 23% de sólidos.
- El producto de molienda tiene 74% del material pasante a la malla 100 (150 μ m).
- El molino 7' x 10' posee un radio de reducción de 17.3 y el molino 8' x 7' de 17.5

Flujos totales:

Mediante el método de minimización de la suma de los cuadrados de los errores ponderados, se logra obtener un balance matemáticamente consistente, es decir, se logra que los flujos de ingreso sean numéricamente iguales a los flujos de salida, en cuanto a sólidos y adición de agua.

Tabla 28*Resultados balance flujos totales*

	LINEA N°1					LINEA N°2					TOTAL
	Alim. Faja N°3	Desc. Molin o	Alim. Cicló n	U/F Cicló n	O/F Cicló n	Alim. Faja N°4	Desc. Molin o	Alim. Cicló n	U/F Cicló n	O/F Cicló n	Alim. a Flotació n
Sólidos, t/h	10.3	42.3	42.3	32.0	10.3	10.5	34.3	34.3	23.8	10.5	20.8
SG Sólidos, t/m ³	2.60	2.60	2.60	2.60	2.60	2.60	2.60	2.60	2.60	2.60	2.60
Agua, t/h	0.23	20.9	44.2	10.3	34.0	0.27	18.8	45.3	10.6	34.6	68.6
% Sólidos (w/w)	97.8	66.9	48.9	75.6	23.3	97.5	64.6	43.1	69.1	23.3	23.3
Dens. Pulpa, t/m ³	2.51	1.70	1.43	1.87	1.17	2.50	1.66	1.36	1.74	1.17	1.17
Pulpa, m ³ /h	4.21	37.2	60.5	22.6	37.9	4.31	32.0	58.5	19.8	38.7	76.6
% - 150 µm	3.60	27.2	27.2	12.3	73.2	3.28	35.0	35.0	17.7	74.3	73.8
P80, mm	9.84	0.57	0.57	0.71	0.17	9.12	0.52	0.52	0.67	0.17	0.17

Fuente: Elaboración propia

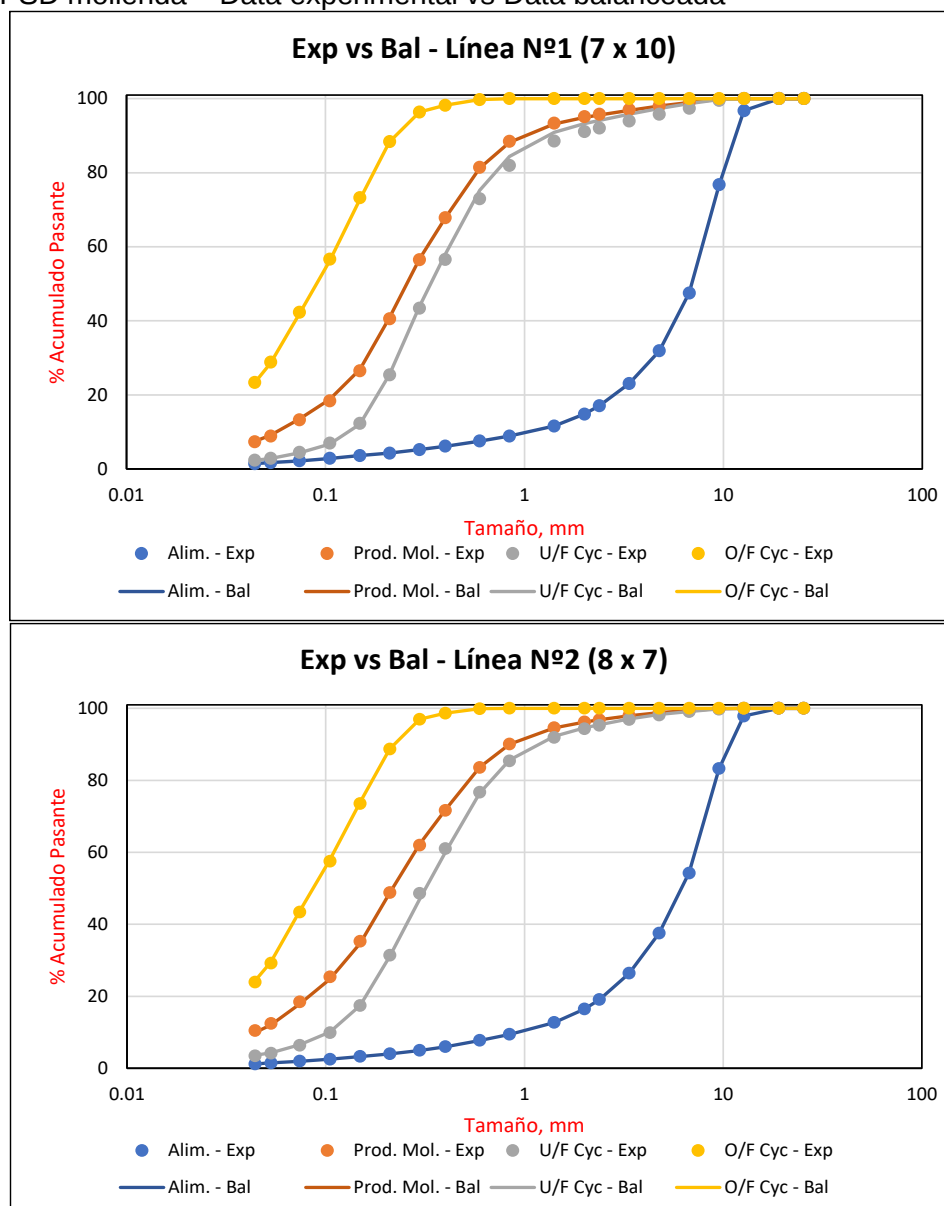
- El flujo de sólidos de ingreso a la clasificación de línea N°1 es de 42.3 t/h y el flujo de sólidos hacia el overflow es de 10.3 t/h lo que significa que el sistema de clasificación primaria posee 310% de carga circulante.
- El flujo de sólidos de ingreso a la clasificación de línea N°2 es de 34.3 t/h y el flujo de sólidos hacia el overflow es de 10.5 t/h lo que significa que el sistema de clasificación secundaria posee 226% de carga circulante
- Se observa un radio de reducción del circuito de 56.

Distribución de tamaños:

A continuación, se muestran las curvas de distribución granulométrica de la data experimental (obtenida de la campaña de extracción de muestras) versus data balanceada (reconciliada bajo la plataforma del software JKSimMet) de las corrientes del circuito.

Figura 76

Curvas PSD molienda – Data experimental vs Data balanceada



Fuente: Elaboración propia

Se observa un adecuado ajuste entre la data experimental y la data balanceada de las corrientes del circuito, esto evidencia una adecuada calidad de la data extraída y una reconciliación de datos en el balance con adecuado nivel de consistencia matemática.

Tabla 29

Resultados balance por tamaños – El Triunfo

Porcentaje Retenido, %											
LINEA N°1						LINEA N°2					TOTAL
Tamaño (mm)	Alim. Faja N°3	Producto Molino bolas	Alim. Ciclón	U/F Ciclón	O/F Ciclón	Alim. Faja N°4	Producto Molino bolas	Alim. Ciclón	U/F Ciclón	O/F Ciclón	Alimento a Flotación
25.4	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
19.1	0	0	0	0	0	0.0015	0	0	0	0	0
12.7	3.26	0	0	0	0	2.17	0	0	0	0	0
9.53	20.0	0.18	0.18	0.24	0	14.6	0.12	0.12	0.17	0	0
6.73	29.3	0.85	0.85	1.12	0	29.0	0.51	0.51	0.73	0	0
4.76	15.6	1.00	1.00	1.33	0	16.7	0.56	0.56	0.80	0	0
3.36	8.83	1.12	1.12	1.48	0	11.2	0.85	0.85	1.23	0	0
2.38	5.98	1.27	1.27	1.69	0	7.34	1.14	1.14	1.65	0	0
2.00	2.26	0.66	0.66	0.88	0	2.62	0.61	0.61	0.88	0	0
1.41	3.25	1.76	1.76	2.33	0	3.74	1.62	1.62	2.34	0	0
0.84	2.70	4.95	4.95	6.55	0	3.29	4.54	4.54	6.55	0	0
0.60	1.32	6.98	6.98	9.14	0.27	1.68	6.40	6.40	9.18	0.10	0.18
0.40	1.39	13.4	13.4	17.3	1.52	1.75	11.8	11.8	16.5	1.27	1.39
0.30	0.95	11.1	11.1	14.1	1.85	1.05	9.51	9.51	13.0	1.67	1.76
0.21	0.92	15.9	15.9	18.4	8.04	0.93	13.6	13.6	16.0	8.24	8.15
0.15	0.68	13.9	13.9	13.4	15.5	0.73	14.0	14.0	13.6	14.8	15.2
0.11	0.78	8.13	8.13	5.38	16.6	0.77	10.0	10.0	7.36	16.0	16.3
0.074	0.64	5.27	5.27	2.37	14.2	0.57	6.83	6.83	3.58	14.2	14.2
0.053	0.47	4.45	4.45	1.56	13.4	0.47	5.89	5.89	2.22	14.2	13.8
0.044	0.30	1.69	1.69	0.50	5.35	0.28	2.08	2.08	0.69	5.21	5.28
0	1.40	7.39	7.39	2.27	23.2	1.19	9.93	9.93	3.59	24.3	23.8

Fuente: Elaboración propia

3.3.4.4 Validación de resultados. Una adecuada manera de validar resultados es contrastar parámetros y características de operación obtenidos del balance de masa contra las mediciones experimentales.

La siguiente tabla muestra los radios de reducción de los equipos de molienda instalados en planta, comparando valores obtenidos de balance con datos experimentales.

Tabla 30

Comparativo Radios Reducción – Experimental vs Balance

Molino	F80, μm		P80, μm		Radio Reducción	
	Exp	Bal	Exp	Bal	Exp	Bal
7 x 10	9,964	9,843	537	572	18.6	17.2
8 x 7	9,043	9,118	488	522	18.5	17.5

Fuente: Elaboración propia

Otro parámetro por contrastar es el índice de trabajo operacional y el radio de reducción total del circuito, los resultados se muestran a continuación:

Tabla 31

Comparativo Índice de trabajo operacional (Wio) – Experimental vs Balance

	Línea N°1		Línea N°2	
	Exp	Bal	Exp	Bal
F80 (μm)	9,964	9,843	9,043	9,118
P80 (μm)	169	172	167	169
Tonelaje Procesado (t/h)	10.3	10.3	10.4	10.4
Potencia Consumida kW	158	158	149	149
Consumo específico (kWh/t)	15.3	15.3	14.3	14.3
Wio (kWh/t)	22.8	23.1	21.4	21.6
Radio Reducción	84	85.8	73.1	72.8

Fuente: Elaboración propia

Se obtuvieron resultados con alto grado de correlación entre valores obtenidos por balance y valores históricos reportados por el equipo de metalurgia de unidad en análisis.

Esta correlación y similitud entre ambos grupos de valores brinda consistencia operativa, coherencia metalúrgica y confiabilidad de los resultados obtenidos.

3.3.5 Análisis desempeño circuito 2018

3.3.5.1 Evaluación equipos molienda.

Eficiencia del uso de energía para molienda:

La Eficiencia de Sistema Molienda-Clasificación (CSE), es el porcentaje de la energía del molino de bolas que se usa para moler las partículas gruesas y, por ende, es también igual al porcentaje de potencia útil del molino. La tabla siguiente muestra los resultados obtenidos en base a información colectada de El Triunfo y el balance realizado a partir de datos de muestreo.

Tabla 32

Resultados evaluación CSE – Línea N°1 (7'x10')

Parámetro	Valor
Tamaño de producto P80 del OF ciclón, μm	172
Acumulado pasante 172 μm del alimento al Molino%	13.9
Acumulado pasante 172 μm de la descarga al Molino, %	32.8
Acumulado retenido 172 μm del alimento al Molino, %	86.1
Acumulado retenido 172 μm de la descarga al Molino, %	67.2
CSE - Eficiencia del Sistema de Clasificación, %	76.7
Potencia instalada, kW	186
Eficiencia del motor, %	93.1
Potencia disponible, kW	173
Porcentaje de potencia disponible utilizada actualmente, %	91.2
Potencia utilizada, kW	158
Potencia Efectiva para molienda, kW	121
Potencia Sobremolienda para molienda, kW	37.0

Fuente: Elaboración propia

En cuanto a la evaluación del CSE para la línea de producción N°1 se obtuvo que el **76.7%** de la potencia utilizada es destinada como molienda efectiva propiamente dicha, esto equivale a 121 kW. Es decir, que 37 kW de los 158 kW utilizados se destinan a una sobremolienda de material que ya posee el tamaño para ser derivado a la siguiente etapa (flotación) y que debido a distintos factores de ineficiencia en clasificación recircula a molienda.

Se debe disminuir la cantidad de energía que se está consumiendo innecesariamente en la sobre molienda de partículas finas. Evaluación similar se realiza para línea N°2 siendo el resultado del CSE de **71.8%**.

Tabla 33*Resultados evaluación CSE – Línea N°2 (8'x7')*

Parámetro	Valor
Tamaño de producto P80 del OF ciclón, μm	169
Acumulado pasante 169 μm del alimento al Molino%	16.4
Acumulado pasante 169 μm de la descarga al Molino, %	40.0
Acumulado retenido 169 μm del alimento al Molino, %	83.6
Acumulado retenido 169 μm de la descarga al Molino, %	60.0
CSE - Eficiencia del Sistema de Clasificación, %	71.8
Potencia instalada, kW	186
Eficiencia del motor, %	93.1
Potencia disponible, kW	173
Porcentaje de potencia disponible utilizada actualmente, %	87.2
Potencia utilizada, kW	151
Potencia Efectiva para molienda, kW	108
Potencia Sobremolienda para molienda, kW	43

Fuente: Elaboración propia

- Según geometría de los equipos de molienda y condiciones de operación actuales, se consume en la coraza de cada molino una potencia de 158 kW para el 7' x 10' y una potencia de 151 kW para el 8' x 7'.
- Considerando una eficiencia de transmisión mecánica (piñones y engranajes) la potencia total disponible es 173 kW, 93.1% de la potencia instalada 186 kW (250 HP).
- Entonces la potencia que se utilizó durante las mediciones y muestreo realizado fue aproximadamente 91% y 87% de la potencia disponible, respectivamente para la línea N°1 y línea N°2.

Tiempo de residencia y velocidad de flujo en el molino:

Es importante evaluar el tiempo de residencia y la velocidad del flujo de pulpa (m^3/h) dentro del molino, ya que estos parámetros deben encontrarse dentro de rangos operativos adecuados para asegurar que los modelos matemáticos sean calibrados de manera correcta y que, de esta forma, las predicciones derivadas de las simulaciones tengan adecuado nivel de confiabilidad.

Se cuentan con recomendaciones propuestas por Rowland, C.A. (1978) que mencionan que el tiempo de residencia mínimo debe ser de 1.3 minutos y una velocidad máxima de 6 m/min para que el flujo de pulpa tenga adecuado comportamiento hidrodinámico y el equipo logre su propósito de óptima reducción de tamaño.

Tabla 34

Análisis del transporte de pulpa – Tiempo residencia, velocidad y número de Arbiter

Análisis del Transporte de Pulpa en Molinos		
Parámetro	Molino 7x10	Molino 8x7
Carga molturante	Bolas	Bolas
Tiempo Residencia, min	3.40	3.28
Velocidad de Pulpa, m/min	0.57	0.40
Nº Flujo Arbiter	0.51	0.32

Fuente: Elaboración propia

El cálculo del tiempo de residencia se realizó considerando las dimensiones internas medidas del molino, nivel de llenado, volumen intersticial y caudal de tratamiento determinado por balance. Como resultado, se obtuvieron valores dentro de los límites establecidos confirmando que los equipos de molienda operan bajos rangos típicos de desempeño.

De forma adicional, se evaluó el “Número de flujo de Arbiter” mencionado en Harris, C.C., and Arbiter, N., 1982, “Grinding Mill Scale-up Problems”. En donde se estableció como límite superior un valor de 4 con lo que se valida que los molinos de la unidad (0.51 y 0.32) poseen un tiempo de residencia de pulpa típico.

3.3.5.2 Evaluación eficiencia de clasificación (ciclones). En función del D50c obtenido del balance de masa por tamaño se determina la eficiencia del ciclón para enviar gruesos al underflow y finos al overflow, considerando principios de la ley de Stokes y conceptos de operación real como el Bypass o “corto circuito”.

Los resultados de la evaluación del funcionamiento de los ciclones de clasificación de la línea N°1 y línea N°2 del circuito de molienda se presentan en la siguiente tabla:

Tabla 35*Parámetros de eficiencia de clasificación del circuito*

Ítem	Ciclón L1	Ciclón L2
D50 Corregido, μm	150	156
D50 Actual, μm	127	125
Fracción de Agua al Underflow	0.23	0.23
Carga Circulante, %	309	226
Eficiencia de Clasificación, %	60.0	56.7
%Sólidos en Alimento	48.9	43.1
%Sólidos en Overflow	23.3	23.3
P80 en Overflow, μm	172	169

Fuente: Elaboración propia

La eficiencia del equipo de clasificación de la línea N°1 es ligeramente mejor y, además, ambos se encuentran en rangos típicos razonables de operación y desempeño.

Al igual que en la operación de los molinos, en la operación de ciclones es necesario asegurar condiciones adecuadas de funcionamiento para poder determinar un modelo matemático del desempeño del equipo. Es matemáticamente incoherente desarrollar el modelo para un ciclón en condición de Roping (soga o acordonamiento), esto sucede cuando se rompe el núcleo de aire en el underflow y no se logra dar la clasificación por principios hidrodinámicos. Para evaluar esta condición existen dos criterios fundamentales que son SPOC y Plitt.

El criterio SPOC (Laguitton 1985), se fundamenta en una relación lineal entre el porcentaje de sólidos en volumen del alimento (C_{vf}) y el porcentaje de sólidos en volumen del underflow (C_{vu}) que debe cumplirse para evitar Roping. Esta relación es la siguiente:

$$C_{VU} > 56 + 0.2 * (C_{VF} - 20)$$

Por otro lado, la experiencia sugiere que un underflow grueso evitará una condición de Roping a una densidad más alta que un underflow fino (viscosidad más alta). Por tanto, Plitt et al (1987) ofrecieron un criterio alternativo:

$$C_{VU} > 62.3 \left(1 - \exp \left[\frac{X_{50}}{60} \right] \right)$$

Donde X_{50} es el percentil 50 del tamaño de partícula en los sólidos del underflow (μm).

Tabla 36

Análisis de la condición de Roping en campaña de muestreo – Ciclones Cusi

Parámetro	Ciclón Línea N°1		Ciclón Línea N°2	
	SPOC	Plitt	SPOC	Plitt
% Sólidos en Alimento (v/v)	25.5	25.5	21.3	21.3
% Sólidos en UF (v/v)	51.6	51.6	43.0	43.0
Máx. UF Density (v/v), %	57.1	62.1	56.3	62.0
Conclusión del Criterio	NO-ROPING	NO-ROPING	NO-ROPING	NO-ROPING

Fuente: Elaboración propia

En resumen, cuando consideramos cambios en las condiciones de operación del ciclón durante una optimización, debemos tomar medidas para asegurar de que estas condiciones no conduzcan a un acordonamiento de la descarga del underflow.

3.3.6 Evaluación energética de molienda

Para analizar el consumo energético actual del circuito de molienda El Triunfo se colectaron datos de operación y dimensiones de los equipos, estos datos influirán directamente sobre la potencia que desarrolla cada molino bajo la ecuación empírica de Bond.

Por otro lado, durante la campaña de extracción de muestras también se realizó un control de estabilidad de la energía consumida (ingreso al motor) a través de lecturas de amperaje y voltaje de los centros de control de motores.

Figura 77

Mediciones de intensidad de corriente – Pinza amperimétrica



Fuente: Elaboración propia

Como ya se ha mencionado, mediante la utilización de la ecuación empírica de Bond se obtiene la potencia consumida en el piñón, y a partir de esto, una potencia recomendada en el motor, en función de eficiencias típicas (mecánica y eléctrica) tal como se muestra a continuación:

Tabla 37

Evaluación energética según condiciones operativas 2018

Línea	Molino	Diámetro Efectivo	EGL	Frac. Vel. Crítica	Carga Medio Nominal	Potencia en Piñón	Eficiencia Mecánica	Tamaño de motor recomendado	
Nº	D x L	m	m	%	%	kW	-	kW	HP
1	7' x 10'	2.07	2.98	75.0%	30.0%	158	97.0%	163	218
2	8' x 7'	2.37	2.07	75.0%	30.0%	151	97.0%	156	209

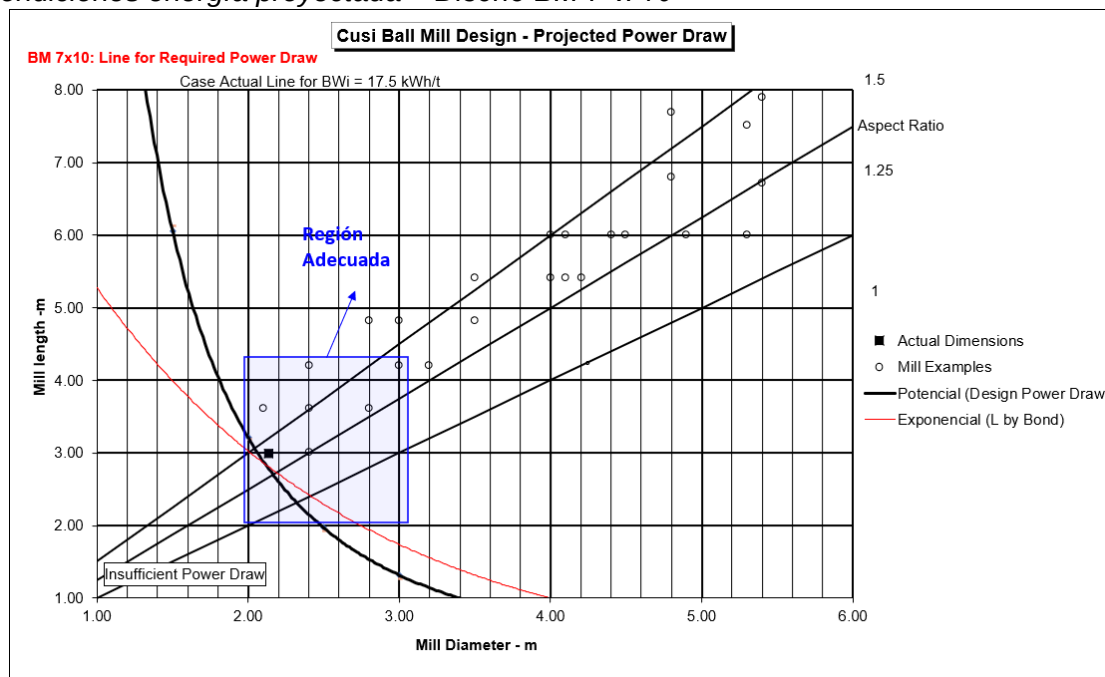
Fuente: Elaboración propia

En la siguiente gráfica se muestran las condiciones de la energía desarrollada en el piñón del molino de bolas 7' x 10' considerando la relación de aspecto longitud versus diámetro (L/D).

Se observa que las dimensiones actuales del molino predicen una energía adecuada según criterio de diseño (fabricante) y suficiente también para el criterio de Bond. Aspectos comentados en la sección 2.4.2.2.

Figura 78

Condiciones energía proyectada – Diseño BM 7' x 10'

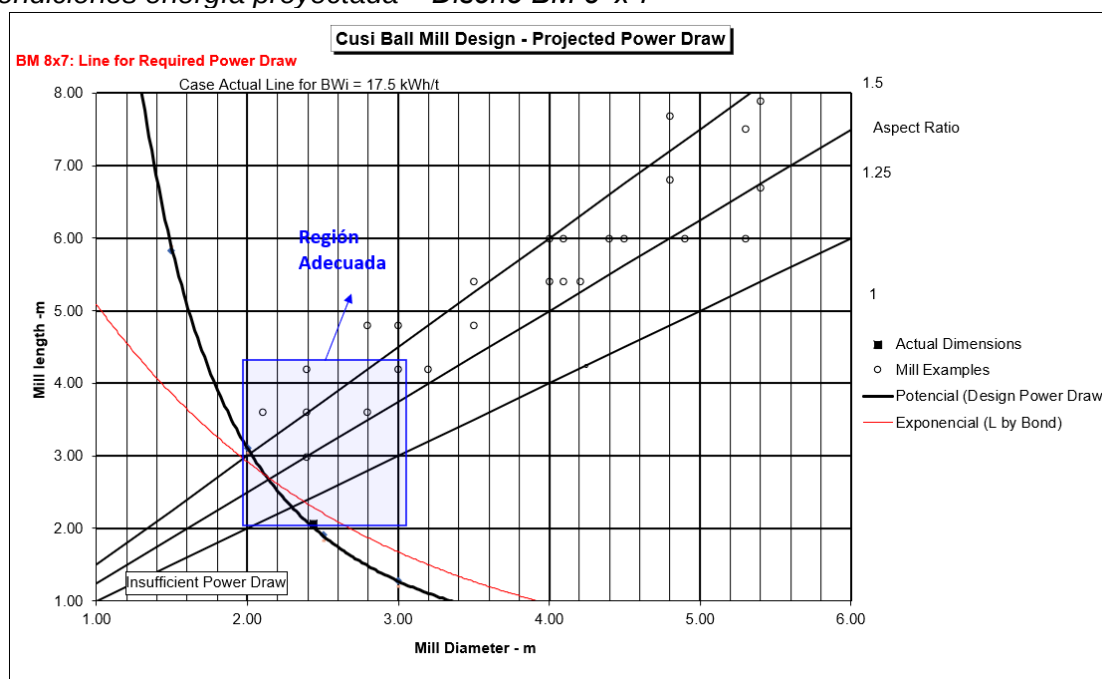


Fuente: Elaboración propia

Misma situación se percibe el para molino 8' x 7', en siguiente diagrama:

Figura 79

Condiciones energía proyectada – Diseño BM 8' x 7'



Fuente: Elaboración propia

En el análisis del molino 8'x7', desde otro enfoque, sugiere que para un diámetro de 8 pies el equipo podría aprovechar mejor (con mayor EGL) el porcentaje de energía proporcionada por el motor, manteniendo en rangos adecuados a los factores de transporte de pulpa tales como tiempo de residencia y número de Arbiter.

Con estas bases se realizó la evaluación energética del circuito de molienda. Considerando condiciones eléctricas de operación actual del proceso, eficiencia del motor y ratios de reducción de velocidad motor – molino (eficiencia mecánica).

Tabla 38

Evaluación potencia instalada vs potencia consumida en piñón

Molino	Motor Instalado		Amperaje Medido	Voltaje Nominal	Factor de potencia	Potencia Motor Input (medido)	Eficiencia Eléctrica	Eficiencia Mecánica	Potencia en el Piñón	% Utilización de Potencia Instalada
D x L	kW	HP	Amperio	V	-	kW	-	-	kW	%
7' x 10'	186	250	255	477	0.86	180.9	96.0%	91.0%	158	85%
8' x 7'	186	250	238	466	0.86	165.2	96.0%	95.2%	151	81%

Fuente: Elaboración propia

A partir de la potencia drenada por el equipo y su porcentaje de utilización (85% para 7'x10' y 80% para 8'x7') posterior a los descuentos por eficiencia eléctrica y de transmisión podemos estimar el tonelaje máximo a ser procesado en cada línea de producción para condiciones de índice de trabajo y P80 deseado como producto a derivar a flotación.

Con las estimaciones antes mencionadas y el tratamiento de mineral por línea se determina el Wlo (índice de trabajo operacional) para el desempeño 2018 del circuito molienda.

Tabla 39

Cálculo índice de trabajo operacional

Parámetro	Línea N°1	Línea N°2
Potencia, kW	158	151
Alimento, t/h	10.3	10.4
F80, μm	9,843	9,118
P80, μm	172	169
WI Lab., kWh/t	20.4	21.6
Wlo, kWh/t	23.1	21.5
% Ef. Rowland	88.2	101

Fuente: Elaboración propia

Un factor de eficiencia de Rowland menor que 100 indica que en planta se requiere de una mayor cantidad de energía para moler el mineral comparada con laboratorio. Lo cual da cuenta de que en la línea N°1 las pérdidas por transmisión mecánica son mayores a las recomendadas.

3.3.7 Ajuste de parámetros

Utilizando resultados del balance de masa por tamaño del muestreo realizado, se desarrolló la etapa de ajuste de parámetros de los modelos matemáticos que representarán a los equipos instalados en el circuito de molienda.

Los modelos matemáticos elegidos para los molinos y ciclones del circuito fueron Mezcla Perfecta (Whiten) y Nageswararao respectivamente. Los parámetros resultados del ajuste son presentados en la Tabla 35 y Tabla 37.

Tabla 40*Parámetros ajustados de los molinos de bolas – Mezcla perfecta Whiten*

Knots	Tamaño, mm	BM Línea N°1 (7'x10')		BM Línea N°2 (8'x7')	
		Ln R/D*	R/D*	Ln R/D*	R/D*
Nº 1	0.08	-1.80	0.17	-2.20	0.11
Nº 2	0.600	1.75	5.75	2.20	9.03
Nº 3	4.800	4.40	81.5	4.50	90.0
Nº 4	9.500	4.20	66.7	4.45	85.6

Fuente: Elaboración propia

Tabla 41*Parámetros ajustados de los ciclones - Nageswararao*

Parámetros	Ciclón Línea N°1	Ciclón Línea N°2
D50 Constant - KD0	9.50E-05	1.25E-04
Capacity Constant - KQ0	200	180
Volume Split Constant - KV1	33.0	27.0
Water Split Constant - KW1	44.0	42.0
Sharpness of Efficiency Curve - Alpha	1.70	1.72
Calculated Value Beta*	1.00	1.00

Fuente: Elaboración propia

En las tablas siguientes se detallan las dimensiones de los equipos y condiciones de operación principales utilizadas durante la etapa de modelamiento y ajuste de parámetros. Estos datos fueron provistos por el cliente y validados durante la auditoría realizada al circuito de molienda “El Triunfo”.

Tabla 42*Dimensiones y condiciones operativas de molinos de bolas*

Parámetro	Unidad	BM Línea N°1 (7'x10')	BM Línea N°2 (8'x7')
Diámetro Interno	m	2.07	2.37
Longitud Interna	m	3.07	2.07
Frac. de Vel. Crítica	%	75.0	75.0
Índice de trabajo	kWh/t	17.5	17.5
Load Fraction	%	30.0	30.0
Top Ball size	mm	76.2	76.2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 43

Dimensiones de los ciclones

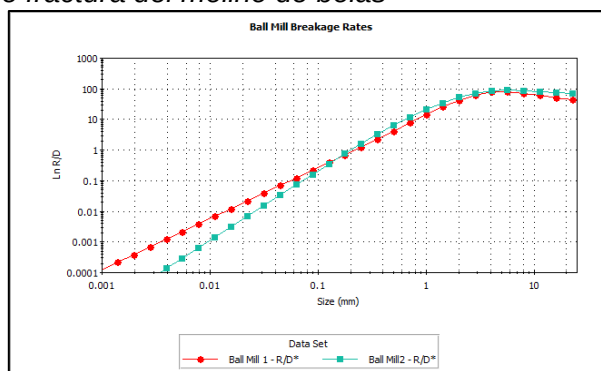
Parámetro	Unidad	Ciclón Línea N°1	Ciclón Línea N°2
Diámetro del Ciclón - Dc	m	0.49	0.48
Diámetro del Inlet - Di	m	0.10	0.10
Diámetro del Vórtex Finder - Do	m	0.13	0.13
Diámetro del Ápex - Du	m	0.044	0.044
Longitud del cilindro - Lc	m	0.48	0.80
Ángulo del cono - theta	°	19.3	20.8

Fuente: Elaboración propia

La calidad del modelo de molinos queda en evidencia con la forma de las curvas de velocidad de fractura para los molinos de bolas, las cuales presenta una distribución típica. En la Figura 78 se muestran las curvas de fractura generadas para los molinos de ambas líneas.

Figura 80

Curva de velocidad de fractura del molino de bolas

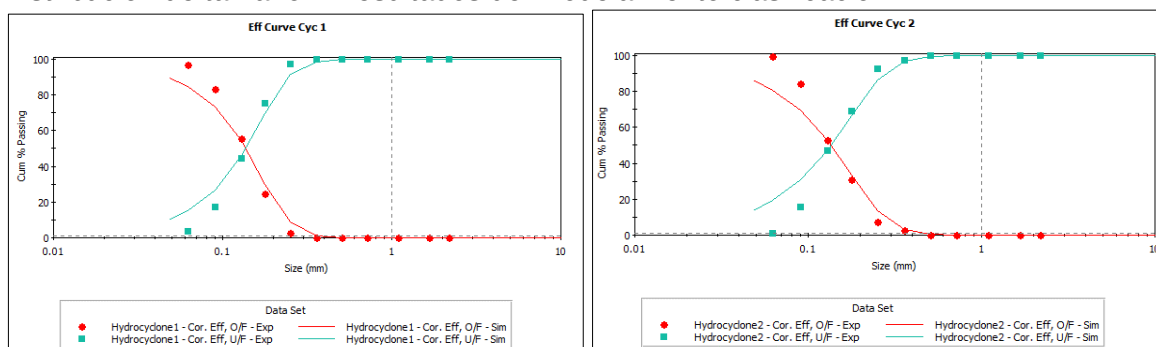


Fuente: Elaboración propia

En la Figura 79 se muestra la comparación de la eficiencia de clasificación balanceado y modelado para los ciclones del circuito molienda “El Triunfo”.

Figura 81

Distribución de tamaño – Resultados del modelamiento clasificación



Fuente: Elaboración propia

Se observa en las gráficas de comparación una mayor incertidumbre en los rangos menores al d50c. En el ajuste se priorizaron los datos operativos (Rf, D50c y Presión) obtenidos durante el muestreo y los flujos balanceados.

Tabla 44

Comparación de datos operativos – Experimental vs Calculado

Equipo	Unidad	Ciclón Línea N°1		Ciclón Línea N°2	
Descripción		Dato Exp	Dato Calc	Dato Exp	Dato Calc
Water Split to O/F	%	76.7	76.6	76.5	76.9
Corrected D50	mm	0.150	0.147	0.156	0.157
Operating Presssure	kPa	103.4	101.4	103.4	105.8

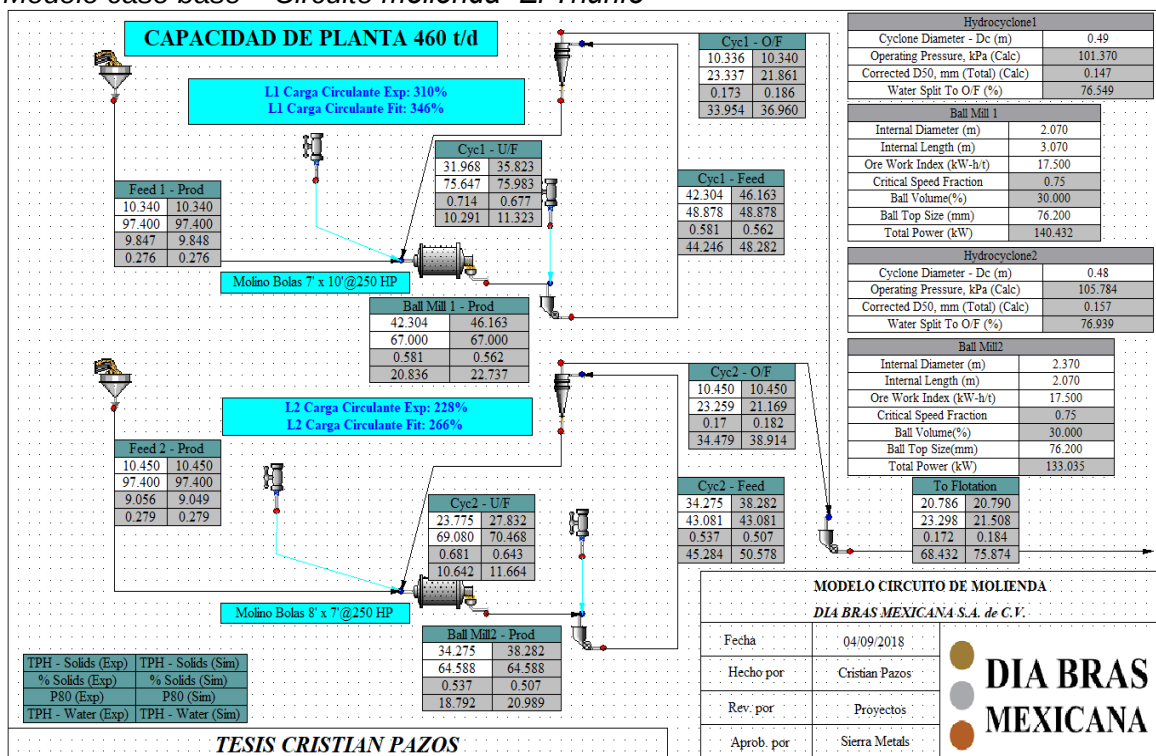
Fuente: Elaboración propia

3.3.8 Determinación modelo base molienda

La simulación del caso base se realizó en la plataforma del software JKSimMet. Este caso se realiza para comparar los resultados del modelo contra lo medido en el circuito. Se comprobó un adecuado grado de ajuste en la distribución de tamaños para todas las corrientes del proceso.

Figura 82

Modelo caso base – Circuito molienda “El Triunfo”

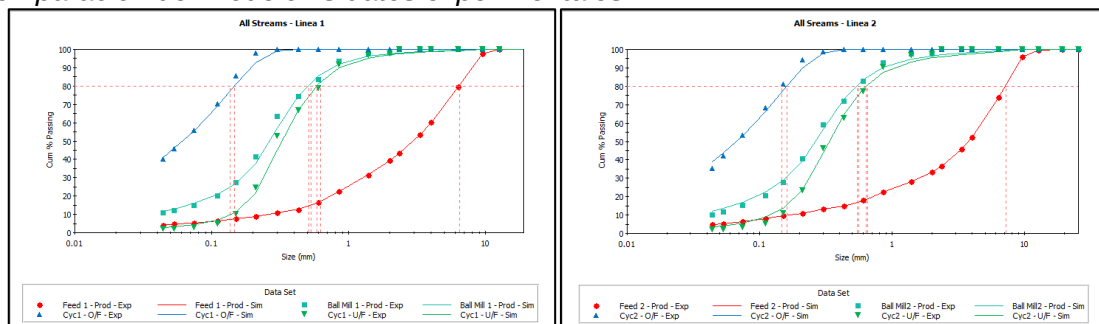


Fuente: Elaboración propia

Existe un ajuste adecuado entre las curvas PSD del modelo y los datos experimentales.

Figura 83

Comparación del modelo vs datos experimentales



Fuente: Elaboración propia

3.3.9 Dimensionamiento molinos

En esta sección se realiza el análisis de los equipos de molienda requeridos para alcanzar la ampliación de capacidad de tratamiento. Se fundamenta en el análisis energético y criterios de Bond (utilizado generalmente en estudios de prefactibilidad por su naturaleza “conservadora”).

3.3.9.1 Energía específica y demanda de potencia para ampliación. La siguiente tabla muestra la energía específica que requiere el circuito para diversos escenarios de procesamiento, se han considerado escenarios donde se plantea una optimización en el P80 de trituración desde 9.5mm a 6.4 mm. En base a esto, se estimó el requerimiento de energía (potencia en kW) para moler mineral con esas características y una disponibilidad de planta de 93% (aprox. 22 horas de operación diaria).

Tabla 45

Estimación requerimientos de energía – Circuito molienda

Capacidad, t/h	Disponibilidad, %	Capacidad, t/d	F80, μm	P80, μm	BWi, kWh/t	Energía Específica (con C.F.), kWh/t	K (Diseño)	Energía Específica Corregida kWh/t	Potencia Requerida, kW
20.6	93%	460	9,450	184	17.5	11.5	1.06	12.2	251
25.1	93%	560	6,400	185	17.5	11.5	1.06	12.2	306
44.8	93%	1,000	6,400	160	17.5	11.8	1.06	12.5	562
53.8	93%	1,200	6,400	175	17.5	11.5	1.06	12.2	658

Fuente: Elaboración propia

Energía específica de los escenarios (por molino) se calculó mediante la ecuación de Bond corregida con criterios de Rowland & Kjos y considerando aspectos de “Ciclón Fantasma”.

Para obtener la potencia máxima drenada y disponible en el piñón se consideró una eficiencia mecánica del 97% y eléctrica del 96% (por tipo de motor y transmisión). Cada uno de los escenarios que se detallan en la Tabla 42 se plantearon en función a las demandas energéticas obtenidas en la Tabla 41 y los molinos propuestos preliminarmente (8'x12' y 8'x14') se analizarán a detalle secciones más adelante mediante simulación.

Con estas dos estimaciones preliminares (energía específica y potencia requerida en el piñón) se determinó una tasa de tratamiento en toneladas por hora y con una disponibilidad de planta de 93% se determina la producción diaria, observando que el target de tonelaje planteado (1,200 t/d) se consigue en el último de los escenarios propuestos.

Tabla 46

Energía específica principales escenarios – Por molino

	Molino	Dimensiones	Energía Específica kWh/t	Máx. Potencia Drenada Molino, kW	Capacidad Máxima por Potencia, t/h	Disp., %	Capacidad Máxima por Potencia, t/d
Caso Opt. Trituración	Tipo 1	7' x 10'	11.5	174	15.1	93%	336
	Tipo 2	8' x 7'	11.5	174	15.1	93%	337
	Total	-	11.5	347	30.2	93%	673
Caso Opt. Trituración & 8' x 12'	Tipo 1	7' x 10'	12.5	174	13.9	93%	309
	Tipo 2	8' x 7'	11.8	174	14.7	93%	327
	Tipo 3	8' x 12'	11.1	278	25.0	93%	558
	Total	-	11.8	625	53.5	93%	1,194
Caso Opt. Trituración & 8' x 14'	Tipo 1	7' x 10'	12.5	174	13.9	93%	309
	Tipo 2	8' x 7'	11.8	174	14.7	93%	327
	Tipo 4	8' x 14'	10.3	347	33.8	93%	755
	Total	-	11.5	694	62.4	93%	1,392

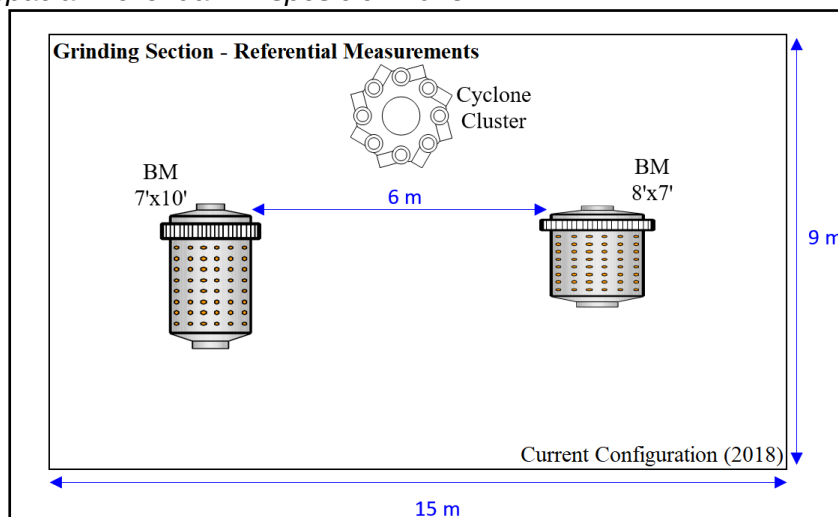
Fuente: Elaboración propia

El equipo 8'x12' involucra un menor Capex para la compañía, pero no se logra alcanzar con un adecuado margen de seguridad el tonelaje establecido para la ampliación. Estos casos planteados desde punto de vista de consumo energético serán validados mediante simulación.

3.3.9.2 Opciones de diseño. Las alternativas propuestas contemplan la evaluación energética considerando la capacidad de tratamiento de 1,200 t/d y el nivel de fineza requerido por la etapa de flotación para material con estas características mineralógicas (según pruebas de cinética y de ciclo cerrado). Si bien existe flexibilidad operativa para manejar cambios en dureza del mineral (al haber realizado proyecciones con BBWI), una limitación fue la disposición de los equipos instalados. Las opciones de diseño están orientadas a mantener el arreglo geométrico de los equipos de molienda, además de que en los escenarios propuestos se opera con nidos de ciclones, en consecuencia, otro punto importante es el layout del circuito. Priorizando los targets establecidos, el adecuado rendimiento metalúrgico y considerando el espacio disponible para instalación de nuevos equipos, se realizó el análisis de la selección de los molinos que intervendrían. El diagrama siguiente muestra (forma esquemática) la disposición de los equipos de molienda 2018:

Figura 84

Esquema espacial molienda – Disposición 2018

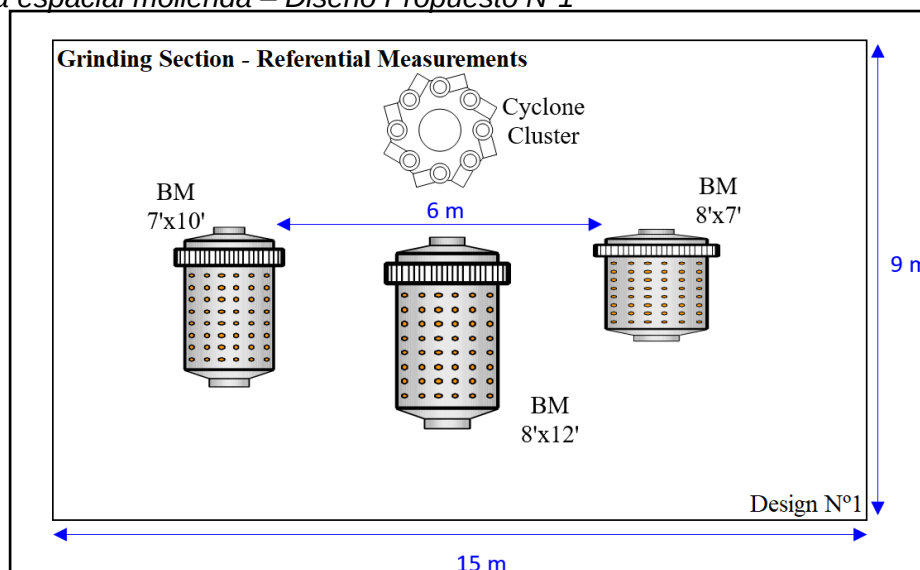


Fuente: Elaboración propia

- Escenario N°1: Circuito 1,000 t/d & P80 = 165 μ m
 - Manteniendo configuración actual de líneas de producción en paralelo
 - Instalando una tercera línea de producción con un molino 8' x 12' (motor de 400 HP), con bolas de 3" pulgadas y nivel de llenado de 40%.
 - Utilizando ciclones D-20 (x2) operando a una presión promedio de 110 kPa.

Figura 85

Esquema espacial molienda – Diseño Propuesto N°1

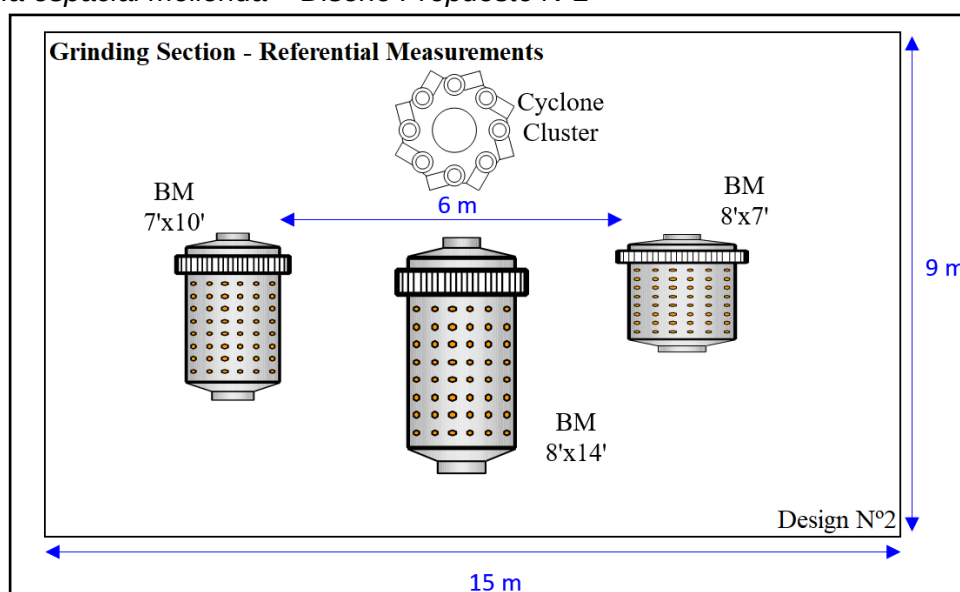


Fuente: Elaboración propia

- Escenario N°2: Circuito 1,200 t/d & P80 = 175 μ m
 - Manteniendo configuración actual de líneas de producción en paralelo.
 - Instalando una tercera línea de producción con un molino 8' x 14' (motor de 500 HP), con bolas de 3" pulgadas y nivel de llenado de 42%.
 - Utilizando ciclones D-20 (x2) operando a una presión promedio de 100 kPa.

Figura 86

Esquema espacial molienda – Diseño Propuesto N°2



Fuente: Elaboración propia

Selección Molino 8' x 12' (Simulación N°2):

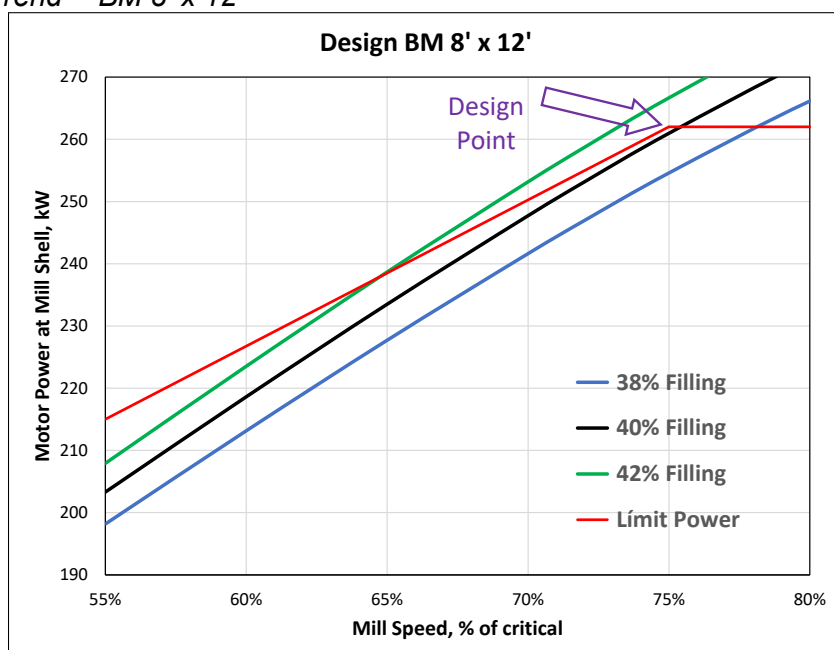
De acuerdo con la Tabla 41 para procesar una capacidad de 1,000 t/d y entregar un producto con P80 de 165 micras al circuito de flotación se requieren 562 kW, la planta actualmente dispone de 345 kW (como máximo disponible) por lo que procesar este tonelaje bajo la misma configuración y mismos equipos generará un producto con un P80 mayor al target de fineza establecido. Para lograr el target de P80 establecido (165 μ m) es necesario incrementar la potencia disponible en el circuito. De esta forma se seleccionó el molino 8' x 12' para implementar una tercera línea de producción, este escenario se evalúa en la simulación N°2.

Esta alternativa considera eficiencias de un motor de rotor hermético de 400 HP (298 kW) para este molino con un máximo de 278 kW disponible en el piñón/carcaza. El molino gira aproximadamente a 21 RPM (75% de velocidad crítica) como se muestra en el punto de diseño en el diagrama de la siguiente figura.

Se recomienda que operación proporcione un rango de control de tal forma que no exceda un consumo de energía de 265 kW (respecto al piñón del molino) con bolas de 3" de diámetro.

Figura 87

Diagrama "Trend" - BM 8' x 12'



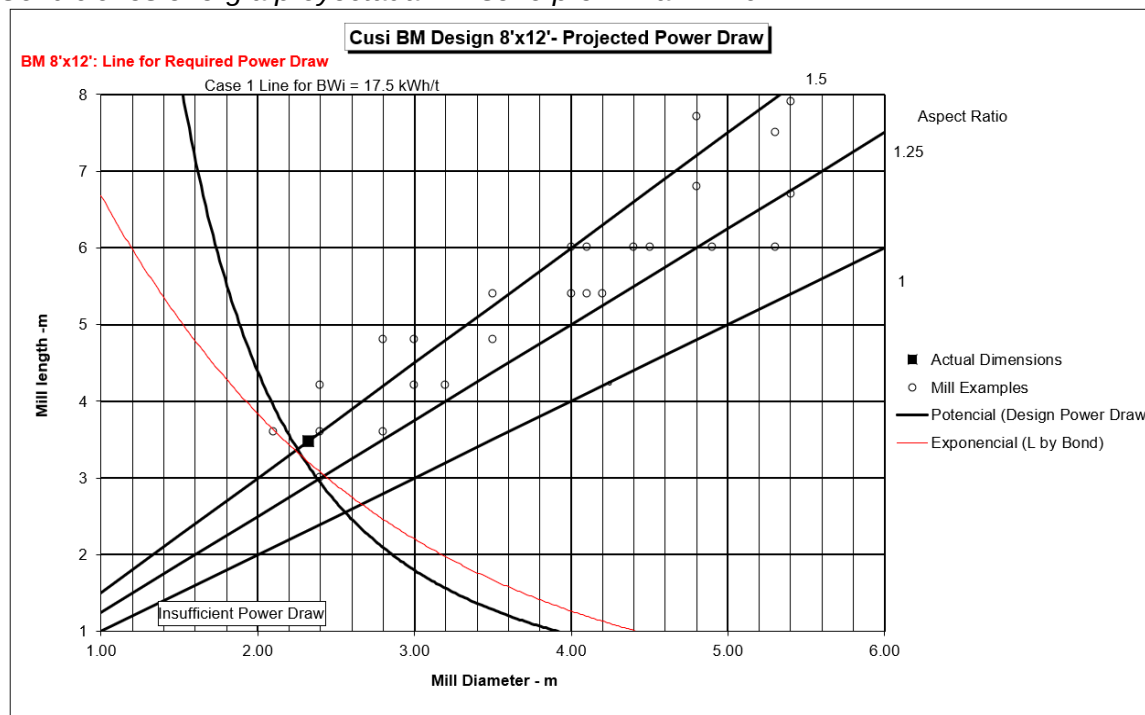
Fuente: Elaboración propia

Se muestra las condiciones de la energía a desarrollar en el piñón proyectada para molino de 8' x 12' considerando la relación de aspecto longitud versus diámetro (L/D).

Se observa que las dimensiones del molino predicen una energía suficiente según criterio de diseño (proveedor/fabricante) y según criterio de Bond.

Figura 88

Condiciones energía proyectada – Diseño preliminar BM 8'x 12'



Fuente: Elaboración propia

Condiciones mecánicas y de carga molturante de la proyección de operación de molino de bolas dimensionado 8' x 12' se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 47

Condiciones molino 8'x12' en escenarios

Parámetros de diseño BM 8' x 12'	SIM N°2
Carga de bolas (%)	40.0
Tamaño de Bolas, mm	76.2
% Velocidad crítica	75.0
Espesor de Linnars, m	0.032
Producto final, P80 (µm)	165

Fuente: Elaboración propia

Selección Molino 8' x 14' (Simulación N°3):

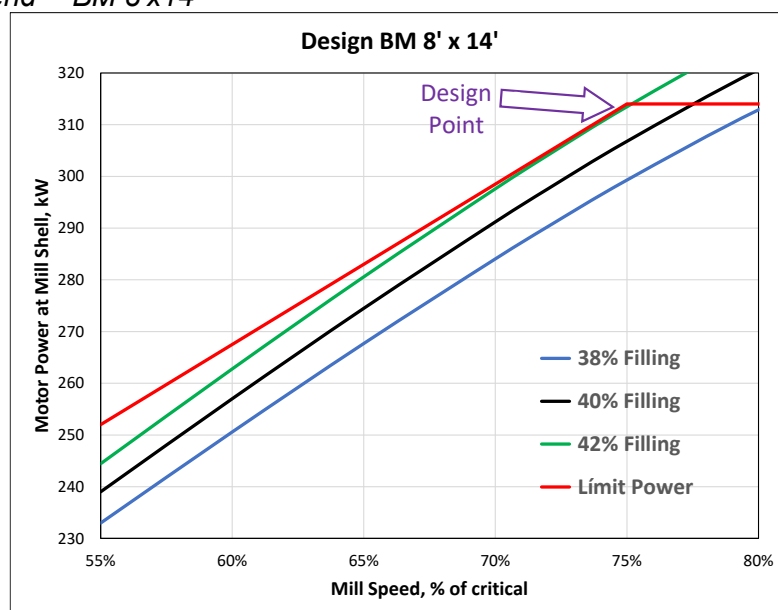
De acuerdo con la Tabla 41 para procesar una capacidad de 1,200 t/d y entregar un producto con P80 de 175 micras al circuito de flotación se requieren 658 kW, la planta actualmente dispone de 345 kW (como máximo disponible) por lo que procesar este tonelaje bajo la misma configuración y mismos equipos generará un producto con un P80 mayor al target de fineza establecido. Para lograr el target de P80 establecido (175 μ m) es necesario incrementar la potencia disponible en el circuito. De esta forma se seleccionó el molino 8' x 14' para implementar una tercera línea de producción, este escenario se evalúa en la simulación N°3.

Esta alternativa considera eficiencias de un motor de rotor hermético de 500 HP (373 kW) para este molino con un máximo de 347 kW disponible en el piñón/carcaza. El molino gira aproximadamente a 21 RPM (75% de velocidad crítica) como se muestra en el punto de diseño en el diagrama de la siguiente figura.

Se recomienda que operación proporcione un rango de control de tal forma que no exceda un consumo de energía de 315 kW (respecto al piñón del molino) con bolas de 3" de diámetro.

Figura 89

Diagrama "Trend" - BM 8'x14'



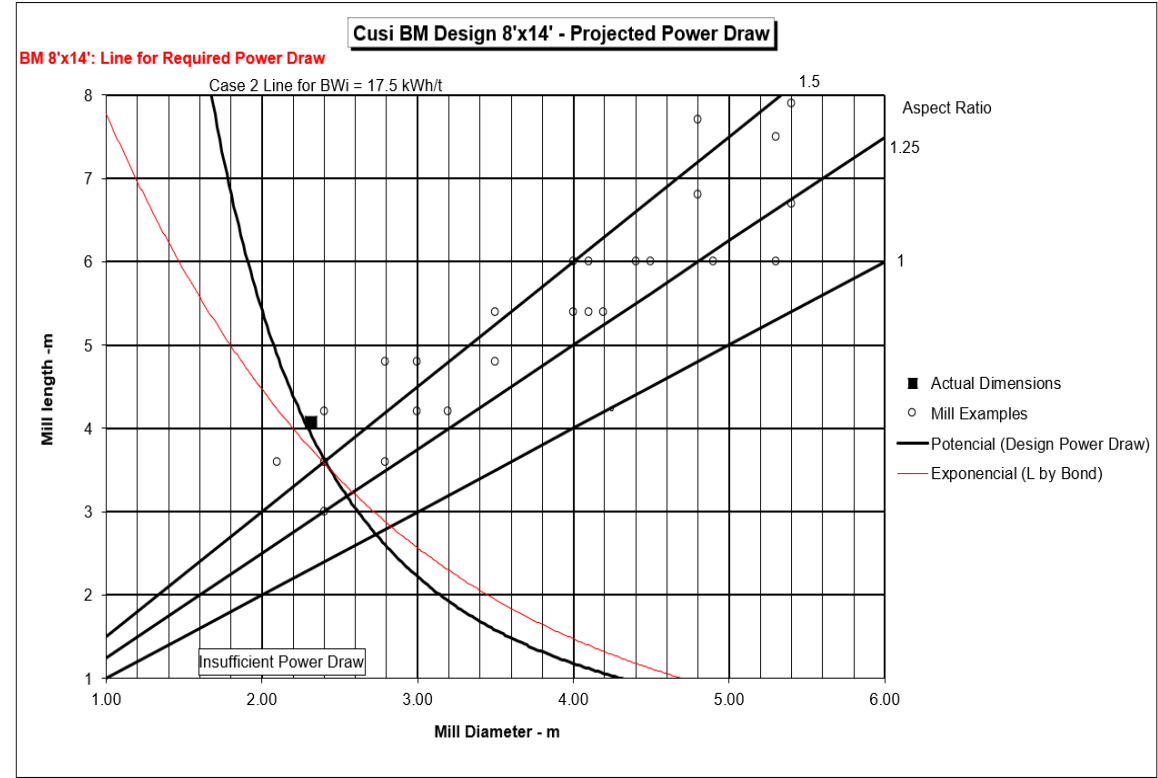
Fuente: Elaboración propia

Se muestra las condiciones de la energía a desarrollar en el piñón proyectada para molino de 8' x 14' considerando la relación de aspecto longitud versus diámetro (L/D).

Se observa que las dimensiones del molino predicen una energía suficiente según criterio de diseño (proveedor/fabricante) y según criterio de Bond.

Figura 90

Condiciones energía proyectada – Diseño preliminar BM 8'x 14'



Fuente: Elaboración propia

Condiciones mecánicas y de carga molturante de la proyección de operación de molino de bolas dimensionado 8' x 14' se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 48

Condiciones molino 8'x14' en escenarios

Parámetros de diseño BM 8' x 14'	SIM N°3
Carga de bolas (%)	42.0
Tamaño de Bolas, mm	76.2
% Velocidad crítica	75.0
Espesor de Lanners, m	0.032
Producto final, P80 (µm)	175

Fuente: Elaboración propia

3.3.10 Escenarios de simulación

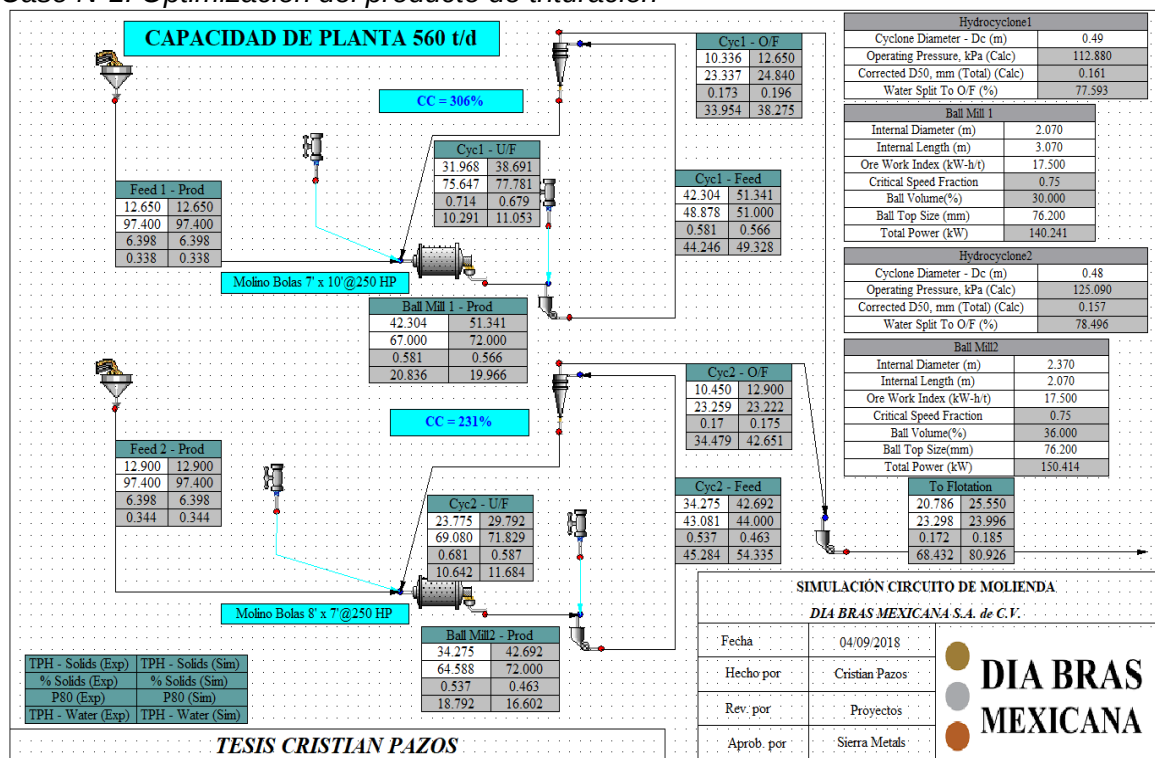
La simulación de escenarios se realizó en la plataforma del software JKSimMet.

3.3.10.1 Caso N°1: Optimización del circuito trituración (Menor F80).

- Considerando las condiciones de operación típica en el periodo de estudio (2018), se proyectan resultados considerando una optimización en la distribución granulométrica del producto del circuito de trituración (desde un P80 de 9.5 mm hacia un P80 de 6.4mm).

Figura 91

Caso N°1: Optimización del producto de trituración



Fuente: Elaboración propia

- Se obtiene un incremento de capacidad de tratamiento hasta 560 t/d. El circuito genera un producto con 185 μ m y con 24% de sólidos en peso.
- Cargas circulantes de 306% para la línea N°1 y de 231% para la línea N°2.
- El porcentaje de sólidos en peso en la alimentación a los ciclones de la línea N°1 es de 51% y a los ciclones de la línea N°2 es de 44%.
- La presión en la clasificación es en promedio para ambas líneas de 17 psi.

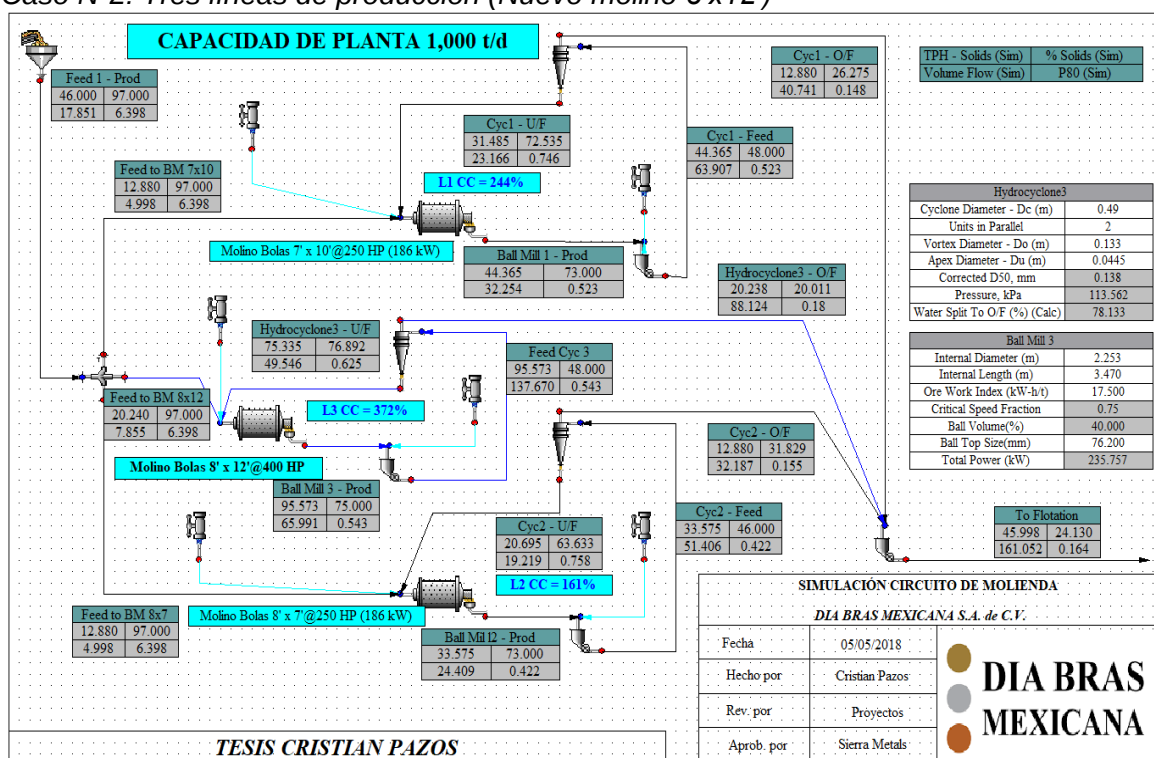
- Molinos de la configuración original operan a un porcentaje de velocidad crítica de 75% y un tamaño máximo de bolas de 3".
- Molino de la línea N°1 (7'x10') opera a un nivel de llenado de 30% y molino de la línea N°2 (8'x7') a 36%.
- El consumo energético del molino de 7' x 10' es de 140 kW, mientras el molino 8' x 7' consume 150 kW, ambos con un motor de 250 HP (186 kW).

3.3.10.2 Caso N°2: Instalación molino de bolas 8'x12'.

- Se adiciona una tercera línea de producción mediante la instalación de un molino de bolas de 8' x 12' con un motor de 400HP en circuito cerrado con dos ciclones D-20.
- Se logra procesar 1,000 t/d, el molino de la nueva línea de producción trabaja con diferentes condiciones que los otros dos "originales".

Figura 92

Caso N°2: Tres líneas de producción (Nuevo molino 8'x12')



Fuente: Elaboración propia

Comentarios:

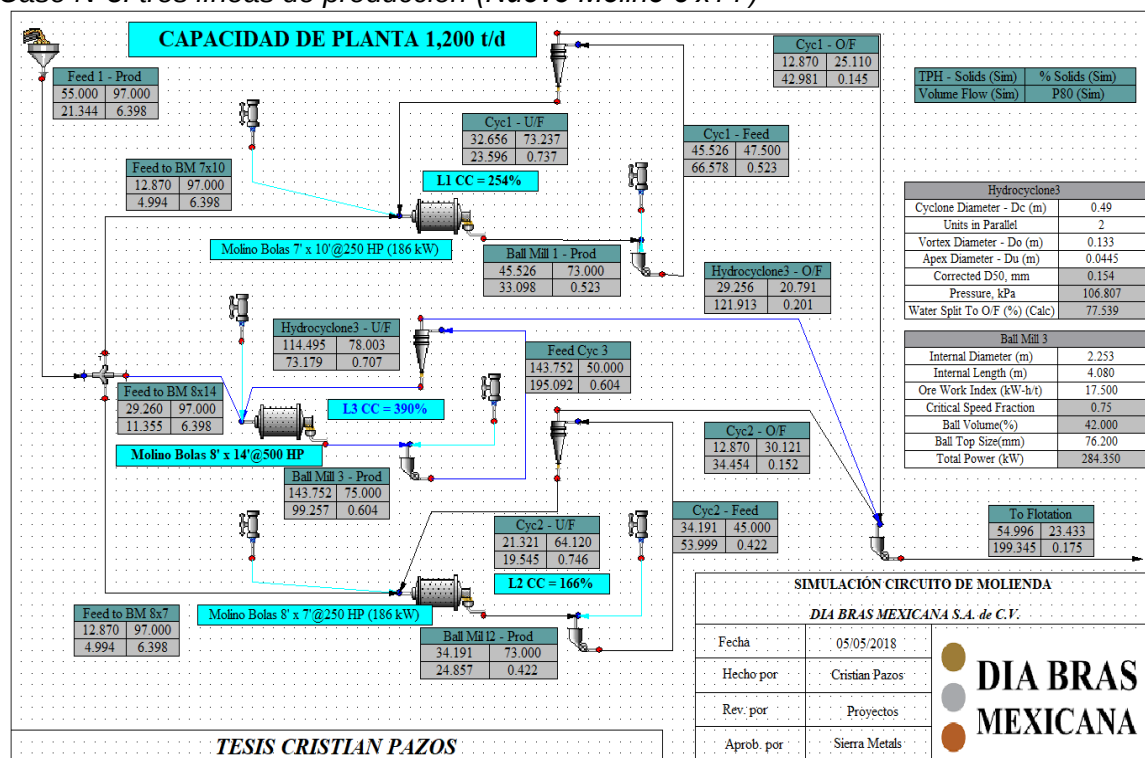
- Se obtiene un incremento de capacidad de tratamiento hasta 1,000 t/d. El circuito genera un producto con 164 μ m y con 24% de sólidos en peso.
- La distribución del flujo de alimentación es 28% para el molino 7'x10', 28% para el 8'x7' y 44% para el 8' x 12'.
- Se obtienen cargas circulantes de 244% para la línea N°1, de 161% para la línea N°2 y de 372% para la línea N°3 (nuevo molino).
- El porcentaje de sólidos en peso en la alimentación a los ciclones es de 48%. La presión es de 14 psi para la línea N°1, 10 psi para la línea N°2 y 16 psi para la N°3.
- Molinos de la configuración original operan a un porcentaje de velocidad crítica de 75%, nivel de llenado de 40% y un tamaño máximo de bolas de 2".
- Molino de la línea N°3 (8'x12') opera a un nivel de llenado de 40%, un porcentaje de velocidad crítica de 75% y un tamaño máximo de bolas de 3".
- El consumo energético del molino de 7' x 10' es de 170 kW, mientras el molino 8' x 7' consume 161 kW, ambos con un motor de 250 HP (186 kW).
- El consumo energético del molino 8' x 14' es de 236 kW que cuenta con un motor de 400HP (298 kW).

3.3.10.3 Caso N°3: Instalación molino de bolas 8'x14'.

- Se adiciona una tercera línea de producción mediante la instalación de un molino de bolas de 8' x 14' con un motor de 500HP en circuito cerrado con dos ciclones D-20.
- Se logra procesar 1,200 t/d, el molino de la nueva línea de producción trabaja con diferentes condiciones que los otros dos "originales".

Figura 93

Caso N°3: tres líneas de producción (Nuevo Molino 8'x14')



Fuente: Elaboración propia

Comentarios:

- Se obtiene un incremento de capacidad de tratamiento hasta 1,200 t/d. El circuito genera un producto con 175 μ m y con 23% de sólidos en peso.
- La distribución del flujo de alimentación es 23% para el molino 7'x10', 23% para el 8'x7' y 54% para el 8' x 14'.
- Se obtienen cargas circulantes de 254% para la línea N°1, de 166% para la línea N°2 y de 390% para la línea N°3 (nuevo molino).
- El porcentaje de sólidos en peso en la alimentación a los ciclones es de 48%. La presión es de 15 psi para la línea N°1, 11 psi para la línea N°2 y 15.5 psi para la N°3.
- Molinos de la configuración original operan a un porcentaje de velocidad crítica de 75%, nivel de llenado de 40% y un tamaño máximo de bolas de 2".
- Molino de la línea N°3 (8'x14') opera a un nivel de llenado de 42%, un porcentaje de velocidad crítica de 75% y un tamaño máximo de bolas de 3".

- El consumo energético del molino de 7' x 10' es de 170 kW, mientras el molino 8' x 7' consume 161 kW, ambos con un motor de 250 HP (186 kW).
- El consumo energético del molino 8' x 14' es de 285 kW que cuenta con un motor de 500HP (372 kW).

3.3.10.4 Resumen de resultados.

En esta sección se muestran los principales resultados de los escenarios de simulación evaluados para el circuito de molienda. Se detallan condiciones operativas establecidas (involucrando dimensiones de componentes y características de operación) y también indicadores de desempeño. La siguiente tabla muestra el resumen de resultados realizado para cada uno de los equipos de molienda en los diferentes casos de simulación:

Tabla 49

Condiciones molinos de bolas – Comparación de escenarios

		Operación			Desempeño				
Molinos		Fracción de Velocidad Crítica, %	Nivel de Llenado, %	Tamaño Máximo de Bola, mm	Caudal de Pulpa, m ³ /h	Tiempo Residencia, min	Velocidad Pulpa, m/min	Radio Reducción	Nº Arbiter
Sim N°1	7' x 10'	75%	30%	76.2	38.3	3.30	0.58	3.05	0.56
	8' x 7'	75%	36%	76.2	31.8	4.29	0.31	5.02	0.37
Sim N°2	7' x 10'	75%	40%	50.4	32.3	5.22	0.37	5.29	0.59
	8' x 7'	75%	40%	50.4	24.4	6.21	0.22	8.85	0.32
	8' x 12'	75%	40%	76.2	66.0	4.07	0.55	2.47	1.01
Sim N°3	7' x 10'	75%	40%	50.4	33.1	5.09	0.38	5.13	0.61
	8' x 7'	75%	40%	50.4	24.9	6.10	0.22	8.69	0.32
	8' x 14'	75%	42%	76.2	99.3	3.33	0.82	2.31	1.59

Fuente: Elaboración propia

Se observa que, de acuerdo con las condiciones establecidas para las simulaciones, las variables de desempeño se mantienen en rangos típicos de operación y adecuados para un óptimo proceso de conminución.

En la instalación de la línea de producción que involucra a los molinos de bolas 8' x 12' y 8' x 14' se han planteado dos ciclones D-20 operando y se obtienen cargas circulantes en rangos de operación típica y presión de clasificación adecuada.

Por otro lado, la eficiencia de clasificación y la recuperación de agua al underflow, se mantienen en rangos adecuados que aseguran un aceptable desempeño para todos los ciclones.

En todos los casos se plantea continuar con la operación de ciclones D-20 operando con ápex de 1.75 pulgadas y vórtex de 5 pulgadas, modificaciones en las dimensiones de estos componentes están sujetas a disponibilidad y requerimientos netamente de operación.

La siguiente tabla muestra el resumen de resultados realizado para cada uno de los equipos de clasificación en los diferentes casos de simulación:

Tabla 50

Condiciones de ciclones – Comparación de escenarios

Características						Desempeño				
Ciclones		Diámetro, in	Cantidad	Tamaño Apex, in	Tamaño Vortex, in	Presión de Ciclones, kPa	Carga Circ., %	Eficiencia Clasific., %	d50c, µm	% Rec Water en UF
Sim Nº1	Línea Nº1	20	1	1.75	5.00	113	306%	55.8%	161	78%
	Línea Nº2	20	1	1.75	5.00	125	231%	55.3%	157	79%
Sim Nº2	Línea Nº1	20	1	1.75	5.00	97.9	244%	54.2%	142	75%
	Línea Nº2	20	1	1.75	5.00	69.5	161%	50.7%	196	70%
	Línea Nº3	20	2	1.75	5.00	114	372%	56.5%	138	78%
Sim Nº3	Línea Nº1	20	1	1.75	5.00	106	254%	54.9%	136	76%
	Línea Nº2	20	1	1.75	5.00	76.0	166%	51.5%	184	71%
	Línea Nº3	20	2	1.75	5.00	107	390%	56.9%	154	78%

Fuente: Elaboración propia

3.3.10.5 Consumo energético – Capacidad de tratamiento. Se evaluaron escenarios de operación en donde se logró estimar las potencias drenadas en el piñón por cada uno de los molinos, capacidad de tratamiento, condiciones de operación y utilización de la energía instalada.

Tabla 51

Evaluación energética – Escenarios

Escenario	Molino D x L	Tonelaje		Tamaño de Partícula		Wi	Total K Factors (Rowland)	Bond Required Power	Potencia Drenada por Molino	Motor Instalado		% Utilización de Potencia Instalada
		t/d	(t/h)	F80 (µm)	P80 (µm)	(kW-h/t)	K	kW	kW	kW	HP	%
Caso Base	7' x 10'	231	10.3	9,843	172	17.5	1.31	156	159	186	250	85.4%
	8' x 7'	232	10.4	9,118	173	17.5	1.26	151	152	186	250	81.6%
	Total	463	20.7	9,479	173	17.5	-	307	311	372	500	-
Caso Opt. Trituración	7' x 10'	283	12.7	6,398	196	17.5	1.25	158	158	186	250	84.9%
	8' x 7'	288	12.9	6,398	179	17.5	1.20	163	166	186	250	89.2%
	Total	571	25.6	6,398	187	17.5	-	321	324	372	500	-
Caso Opt. Trituración & 8' x 12'	7' x 10'	288	12.9	6,398	148	17.5	1.20	171	176	186	250	94.6%
	8' x 7'	288	12.9	6,398	155	17.5	1.18	163	165	186	250	88.7%
	8' x 12'	452	20.2	6,398	180	17.5	1.22	228	261	298	400	87.5%
	Total	1,028	46.0	6,398	164	17.5	-	562	602	670	900	-
Caso Opt. Trituración & 8' x 14'	7' x 10'	288	12.9	6,398	145	17.5	1.20	171	176	186	250	94.6%
	8' x 7'	288	12.9	6,398	152	17.5	1.18	163	165	186	250	88.7%
	8' x 14'	654	29.3	6,398	201	17.5	1.24	312	314	373	500	84.2%
	Total	1,229	55.0	6,398	176	17.5	-	645	655	745	1,000	-

Fuente: Elaboración propia

- Se utilizó Bwi de 17.5 kW-h/t según análisis realizado y se evaluó caso base y también mediante variación de condiciones operativas, la capacidad máxima a desarrollar por los equipos de molienda, para similares condiciones de alimentación
- Se desarrolló escenario de optimización del circuito de trituración donde el nuevo P80 fue de 6,400 micrones considerando la misma dureza del mineral.
- En todos los casos se obtienen requerimientos energéticos que guardan relación con la potencia instalada y conservan un adecuado factor de seguridad.

3.4 Estudio de ampliación en circuito de flotación.

El objetivo de esta sección es cuantificar el rendimiento del circuito de flotación antes de emitir propuestas para ampliación de capacidad. Para esto, algunas de las actividades planteadas para su desarrollo, fueron las siguientes:

- Evaluar el rendimiento del circuito en cada una de sus etapas en cuanto a recuperación de los principales elementos (Plata y Plomo).
- Desarrollar un modelo matemático que represente la operación del circuito 2018.
- Evaluar oportunidades de optimización de la recuperación mediante desarrollo de simulaciones y considerando grado de liberación, cinética y tiempos de residencia.

Durante la visita del tesista a la unidad se observó que el circuito de flotación de zinc se encontraba procesando mineral denominado como “Óxidos” que eran las colas del circuito de sulfuros (flotación plomo-plata). Esto debido a que los recursos en donde se podía extraer zinc de manera comercialmente rentable ya habían sido agotados. Se realizó:

- Campaña de extracción de muestras de las corrientes de flujo de circuito.
- Pruebas metalúrgicas a las muestras colectadas, análisis por elementos, pruebas de cinética de flotación, análisis por malla valorada, pruebas de mineralogía modal.

Utilizando resultados del muestreo realizada en circuito de flotación durante la cuarta semana de agosto del 2018, se desarrolló un balance de masa por elementos bajo la plataforma del software JKSImMet V6.2. Estos resultados permitieron luego determinar un balance de materiales en el software Limn® que posteriormente permitió ajustar los parámetros de modelo cinético para determinar el modelo base del circuito 2018 y la

evaluación de las alternativas de ampliación mediante diferentes escenarios de simulación también en Limn®.

3.4.1 Criterio de diseño circuito 2018

Algunos datos utilizados en la etapa de balance de materiales, modelamiento y ajuste de parámetros del circuito fueron provistos por la compañía y *vendors* de los equipos instalados en la operación. Estos datos, del circuito de flotación plomo-plata, fueron confirmados por el tesista durante la visita a la unidad y son los siguientes:

Tabla 52

Resumen del criterio de diseño – Flotación Plomo/Plata

PARÁMETROS	UNIDAD	VALOR	PARÁMETROS	UNIDAD	VALOR
Mineral de Molienda			Flotación Scavenger (Pb/Ag)		
Alim Fresco	t/h	26.9	Modelo	-	DR-300
Ley de Cabeza Pb	%	0.28	Número de celdas	-	2.00
Ley de Cabeza Ag	g/t	183	Volumen Nominal	m³/Celda	8.50
Ley de Cabeza Cu	%	0.028	Factor Comp. Mecánicos	%	15.0
Ley de Cabeza Zn	%	0.51	Factor de Aireación	%	15.0
Ley de Cabeza Fe	%	1.24	Mass Pull Promedio	%	0.82
Ley de Cabeza Mn	%	0.47	Agua de Lavado Promedio	m³/h	0.30
Ley de Cabeza Au	g/t	0.13	% Sólidos Concentrado	%	30.2
%Sólidos Alim	%	30.0	Flotación Cleaner N°1 (Pb/Ag)		
Gravedad Esp. (Prom.)	-	2.65	Modelo	-	Sub A-100
			Número de celdas	-	2.00
Acondicionamiento			Volumen Nominal	m³/Celda	2.83
Modelo	-	15' x 15'	Factor Comp. Mecánicos	%	15.0
Número de celdas	-	1.00	Factor de Aireación	%	18.0
Volumen Nominal	m³/Celda	75.0	Mass Pull Promedio	%	62.1
Factor Comp. Mecánicos	%	15.0	Agua de Lavado Promedio	m³/h	0.20
Factor de Aireación	%	15.0	% Sólidos Concentrado	%	24.5
Flotación Rougher (Pb/Ag)			Flotación Cleaner N°2 (Pb/Ag)		
Modelo	-	DR-300	Modelo	-	Sub A-100
Número de celdas	-	3.00	Número de celdas	-	2.00
Volumen Nominal	m³/Celda	8.50	Volumen Nominal	m³/Celda	2.83
Factor Comp. Mecánicos	%	15.0	Factor Comp. Mecánicos	%	15.0
Factor de Aireación	%	15.0	Factor de Aireación	%	18.0
Mass Pull Promedio	%	0.91	Mass Pull Promedio	%	47.5
Agua de Lavado Promedio	m³/h	0.30	Agua de Lavado Promedio	m³/h	0.20
% Sólidos Concentrado	%	29.9	% Sólidos Concentrado	%	19.9

Fuente: Elaboración propia

Pese a que el circuito de zinc se encontraba procesando material denominado como “Óxidos” (colas de plomo-plata) también se colectaron datos de sus principales equipos:

Tabla 53

Resumen del criterio de diseño – Flotación Zinc

PARÁMETROS	UNIDAD	VALOR	PARÁMETROS	UNIDAD	VALOR
Mineral de Molienda			Flotación Scavenger (Zn)		
Alim Fresco	t/h	26.9	Modelo	-	DR-100
Ley de Cabeza Pb	%	0.28	Número de celdas	-	4.00
Ley de Cabeza Ag	g/t	183	Volumen Nominal	m³/Celda	2.83
Ley de Cabeza Cu	%	0.028	Factor Comp. Mecánicos	%	15.0
Ley de Cabeza Zn	%	0.51	Factor de Aireación	%	15.0
Ley de Cabeza Fe	%	1.24	Mass Pull Promedio	%	-
Ley de Cabeza Mn	%	0.47	Agua de Lavado Promedio	m³/h	-
Ley de Cabeza Au	g/t	0.13	% Sólidos Concentrado	%	-
%Sólidos Alim	%	30.0	Flotación Cleaner N°1 (Zn)		
Gravedad Específica (Prom)	t/m3	2.65	Modelo	-	Sub A-50
			Número de celdas	-	3.00
Acondicionamiento			Volumen Nominal	m³/Celda	1.42
Modelo	-	10' x 10'	Factor Comp. Mecánicos	%	15.0
Número de celdas	-	1.00	Factor de Aireación	%	18.0
Volumen Nominal	m³/Celda	50.0	Mass Pull Promedio	%	-
Factor Comp. Mecánicos	%	15.0	Agua de Lavado Promedio	m³/h	-
Factor de Aireación	%	15.0	% Sólidos Concentrado	%	-
Flotación Rougher (Zn)			Flotación Cleaner N°2 (Zn)		
Modelo	-	DR-100	Modelo	-	Sub A-50
Número de celdas	-	2.00	Número de celdas	-	2.00
Volumen Nominal	m³/Celda	2.83	Volumen Nominal	m³/Celda	1.42
Factor Comp. Mecánicos	%	15.0	Factor Comp. Mecánicos	%	15.0
Factor de Aireación	%	15.0	Factor de Aireación	%	18.0
Mass Pull Promedio	%	-	Mass Pull Promedio	%	-
Agua de Lavado Promedio	m³/h	-	Agua de Lavado Promedio	m³/h	-
% Sólidos Concentrado	%	-	% Sólidos Concentrado	%	-

Fuente: Elaboración propia

3.4.2 Extracción información

El estudio realizado en el circuito de flotación involucró veintiséis puntos de extracción de muestras para el circuito de Pb/Ag y veintisiete puntos para el circuito de flotación de óxidos (puntos consideraban alimentos, espumas y colas de cada

sección/celda). La campaña de extracción de muestras tuvo una duración de dos horas y contempló muestras para análisis por elementos metálicos, pruebas de cinética, flotación batch, malla valorada y formación de compósitos para análisis por mineralogía modal. En la siguiente imagen se observa la vista panorámica del circuito de flotación.

Figura 94

Vista Parcial de la Sección Rougher/Scavenger (Izquierda) y Sección Cleaner Pb/Ag (Derecha)



Fuente: Elaboración propia

3.4.2.1 Campaña de extracción de muestras. Se realizó la extracción de muestras para que sean derivadas a pruebas metalúrgicas de caracterización siguiendo pautas básicas de la teoría de muestreo para circuitos de flotación:

- Muestras individuales fueron colectadas en cada ronda de muestreo y se realizaron tres rondas durante la campaña.
- Muestras de repetibilidad del mismo flujo con el mismo equipo de muestreo fueron tomadas para determinar el error de muestreo de cada dispositivo.
- Dispositivos de muestreo del tipo inmersión (Dip Samplers) fueron usados para colas y para espumas se utilizaron muestreadores de labios (Lip Samplers).
- La misma persona tomó las mismas muestras en cada ronda para minimizar el efecto del error humano en los resultados entre las rondas de muestreo.

Esta campaña se realizó siguiendo estos y demás criterios propuestos por la teoría de muestreo y la preparación y análisis de muestras bajo los lineamientos del código AMIRA P754 detallados en la sección 2.1.

Tabla 54

Muestreador según características del flujo a muestrear - Flotación

Corrientes de Flujo	Muestreador
Descarga de Cajones	Mark III Large
Espumas de Celdas de Flotación	Lip Sampler
Colas de Celdas de Flotación	Dip Sampler

Fuente: Elaboración propia

Se realizó la campaña de extracción de muestras durante horas de la mañana del 20 de agosto con apoyo y en coordinación con equipo de metalurgia de la unidad. En cada punto de toma de muestra se realizaron tres cortes que se almacenaron, procesaron y analizaron por separado. Estos incrementos fueron extraídos espaciados cada 25 minutos entre cortes.

Figura 95

Preparación y ubicación de contenedores en cada punto de muestreo



Fuente: Elaboración propia

La imagen muestra el uso del muestreador de profundidad utilizado para el survey:

Figura 96

Instrucción y uso del muestreador de inmersión (Dip Sampler)



Fuente: Elaboración propia

De la misma forma que los muestreadores de inmersión fueron utilizados para coleccionar muestra de las partes más profundas de los tanques y celdas (colas), los muestreadores de labios fueron utilizados para extraer muestras de las espumas de cada una de las celdas del circuito de flotación, tal como lo muestran las imágenes siguientes:

Figura 97

Uso del muestreador por Rebose o De Labios (Lip Sampler)



Fuente: Elaboración propia

Las muestras individuales de cada ronda durante la campaña de muestreo fueron almacenadas en bolsas de polietileno con las letras “A”, “B” y “C” representando a la ronda a la que pertenecían, estas bolsas extraídas de un mismo punto de muestreo fueron colocadas en un balde rotulado y trasladadas a laboratorio metalurgico para iniciar la preparación y el análisis.

Figura 98

Traslado y almacenamiento de muestras



Fuente: Elaboración propia

3.4.2.2 Levantamiento de información de celdas de flotación. Durante la campaña de extracción de muestras también se lograron estimar niveles de colchón de espumas y porcentajes de aireación dentro de cada una de las celdas. Esto mediante lecturas de caudal de aire ingresado a las celdas durante las 2 horas de duración de la campaña.

Las celdas Sub A N°100 de la sección cleaner, antes de iniciar la descarga de pulpa:

Figura 99

Vista superior de las celdas sección Cleaner Pb/Ag



Fuente: Elaboración propia

Luego de la ejecución de la campaña de muestreo mediante la extracción de muestras individuales en tres rondas, se realizó la descarga de pulpa de las celdas del circuito de flotación para poder inspeccionar su interior.

Se determinó el estado y se tomaron mediciones de los componentes mecánicos internos (impulsor, rotor y eje de transmisión) para poder estimar de forma posterior el volumen efectivo de las celdas.

Esta estimación serviría posteriormente para estimar el tiempo de residencia en las celdas y así derivar un modelo cinético para predecir la recuperación por especie mineralógica.

Figura 100

Descarga de celdas para realizar mediciones



Fuente: Elaboración propia

3.4.3 Resultados de pruebas metalúrgicas

Las muestras individuales colectadas fueron trasladadas hacia laboratorio metalúrgico de la unidad para recibir una preparación mecánica y su posterior análisis.

3.4.3.1 Análisis por elementos. La siguiente tabla muestra el promedio de los resultados de análisis por principales elementos de la campaña de muestreo del circuito “Sulfuros” (Pb-Ag) y su desviación estándar (SD).

Es necesario señalar que esta desviación representa la variabilidad del mineral durante la campaña de extracción de muestras y no un error total de muestreo.

Tabla 55*Resultados ensayo de muestras circuito Pb-Ag (Promedio y SD de tres cortes)*

ID	Corriente	PROMEDIO					DESVIACIÓN ESTÁNDAR				
		Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Mn, %	Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Mn, %
1	01_O/F (7X10)	297	0.53	0.64	1.53	0.51					
2	02_O/F (8X7)	393	0.69	0.73	1.97	0.70					
3	03_Medios & Agotat.	1,273	1.55	3.68	3.71	0.68	90.3	0.17	0.35	0.38	0.044
4	04_Cajon Alim. Ro	160	0.23	0.57	1.36	0.47	44.1	0.082	0.047	0.24	0.021
5	05_Conc. Ro - C1	8,448	15.5	6.38	17.8	0.35	245	0.83	0.054	0.54	0.034
6	06_Rlv. Ro - C1	114	0.18	0.52	1.29	0.48	19.6	0.022	0.044	0.13	0.0040
7	07_Conc. Ro - C2	6,357	10.8	7.09	14.1	0.47	220	0.43	0.16	1.03	0.052
8	08_Rlv. Ro - C2	84.5	0.15	0.47	1.19	0.47	2.60	0.021	0.007	0.11	0.0050
9	09_Conc. Ro - C3	4,924	8.41	7.28	11.4	0.52	934	1.50	0.81	1.35	0.033
10	10_Rlv. Ro - C3	62.1	0.10	0.45	1.05	0.47	15.8	0.006	0.038	0.078	0.0098
11	11_Conc. Scv - C1	1,413	1.85	4.21	4.58	0.51	305	0.34	0.98	1.17	0.046
12	12_Rlv. Scv - C1	50.3	0.080	0.43	0.97	0.47	5.90	0.019	0.084	0.076	0.028
13	13_Conc. Scv - C2	1,159	1.52	3.78	4.09	0.49	272	0.51	0.80	0.93	0.021
14	14_Rlv. Scv - C2	45.0	0.061	0.37	0.86	0.42	2.75	0.002	0.065	0.059	0.042
15	15_conc. Agot Pb	1,350	1.70	3.95	4.13	0.47	31.3	0.097	0.21	0.075	0.020
16	16_Rlv Sulfuros	45.4	0.051	0.34	0.89	0.38	9.57	0.008	0.035	0.013	0.0040
17	17_Conc. Cln1 - C1	5,989	10.8	5.95	14.0	0.47	698	1.41	0.29	1.90	0.10
18	18_Rlv. Cln1 - C1	2,896	3.71	4.02	5.96	0.49	44.9	0.26	0.13	0.53	0.045
19	19_Conc. Cln1 - C2	5,454	9.35	5.91	12.2	0.50	373	0.93	0.36	0.99	0.12
20	20_Rlv. Cln1 - C2	1,665	1.92	3.06	3.42	0.47	113	0.16	0.11	0.58	0.041
21	21_Conc. Cln2 - C1	6,267	10.8	6.37	14.8	0.47	408	1.02	0.17	0.90	0.11
22	22_Rlv. Cln2 - C1	2,808	3.34	4.03	5.74	0.54	331	0.75	0.41	1.52	0.062
23	23_Conc. Cln2 - C2	5,220	8.61	5.66	11.0	0.48	2,536	3.49	1.97	6.12	0.071
24	24_Rlv. Cln2 - C2	2,176	2.12	3.13	2.87	0.49	296	0.18	0.39	0.33	0.062
25	25_Medios Cln1	2,121	1.85	3.38	4.34	0.57	322	0.20	0.73	1.47	0.15
26	26_Conc. Final	5,699	10.3	5.68	12.8	0.40	769	2.80	0.45	2.91	0.075

Fuente: Elaboración propia

De la misma forma se muestran los resultados obtenidos de los ensayos a las muestras obtenidas del circuito de “Óxidos”. La desviación estándar representa la variabilidad del mineral durante la campaña de extracción de muestras (y posiblemente también sea un indicador de error humano) y no el error total de muestreo (fundamental, extracción, delimitación y residual).

Tabla 56

Resultados ensayo de muestras circuito “Óxidos” (promedio y SD de tres cortes)

ID	Corriente	Promedio					Desviación Estándar				
		Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Mn, %	Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Mn, %
x1	x1_Cabeza_Ox	44.5	0.064	0.40	0.97	0.53	5.52	0.007	0.042	0.061	0.016
x2	x2_Medios Cln 1_Ox	326	0.34	0.63	4.14	0.32	21.7	0.019	0.062	0.35	0.009
x3	x3_Alim. Rougher_Ox	55.7	0.067	0.42	0.95	0.50	8.49	0.006	0.033	0.088	0.015
x4	x4_Conc. Ro - C1_Ox	396	0.45	1.21	6.64	0.39	34.8	0.081	0.14	0.19	0.036
x5	x5_Rlv. Ro - C1_Ox	46.6	0.063	0.41	0.97	0.53	5.23	0.003	0.019	0.074	0.029
x6	x6_Conc. Ro - C2_Ox	481	0.55	1.84	6.27	0.40	26.5	0.10	0.40	1.19	0.007
x7	x7_Rlv. Ro - C2_Ox	45.9	0.059	0.40	0.93	0.51	6.21	0.001	0.018	0.11	0.038
x8	x8_Conc. Scv - C1_Ox	299	0.33	0.76	4.89	0.29	26.5	0.027	0.040	0.35	0.029
x9	x9_Rlv. Scv - C1_Ox	48.2	0.061	0.40	0.90	0.51	1.91	0.007	0.021	0.040	0.016
x10	x10_Conc. Scv - C2_Ox	356	0.46	1.22	4.79	0.40	6.50	0.071	0.19	0.38	0.019
x11	x11_Rlv. Scv - C2_Ox	50.5	0.066	0.42	0.96	0.55	4.96	0.006	0.047	0.19	0.066
x12	x12_Conc. Scv - C3_Ox	504	0.70	1.62	4.07	0.44	1.31	0.13	0.19	0.81	0.001
x13	x13_Rlv. Scv - C3_Ox	45.0	0.059	0.38	0.86	0.53	5.11	0.003	0.018	0.064	0.007
x14	x14_Conc. Scv - C4_Ox	611	0.91	1.85	3.38	0.45	18.7	0.096	0.26	0.034	0.008
x15	x15_Rlv. Scv - C4_Ox	50.2	0.064	0.38	0.83	0.52	2.42	0.001	0.023	0.026	0.024
x16	x16_Rlv. Final_Ox	39.2	0.058	0.37	0.91	0.55	3.21	0.002	0.028	0.016	0.010
x17	x17_Conc. Cln1 - C1_Ox	482	0.52	1.01	8.99	0.49	101	0.100	0.27	2.46	0.043
x18	x18_Rlv. Cln1 - C1_Ox	365	0.39	0.72	4.72	0.39	20.7	0.013	0.019	0.57	0.025
x19	x19_Conc. Cln1 - C2_Ox	461	0.41	0.78	6.33	0.41	16.1	0.11	0.23	1.29	0.095
x20	x20_Rlv. Cln1 - C2_Ox	373	0.40	0.77	4.45	0.40	31.0	0.026	0.077	0.42	0.014
x21	x21_Conc. Cln1 - C3_Ox	410	0.39	0.74	5.87	0.44	18.3	0.014	0.027	0.84	0.022
x22	x22_Rlv. Cln1 - C3_Ox	328	0.33	0.66	3.97	0.36	24.7	0.049	0.038	0.50	0.022
x23	x23_Conc. Cln2 - C1_Ox	621	0.72	1.83	11.7	0.51	139	0.24	0.93	0.57	0.030
x24	x24_Rlv. Cln2 - C1_Ox	406	0.37	0.69	6.82	0.44	61.1	0.073	0.063	0.63	0.036
x25	x25_Conc. Cln2 - C2_Ox	540	0.54	1.16	11.4	0.46	36.2	0.062	0.24	0.57	0.024
x26	x26_Rlv. Cln2 - C2_Ox	401	0.37	0.69	7.02	0.44	4.93	0.011	0.083	1.27	0.002
x27	x27_Conc. Final_Ox	669	0.84	2.48	12.2	0.64	127	0.19	0.72	2.51	0.14

Fuente: Elaboración propia

Comentarios:

- Estimaciones de RSD fueron influyentes para la determinación del modelo de error.
- Muestras de overflow de ciclones de molienda no fueron individuales sino compósito.

3.4.3.2 Cinética de flotación laboratorio. Muestras fueron extraídas durante el survey del 20 de agosto del 2018 para realizar pruebas de cinética de flotación de sulfuros y óxidos de forma secuencial. Las pruebas fueron desarrolladas en laboratorio metalúrgico de la unidad, se utilizaron misma dosificación y marcha de reactivos que la utilizada en 2018 en planta.

Figura 101

Reporte de resultados - Pruebas cinética de flotación

DIA BRAS MEXICANA					Laboratorio Metalúrgico Malpaso Campaña 15 Pruebas Metalúrgicas Malpaso Pb										 SIERRA METALS																				
MPC13-001				M-0213		F0		Ley de productos							Distribuciones acumuladas																				
Productos		Tiempo Minutos		Tiempo Unitario		W Gr %		Au gr/ton		Ag		Pb		Zn		Cu %		Fe		Mn		Au		Ag		Pb		Zn		Cu		Fe		Mn	
FLOT ONDUL FLOT SALE	C0	0m		0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00		
	C1	0m - 1m		1	58.66	6.57	3.00	4066.07	7.914	4.258	0.819	20.154	0.492	73.22	71.35	69.09	31.91	61.60	54.63	6.86	6.49														
	C2	1m - 2m		2	18.43	2.07	2.80	2012.27	3.633	3.466	0.411	9.562	0.572	94.70	82.45	79.06	40.07	71.30	62.78	8.86															
	C3	2m - 4m		4	18.53	2.08	0.60	661.99	1.070	1.870	0.148	3.842	0.623	99.32	86.12	82.01	44.50	74.80	66.07	11.46															
	C4	4m - 8m		8	31.29	3.51	0.01	312.35	0.568	1.670	0.102	2.338	0.598	99.45	89.04	84.65	51.18	78.89	69.45	15.66															
	C5	0m - 1m		1	9.13	1.02	0.01	78.30	0.342	0.602	0.069	2.309	0.629	99.49	89.25	85.12	51.88	79.70	70.42	16.95															
	C6	1m - 2m		2	9.31	1.04	0.01	59.24	0.252	0.534	0.044	1.926	0.586	99.53	89.42	85.47	52.52	80.22	71.25	18.18															
	C7	2m - 4m		4	14.39	1.61	0.01	80.78	0.271	0.545	0.048	1.843	0.561	99.59	89.77	86.05	53.52	81.11	72.48	19.99															
	C8	4m - 8m		8	28.56	3.20	0.01	175.65	0.325	1.334	0.053	1.532	0.565	99.71	91.27	87.43	58.39	83.04	74.50	23.62															
COLA FINAL				703.89	78.89	0.00	41.48	0.120	0.463	0.019	0.784	0.483	0.29	8.73	12.57	41.61	16.96	25.50	76.38																
TOTAL				892.19	100.0								99.74	97.77	97.22	92.79	95.85	94.95	92.04																
LEY CABEZA ENSAYADA																																			
LEY CABEZA CALCULADA								0.269	374.68	0.753	0.877	0.087	2.425	0.499																					
BALANCE CALCULADO DE CONCENTRADOS ACUMULADOS Pb																																			
PRODUCTOS								LEY DE PRODUCTOS														RECUPERACIÓN %													
% Mass Pull	14.22	CONCENTRADO Pb (0m-8m)						1.88	2345.30	4.48	3.16	0.48	11.84	0.55	99.45	89.04	84.65	51.18	78.89	69.45	15.66														

Fuente: Elaboración propia

Pruebas de cinética de flotación fueron desarrolladas en una celda de laboratorio convencional controlando los principales parámetros y retirando las espumas de concentrado en tiempos de 1, 2, 4 y 8 minutos.

Figura 102

Desarrollo de pruebas de cinética de flotación



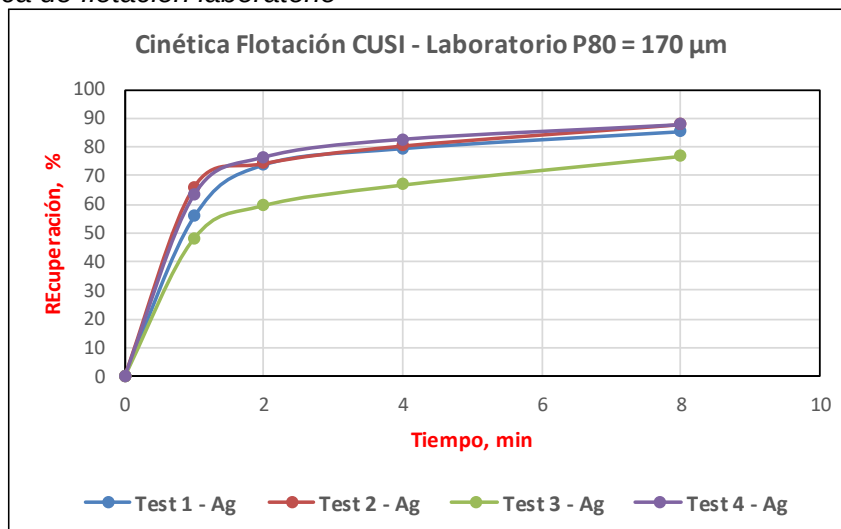
Fuente: Elaboración propia

De forma paralela se reportaron resultados de cuatro pruebas de cinética de flotación de mineral proveniente de la formación Santa Rosa de Lima, se realizó la molienda

hasta alcanzar 170 μm (Similar P80 de planta) en donde se observaron los siguientes resultados:

Figura 103

Curva cinética de flotación laboratorio



Fuente: Elaboración propia

La prueba se realizó por cuadruplicado y a un tiempo de 8 minutos se obtuvo una recuperación promedio de plata de 84.6%. Los resultados fueron los siguientes:

Tabla 57

Resultados pruebas de cinética de flotación – laboratorio

Tiempo, min	Recuperación Ag Acumulada				
	Test 1	Test 2	Test 3	Test 4	Lab (Prom)
0	0	0	0	0	0
1	55.8	66.2	48.2	63.4	58.4
2	74.0	74.5	59.8	76.6	71.2
4	79.8	80.6	66.9	82.8	77.5
8	85.7	88.1	76.9	87.9	84.6

Fuente: Elaboración propia

El test N°3 presenta similares condiciones y resultados que los obtenidos en el survey realizado el día 20 de agosto 2018 en el circuito de flotación.

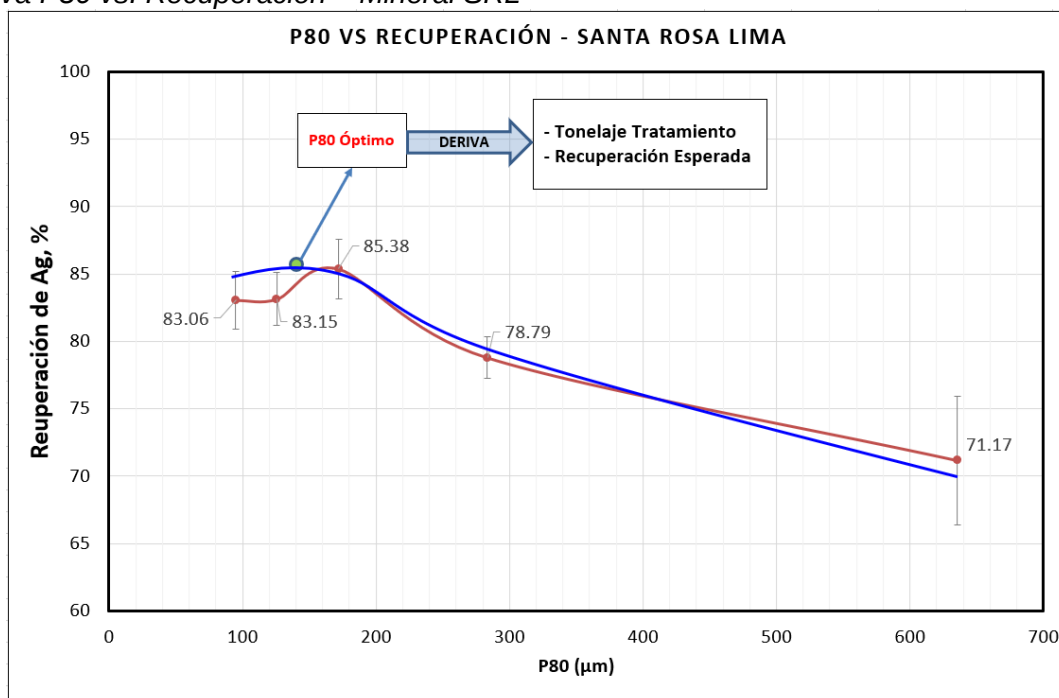
3.4.3.3 Curvas de recuperación vs. P80. Cada una de las muestras obtenidas de la prueba de moliendabilidad (95 μm , 126 μm , 172 μm , 284 μm y 636 μm) se derivaron a pruebas Batch de flotación de duración 8 minutos.

Se realizó al mineral de procedencia de la formación Santa Rosa para estimar el P80 óptimo, utilizando como indicador la recuperación de plata que está generando a un determinado grado de moliendabilidad. La prueba se realizó por triplicado (de donde se generaron las barras de error debido a la desviación) y con los promedios se obtuvo la línea de color rojo.

La línea de color azul es la forma típica que se espera obtener en una prueba de esta naturaleza e indica que el P80 óptimo para este tipo de mineral es de 140 μm con una recuperación de plata de 86.1%.

Figura 104

Curva P80 vs. Recuperación – Mineral SRL



Fuente: Elaboración propia

El P80 de operación era 175 micras, producto que sería derivado a la etapa de flotación, esperándose una recuperación de 84.7% de plata, un valor con alto grado de correlación respecto a la recuperación típica obtenida en planta.

3.4.3.4 Análisis de pérdidas en las colas. Muestras del mineral de alimentación al circuito Plomo-Plata, concentrado y relave fueron extraídas para realizar ensayos por malla valorada. Se utilizaron siete mallas y se ensayó cada fracción retenida por siete elementos metálicos.

Reporte de resultados - pruebas de malla valorada

Fuente: Elaboración propia

Figura 106

Curva de recuperación por tamaño



Esta curva evidencia la pérdida de elementos valiosos en las colas por falta de liberación.

3.4.3.5 Análisis mineralógico Modal y comportamiento de plata. Se realizó una caracterización rápida del mineral con el objetivo de entender cuáles son las principales especies mineralógicas que se encuentran presentes y también sus proporciones.

Para lo cual se enviaron cuatro muestras de cabeza y seis muestras de planta (dos muestras de faja de alimentación, dos muestras de relave y dos de concentrado).

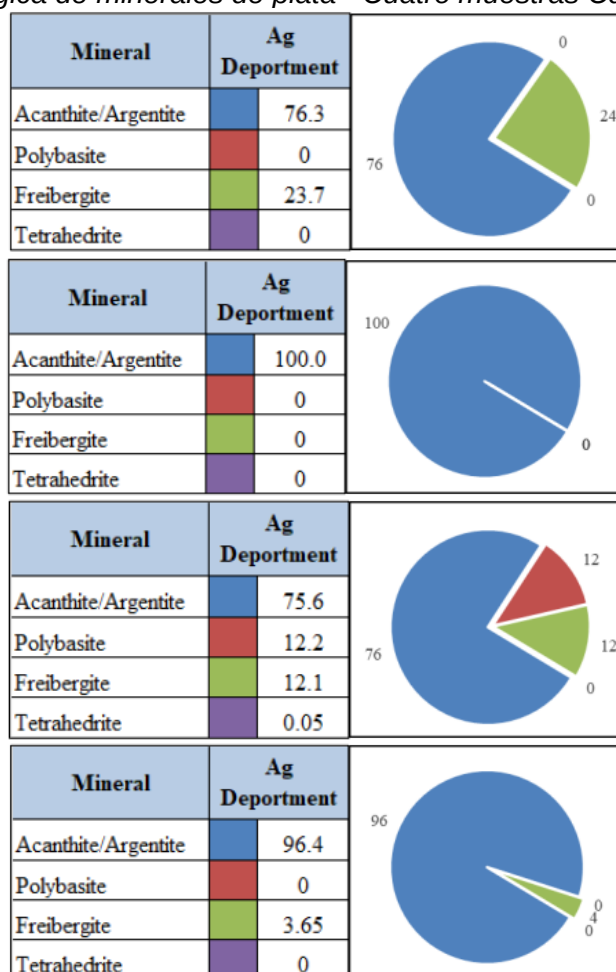
Comparación muestras de cabeza:

Las muestras examinadas consisten principalmente en Cuarzo y Feldespato Potásico; hasta pequeñas cantidades de Plagioclasa, óxidos de Fe, Pirolusita, Carbonatos, Arcillas, Silicatos Blandos (principalmente Muscovita). Diversidad de sulfuros y también pequeñas cantidades de minerales que contienen plata.

Los resultados obtenidos para la proporción mineralógica de minerales de plata de las cuatro muestras de cabeza se muestran en las siguientes figuras:

Figura 107

Proporción mineralógica de minerales de plata - Cuatro muestras Cabeza



Fuente: Elaboración propia

Para el mineral se define plata como Acanthite/Argentite, Polibasite, Freibergite y Tetrahedrite en varias proporciones, pero estando en mayor proporción la Acanthite. El

tamaño de partícula total observado varía de un P80 de 45 micrones a un P80 de 90 micrones.

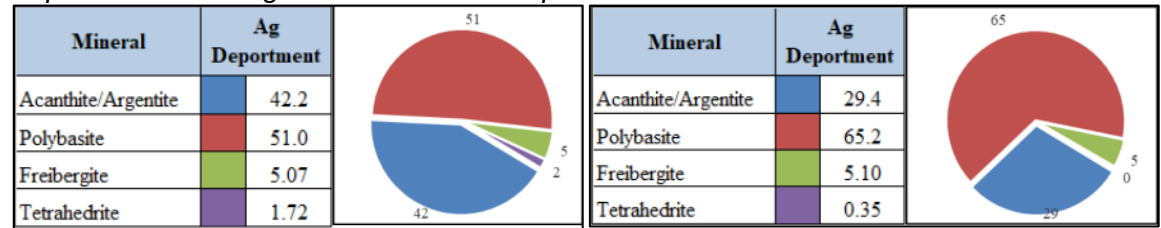
Muestras planta (Cabeza, colas y concentrado):

La muestra de cabeza de flotación está compuesta principalmente de Cuarzo y Feldespato Potásico, con una pequeña cantidad de Silicatos Blandos (Micas, Anfíboles, Piroxenos) con trazas de Plagioclasa, Pirolusita, Carbonatos y minerales arcillosos.

La muestra contiene trazas de minerales de plata y una mayor cantidad de sulfuros; El principal mineral de sulfuro es la Pirita con cantidades moderadas de Esfalerita y Galena. La medida de plata observada muestra que la plata se reporta principalmente como Polibasita con cantidades importantes en Acantita/Argentita y cantidades menores en Freibergita y Tetraedrita

Figura 108

Proporción mineralógica de minerales de plata – Muestra Cabeza flotación



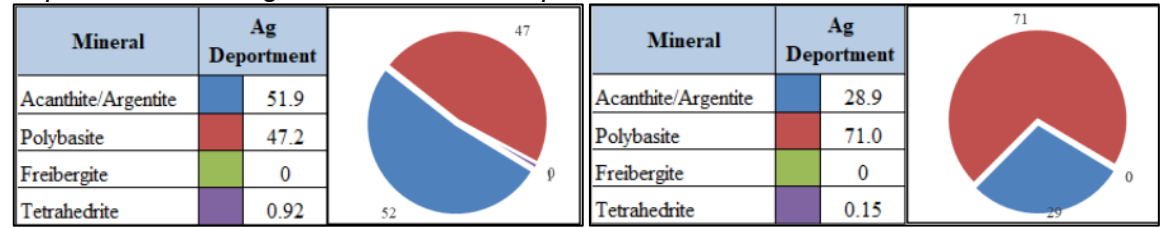
Fuente: Elaboración propia

La muestra de concentrado de flotación está compuesta principalmente de Cuarzo y Feldespato Potásico, con una pequeña cantidad de Silicatos blandos (Micas, Anfíboles, Piroxenos) con trazas de Plagioclasa, Pirolusita, Carbonatos y minerales arcillosos.

La plata es principalmente Polibasita con cantidades menores presentes como Acantita/Argentita con cantidades del rastro presentes en Tetraedrita.

Figura 109

Proporción mineralógica de minerales de plata – Muestra relave flotación.

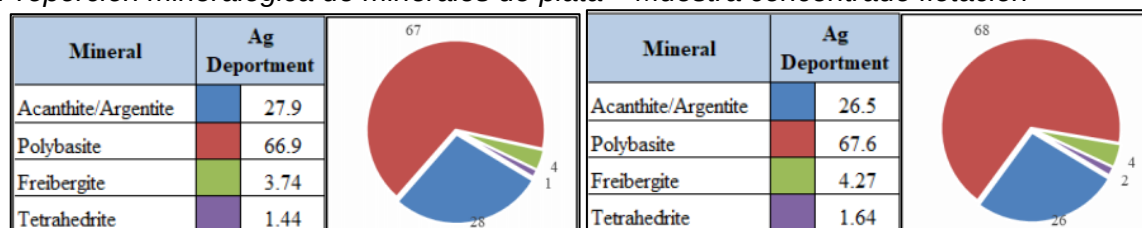


Fuente: Elaboración propia

La muestra de relave de flotación contiene trazas de minerales de plata y una mayor cantidad de sulfuros; El principal mineral de sulfuro es la Piritita con cantidades moderadas de Esfalerita y Galena. La medida de plata observada muestra que la plata se reporta principalmente como Polibasita con cantidades importantes en Acanthita/Argentita y cantidades menores en Freibergita y Tetrahedrita. Entonces, principalmente en los minerales de Acanthita y Polibasita.

Figura 110

Proporción mineralógica de minerales de plata – Muestra concentrado flotación



Fuente: Elaboración propia

3.4.4 Análisis estadístico de producción (agosto 2018)

El muestreo fue realizado el día 20 de agosto por lo que fue necesario evaluar de forma estadística el periodo de producción que comprende este mes.

Esto para observar la variabilidad del proceso y poder definir límites estadísticos en los cuales debe manejarse los resultados obtenidos del balance de masa por elementos para que los resultados sean validados al poseer representatividad y consistencia.

Esto se determina a partir de los reportes, en donde se determinan valores de recuperación, tonelaje de producción y ensayos de principales elementos.

3.4.4.1 Ensayos de elementos metálicos.

Ensayos en la cabeza:

En la siguiente tabla se muestran los ensayos de principales elementos registrados en la corriente de alimentación al circuito de flotación de forma diaria durante el mes de agosto.

Tabla 58

Estadística de producción – Leyes de Cabeza

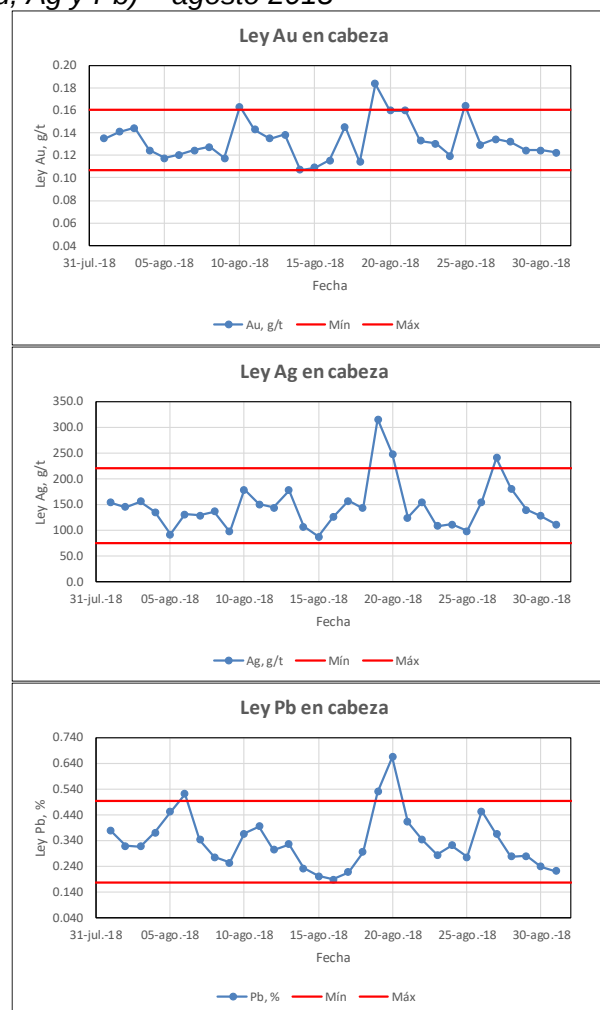
	LEYES DE CABEZA						
	Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Cu, %	Fe, %	Mn, %
Promedio	0.13	147	0.34	0.35	0.033	1.94	0.61
SD	0.018	48.4	0.11	0.10	0.012	0.29	0.15
RSD	13%	33%	32%	29%	37%	15%	25%
Valor Mín.	0.11	87.4	0.19	0.20	0.018	1.50	0.39
Valor Máx.	0.18	316	0.67	0.60	0.073	2.57	0.99

Fuente: Elaboración propia

En las siguientes gráficas se observa la variabilidad de las leyes ensayadas en las muestras compósito diarias en el periodo agosto 2018. Además, se evidencian Outliers (puntos fuera de los límites de control estadístico establecido).

Figura 111

Leyes de Cabeza (Au, Ag y Pb) – agosto 2018



Fuente: Elaboración propia

Ensayos en concentrado:

En la siguiente tabla se muestran los ensayos de principales elementos registrados en la corriente de concentrado del circuito de flotación de forma diaria durante el mes de agosto.

Tabla 59

Estadística de producción – Leyes de concentrado

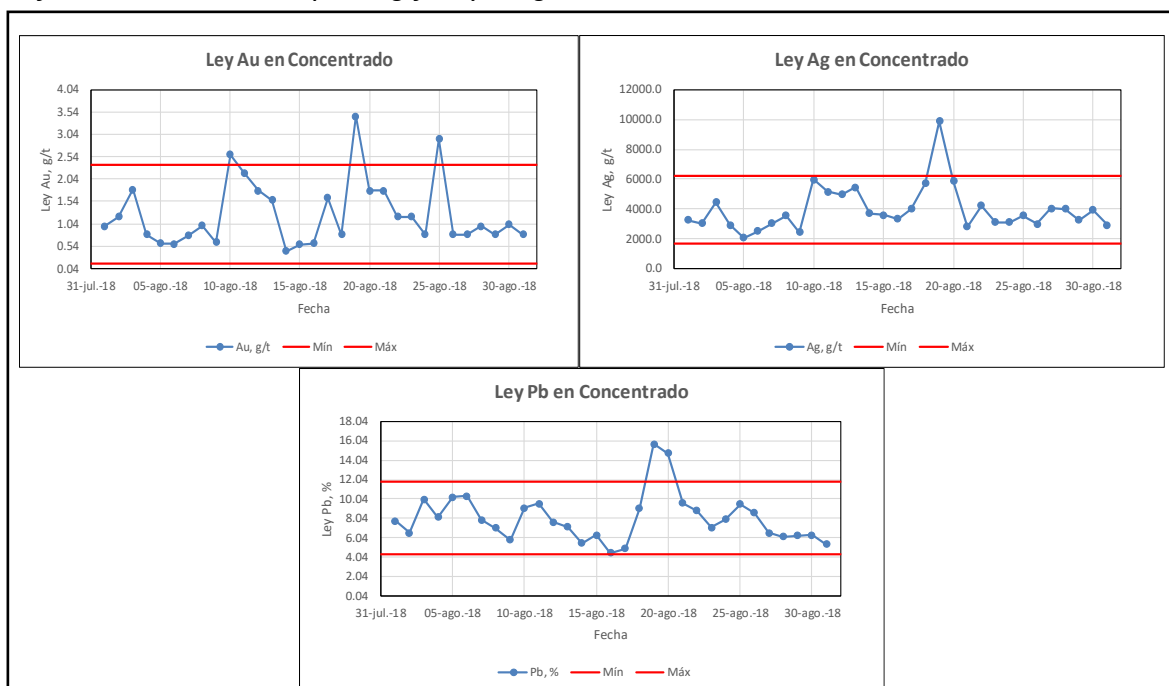
LEYES CONCENTRADO							
	Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Cu, %	Fe, %	Mn, %
Promedio	1.25	3,960	8.07	7.34	0.77	20.8	0.34
SD	0.74	1,512	2.52	1.81	0.31	2.87	0.094
RSD	59%	38%	31%	25%	40%	14%	27%
Valor Mín.	0.42	2,068	4.44	4.10	0.51	15.8	0.19
Valor Máx.	3.45	9,894	15.7	12.1	2.02	26.4	0.55

Fuente: Elaboración propia

En las siguientes gráficas se observa la variabilidad de las leyes ensayadas en las muestras compósito diarias en el periodo agosto 2018. Además, se evidencian Outliers (puntos fuera de los límites de control estadístico establecido)

Figura 112

Leyes de Concentrado (Au, Ag y Pb) – agosto 2018



Fuente: Elaboración propia

Ensayos en colas:

En la siguiente tabla se muestran los ensayos de principales elementos registrados en la corriente de colas del circuito de flotación de forma diaria durante el mes de agosto.

Tabla 60

Estadística producción – Leyes de Colas

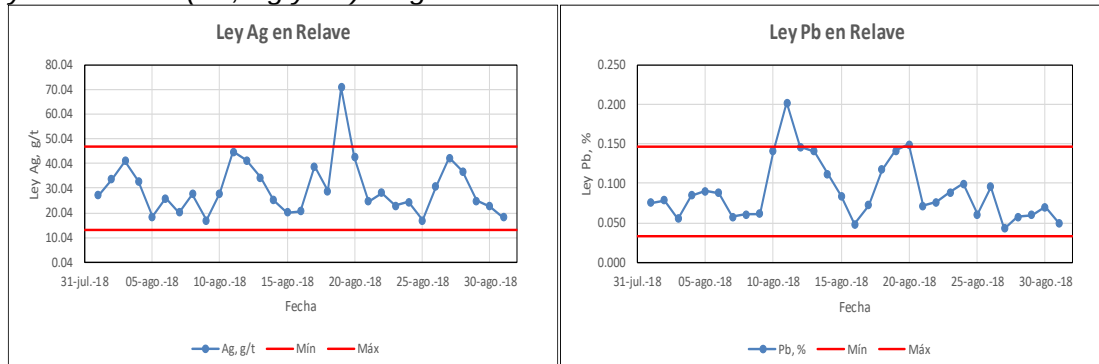
LEYES RELAVE							
	Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Cu, %	Fe, %	Mn, %
Promedio	0.10	30.1	0.090	0.13	0.01	1.24	0.61
SD	-	11.2	0.038	0.048	0.009	0.236	0.138
RSD	0%	37%	42%	37%	70%	19%	23%
Valor Mín.	0.10	17.0	0.043	0.075	0	0.77	0.41
Valor Máx.	0.10	71.0	0.20	0.28	0.03	1.70	0.97

Fuente: Elaboración propia

En las siguientes gráficas se observa la variabilidad de las leyes ensayadas en las muestras compósito diarias en el periodo agosto 2018. Además, se evidencian Outliers.

Figura 113

Leyes de Colas (Au, Ag y Pb) – agosto 2018



Fuente: Elaboración propia

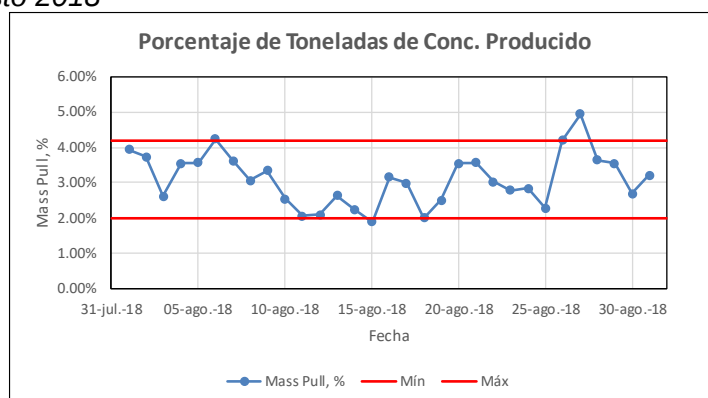
3.4.4.2 Producción de concentrados. En la siguiente tabla se muestran las toneladas de los principales flujos del circuito de flotación (alimento, concentrado y relaves) y el porcentaje de masa de alimentación al circuito que se recupera como concentrado (Mass Pull).

Tabla 61*Estadística producción – Toneladas procesadas y producidas*

	Mass Pull	Tonelaje, t/d		
	%	Alim.	Concentrado	Relave
Promedio	3.1%	656	20.3	635
SD	0.7%	112	6.26	108
RSD	24%	17%	31%	17%
Valor Mín.	1.9%	180	6.73	174
Valor Máx.	4.9%	761	31.9	742

Fuente: Elaboración propia

En la siguiente gráfica se muestra la variabilidad del Mass Pull reportado durante el mes de agosto del 2018. Además, se evidencian Outliers.

Figura 114*Mass Pull – agosto 2018*

Fuente: Elaboración propia

3.4.4.3 Recuperación reportada (Au, Ag y Pb). De igual forma se muestran las recuperaciones de oro, plata y plomo para ambos turnos durante el periodo agosto 2018, en donde podemos establecer rangos de valores típicos.

Tabla 62*Estadística recuperación – agosto 2018*

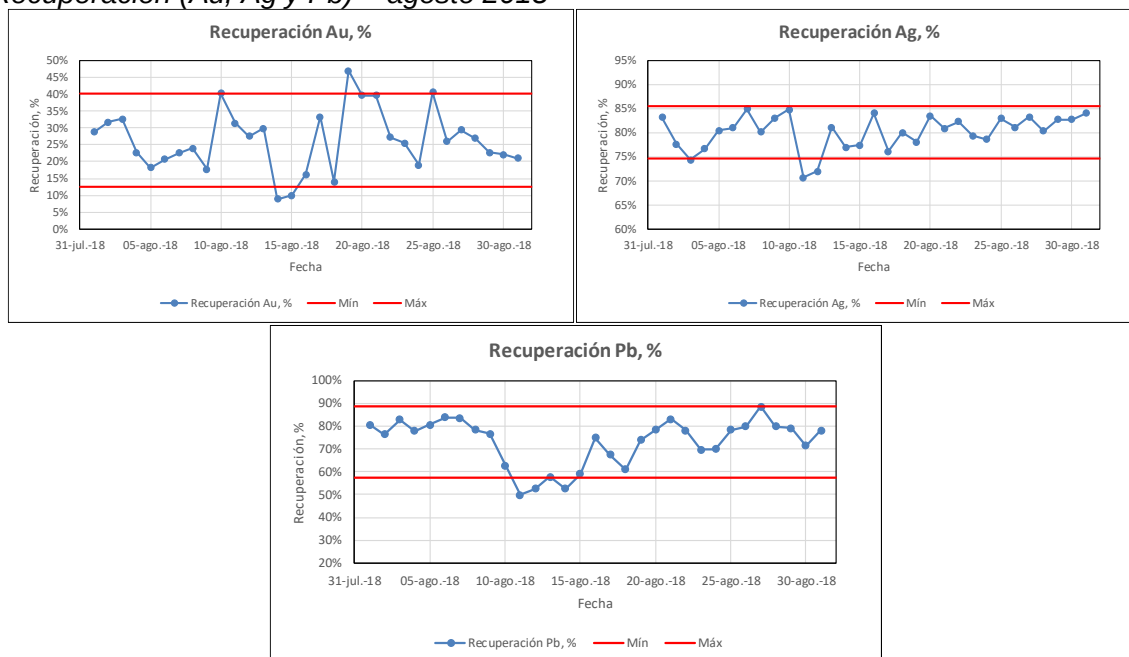
	Recuperación, %		
	Au	Ag	Pb
Promedio	26.3%	80.1%	73.2%
SD	9.1%	3.6%	10.4%
RSD	35%	4.5%	14%
Mín.	8.8%	71%	50%
Máx.	47%	85%	89%

Fuente: Elaboración propia

En la siguiente gráfica se muestra la variabilidad de la recuperación reportada (Au, Ag y Pb) reportado durante el mes de agosto del 2018. Además, se evidencian Outliers (puntos fuera de los límites de control estadístico establecido).

Figura 115

Recuperación (Au, Ag y Pb) – agosto 2018



Fuente: Elaboración propia

Comentarios:

- Análisis estadístico se realizó para evaluar la variabilidad y estabilidad de la producción y performance de la planta durante el periodo en el que se realizó la extracción de muestras.
- Resultados muestran una operación y/o características del mineral alimentado con elevado grado de variabilidad
- Pese a esto se pudieron establecer, de forma estadística, rangos en los cuales deben encontrarse resultados de balance para una operación típica en este periodo de estudio.

3.4.5 Análisis consistencia de la data extraída.

Con data obtenida y criterios definidos en la sección 2.2, se determinó el balance de masa por elementos, no sin antes realizar análisis de consistencia matemática y

metalúrgica de nodos y entre corrientes del proceso (coherencia, redundancia y suficiencia).

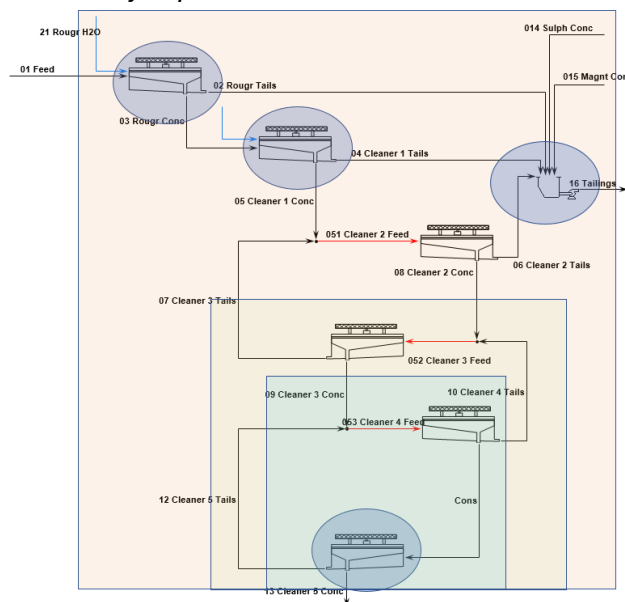
3.4.5.1 Nodos. Se evalúa la consistencia y suficiencia de datos en cada uno de los posibles nodos del circuito a ser balanceado. La consistencia del corte de sólidos al concentrado proviene de los ensayos de elementos que intervienen en el proceso, se analizan desde el punto de vista:

- Consistencia entre ensayos de elementos en cada nodo (cabeza, concentrado y cola).
- Determinación de la incertidumbre asociada al cálculo del corte de sólidos al concentrado (grados de libertad del corte).

El siguiente gráfico muestra el diagrama de flujo de un circuito de flotación en donde se señalan los siete nodos presentes y que son objetivo de evaluación en el desarrollo del balance de masa por elementos.

Figura 116

Diagrama análisis Nodos – Ejemplo



Fuente: Elaboración propia

En el gráfico se observan siete nodos a evaluar. Estos se determinaron mediante las corrientes muestreadas (líneas negras), existen además celdas que no son consideradas como nodo ya que no fueron muestreadas en su totalidad de ingresos y

salidas (líneas rojas). Mismo análisis se realizó para los circuitos de flotación de la unidad en análisis, sección por sección.

Visualización:

La visualización de datos es una herramienta que evalúa la calidad de las mediciones y la validez de los ajustes realizados utilizando un modelo de error definido preliminarmente.

La visualización de datos grafica los resultados de la fórmula de doble producto calculada por unidad de proceso o grupo de unidades de proceso (nodos), donde sea que la fórmula se pueda aplicar en el diagrama de flujo del circuito.

Los gráficos se generan utilizando los resultados de los ensayos de las muestras extraídas.

Los gráficos de la fórmula de doble producto traen información valiosa en varios niveles. Las gráficas con los puntos de datos experimentales indican:

- La calidad del conjunto de datos en general por unidad de proceso: los puntos de datos deben mostrar una tendencia.
- La ubicación de las muestras deficientes: comparando puntos que utilizan los mismos ensayos. Este tipo de análisis es tedioso pero necesario para la etapa de validación de la data colectada.
- La determinación de un fuerte sesgo: un punto de datos que muestra una fuerte discrepancia con la tendencia general debe identificarse como un sesgo y en consecuencia su error debe ajustarse.

Posterior a la identificación de los nodos, se determina en cada uno de ellos el error asociado al corte (considerando la fórmula de doble producto).

Con la desviación obtenida en cada ensayo (a partir de los tres cortes obtenidos durante el survey) se determina, mediante propagación de errores, la incertidumbre del corte.

Figura 117

Cálculo incertidumbre asociada al corte (Mass Pull)

	Análisis Data Experimental)						Rango	Análisis (Data Exp. Normalizada)						Mass Pull
	Eje Y1 (Feed - Conc)	Eje X (Tails - Conc)	Error Bar Y	Error Bar X	X Limits	Y Limits		Normalizado	Eje X Normalizado	Error Bar Y	Error Bar X	X Limits	Y Limits	
Ag	-10.3	-10.4	1.36	1.35	-43.4	11.2	13.1	-0.79	-0.79	0.10	0.10	-1.48	0.93	1.1%
Pb	-42.9	-43.4	1.58	1.58	11.4	-42.9	45.5	-0.94	-0.95	0.035	0.035	0.94	-1.47	1.2%
Zn	-4.06	-4.07	0.32	0.31	-43.4	-43.4	2.76	-1.47	-1.48	0.12	0.11	-1.48	-1.48	0.2%
Cu	-0.24	-0.24	0.038	0.038	43.4	43.4	0.23	-1.07	-1.06	0.17	0.17	1.48	1.48	-1.4%
Fe	11.2	11.4	0.68	0.46			12.1	0.93	0.94	0.057	0.038			1.5%
Pendiente 0.98715662														

Fuente: Elaboración propia

El error “y” es el error asociado al eje vertical que depende de la diferencia que se encuentra en el numerador de la fórmula de doble producto (f-t), es decir, depende de la varianza de la ley de cabeza y la ley de relave de la unidad (nodo) en análisis.

El error “x” es el error asociado al eje horizontal que depende de la diferencia que se encuentra en el denominador de la fórmula de doble producto (c-t), es decir, depende de la varianza de la ley de concentrado y la ley de relave de la unidad (nodo) en análisis.

A modo de ejemplo, se muestra el siguiente gráfico de la fórmula de doble producto, en donde el eje X es la diferencia entre el ensayo de relave y el ensayo de concentrado; además, el eje Y es la diferencia entre la ley de alimentación y la ley de concentrado.

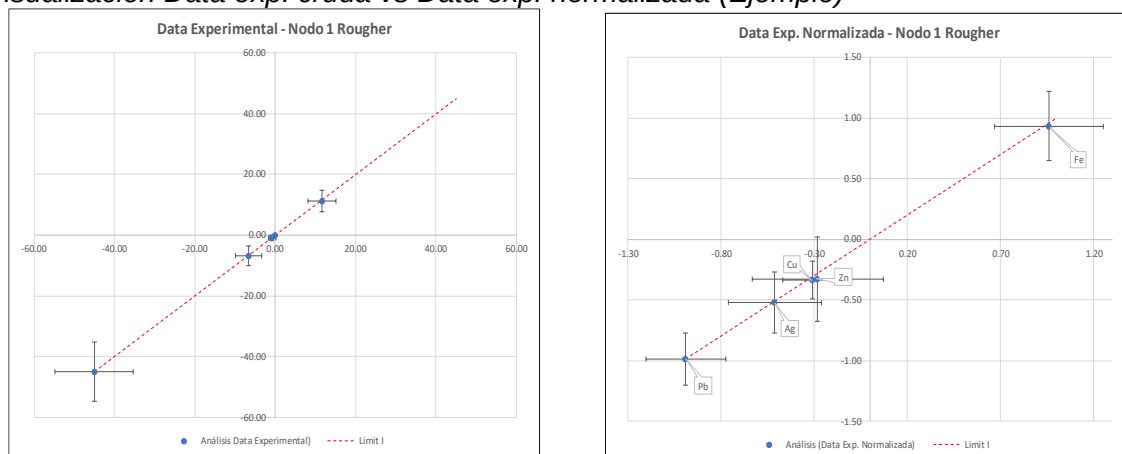
A la izquierda se muestra la data experimental considerando la escala de cada elemento, a la derecha se muestra la data normalizada a una sola escala para todos los ensayos de los elementos presentes.

El gráfico de la data normalizada a una sola escala se realiza para que pueda ser visualmente comparable la incertidumbre del corte para cada uno de los elementos presentes.

El valor de la pendiente de la recta formada por los elementos es el corte de solidos al relave de cada nodo del análisis.

Figura 118

Visualización Data exp. cruda vs Data exp. normalizada (Ejemplo)



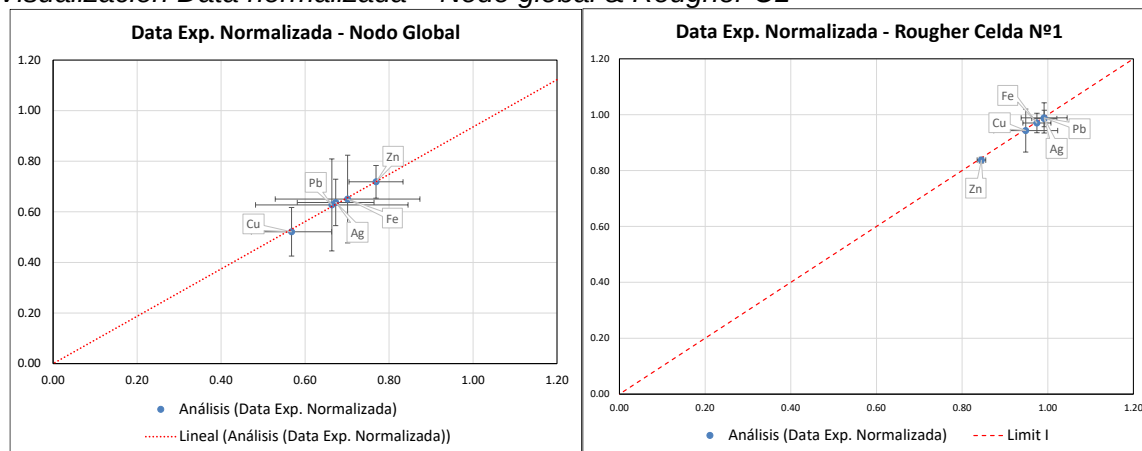
Fuente: Elaboración propia

Analizando estas gráficas se observa que los elementos poseen barras de error o incertidumbre en los ejes horizontal y vertical, entonces el corte que proporciona cada elemento se mueve en el espacio bidimensional (área) de la elipse originada por estas barras de error.

Se observa que para el nodo Global la Ag y el Fe son quienes introducen mayor incertidumbre al corte y en el Nodo Rougher-C1 el Cu es quien aporta una mayor incertidumbre, la pendiente es cercana a uno ya que en la etapa Rougher el mass pull adopta valores pequeños.

Figura 119

Visualización Data normalizada – Nodo global & Rougher C1



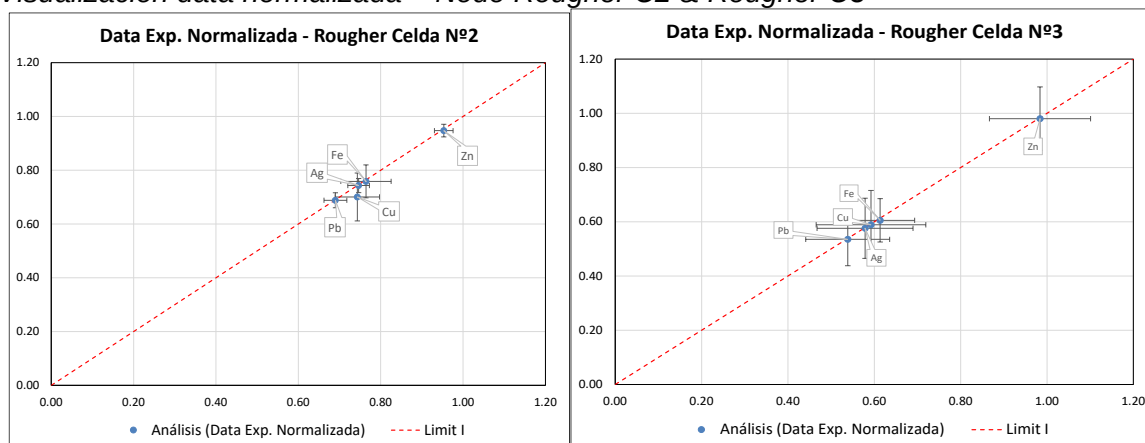
Fuente: Elaboración propia

Se observa que para el Nodo Rougher-C2 el Cu y el Fe son quienes introducen mayor incertidumbre al corte y en el Nodo Rougher-C3 el Zn es quien aporta una mayor

incertidumbre, la pendiente es cercana a uno ya que en la etapa Rougher el mass pull adopta valores pequeños.

Figura 120

Visualización data normalizada – Nodo Rougher C2 & Rougher C3

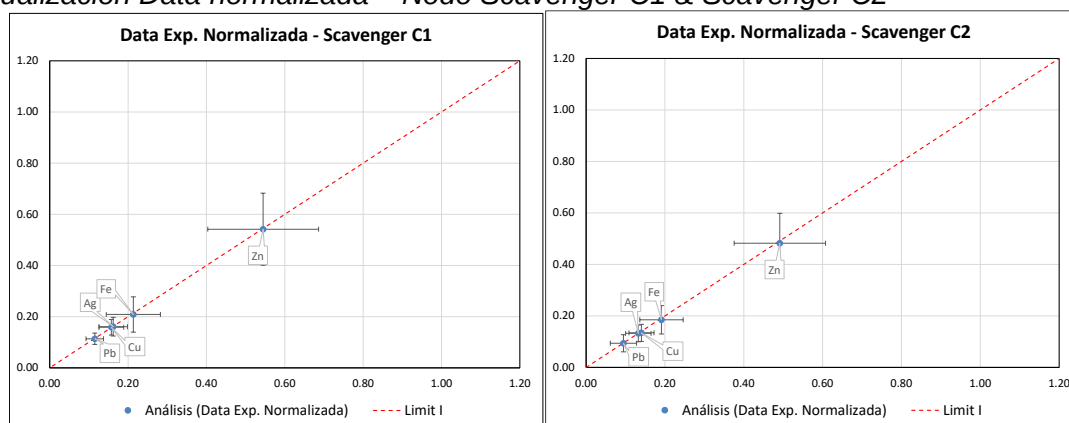


Fuente: Elaboración propia

Para los nodos Scavenger Celda N°1 y Celda N°2 se observa que el Zn es quien introduce mayor incertidumbre al corte al igual, se visualiza además que la pendiente sigue siendo cercana a la unidad ya que en la etapa scavenger el mass pull adopta valores pequeños (al igual que en Rougher). Se observa también un menor grado de separación (mayor cercanía al origen) de Pb, Ag, Fe y Cu.

Figura 121

Visualización Data normalizada – Nodo Scavenger C1 & Scavenger C2



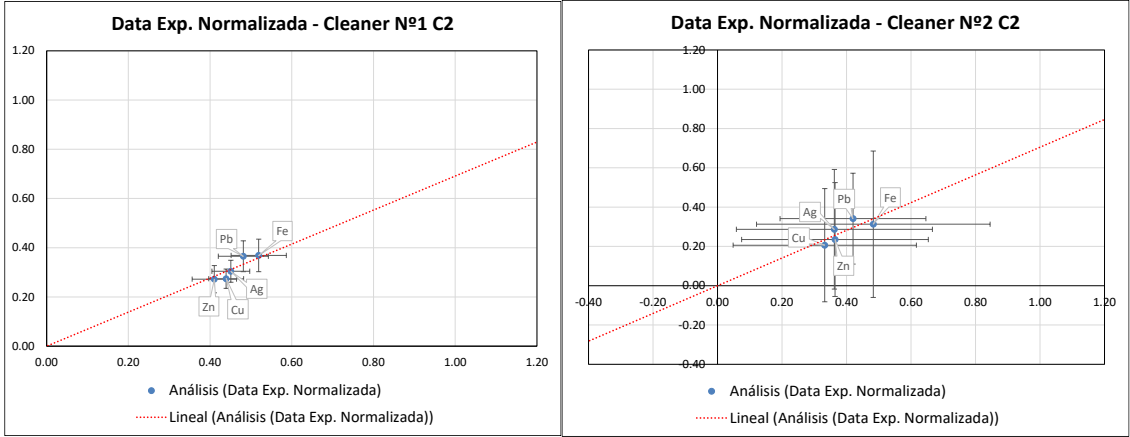
Fuente: Elaboración propia

Se observa que para el nodo Cleaner N°1 C2 la línea de tendencia se ve afectada por la elevada incertidumbre del Cu, Zn y Fe y para el nodo Cleaner N°2 C2 la línea de tendencia se ve afectada por la elevada incertidumbre de casi todos los ensayos, por lo

que la pendiente tomará su valor de mayor confianza en los elementos más estables (Pb y Ag). Cabe mencionar que para las Celdas N°1 no se consideraron como nodo porque no se contaba con ensayo de la corriente mezcla de alimentación a cada una.

Figura 122

Visualización Data normalizada – Nodo ClnN°1 C2 & ClnN°2 C2



Fuente: Elaboración propia

Validación:

El objetivo de la validación es eliminar errores graves en el set de datos. Es una herramienta que muestra la coherencia de los datos y proporciona indicios del modelo de error a elegir.

El objetivo del balance de masa es hacer que todas las mediciones sean coherentes, sin embargo, solo unos pocos errores importantes en el conjunto de datos pueden sesgar fuertemente los resultados y llevar a conclusiones falsas, o peor, a decisiones erróneas.

El análisis utiliza técnicas estadísticas para identificar mediciones defectuosas. Las conclusiones se extraen de los resultados del análisis estadístico simultáneo.

La validación de datos se puede realizar solo en las mediciones, o en las mediciones y los ajustes realizados. Los resultados de la validación de datos se presentan en una tabla, fácil de leer y analizar. Un vistazo rápido a la tabla es suficiente para evaluar la calidad del conjunto de datos y para identificar algunos problemas potenciales.

Para fines ilustrativos, en la siguiente tabla hay una fila por secuencia (1 a 15 en el ejemplo) y un conjunto de 3 columnas (R, W y A) por análisis.

Figura 123

Matriz de validación – Ejemplo (Software Bilmat)

No Conclusion Good Poor Bad * than one equation		☒ R Raw Values ☒ W Weighted Values ☒ A Adjusted Values	Author DOMAINUser Company Triple Point Technology (Canada) Inc. Computer Computer Generated On Friday, January 01, 2016 12:00:00 AM																						
Stream	Analyses																								
	Nb			Mg			Si			P			Ca			Fe			S						
	R	W	A	R	W	A	R	W	A	R	W	A	R	W	A	R	W	A	R	W	A	R	W	A	
feed																									
rougr tail																									
rougr conc																									
clnr1 tail																									
clnr1 conc																									
clnr2 tail																									
clnr3 tail																									
clnr2 conc																									
clnr3 conc																									
clnr4 tail																									
clnr4 conc																									
clnr5 tail																									
clnr5 conc																									
sulph conc																									
magn conc																									

Fuente: Elaboración propia

La validación de valores sin procesar (columnas R de la tabla del ejemplo) se realiza sobre el valor experimental de las mediciones y es totalmente independiente del modelo de error.

Tanto la calidad de los análisis como la metodología de muestreo se evalúan en esta etapa.

Aquí es donde se pueden revelar los errores sistemáticos en cada uno de estos dos aspectos.

La expresión "Modelo de error" tiene un significado global y designa todas las desviaciones estándar relativas a la desviación estándar de un ensayo específico en todas las corrientes, o a todos los ensayos en una corriente o a todos los ensayos en todas las corrientes.

Para indicar el error de una medida específica en un flujo específico se utiliza la expresión "desviación estándar".

Este paso es fundamental para determinar un modelo de error preliminar junto con la visualización de datos. Aplicando este análisis de datos para los nodos de la sección Rougher mediante las técnicas antes mencionadas, se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 63*Resultados análisis de validación – Nodos Rougher*

	Global		Rougher C1		Rougher C2		Rougher C3	
Elemento	Error X	Error Y	Error X	Error Y	Error X	Error Y	Error X	Error Y
Ag								
Pb								
Zn								
Cu								
Fe								

Fuente: Elaboración propia

Aplicando análisis de validación de datos para los nodos de la sección Cleaner se obtiene:

Tabla 64*Resultados análisis de validación – Nodos Scavenger & Cleaner*

	Scavenger C1		Scavenger C2		Cleaner N°1 - C2		Cleaner N°2 - C2	
Elemento	Error X	Error Y	Error X	Error Y	Error X	Error Y	Error X	Error Y
Ag								
Pb								
Zn								
Cu								
Fe								

Fuente: Elaboración propia

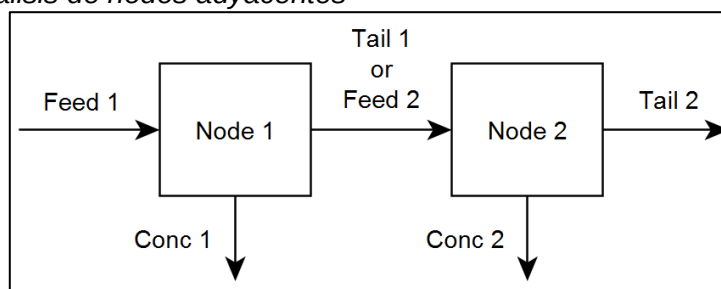
Comentarios:

- Elevada incertidumbre en los ensayos de cobre en los nodos de la sección Rougher.
- Ensayos de plomo en el nodo Global posee baja precisión
- Ensayos de Plata y Zinc aportan adecuado nivel de confianza para determinar el corte en nodos de la sección Rougher
- Elevada incertidumbre en los ensayos de Zinc y Fierro en los nodos de la sección Cleaner.
- Ensayos de Cobre, Plomo y Plata aportan adecuado nivel de confianza para determinar el corte en nodos de la sección Cleaner.

3.4.5.2 Corrientes. Una vez analizadas las corrientes internas de un nodo (cabeza, concentrado y relave), se realiza análisis entre corrientes, ya que, si una corriente es coherente y consistente en un determinado nodo, no es necesariamente consistente en el nodo adyacente. Es decir, si en un nodo cumple que la ley de relave es menor a la ley de cabeza de ese mismo nodo, no necesariamente la ley de relave (cabeza del nodo adyacente) será mayor a la ley del relave del nodo consecutivo.

Figura 124

Diagrama de análisis de nodos adyacentes



Fuente: Elaboración propia

De tal forma que en todos los nodos consecutivos se cumpla la relación:

$$0 < \frac{f - t}{c - t} < 1$$

En donde f es la ley de alimentación de un determinado elemento en el nodo en análisis, c es el concentrado y t es el relave producido.

3.4.5.3 Modelamiento del error. La herramienta de validación de datos ayuda a identificar inconsistencia entre la calidad de las mediciones y su desviación estándar asociada. El análisis de sensibilidad ayuda a identificar los outliers. La herramienta de visualización de datos ayuda a evaluar la bondad de ajuste entre las mediciones, estos criterios influyen en la determinación del modelo de error.

El desarrollo de balance de materiales requiere un modelo de errores que involucra los errores de muestreo y análisis de las muestras colectadas. En la práctica, es posible solo medir la desviación estándar de cada ensayo individual o de cada tipo de ensayo, y hacer todos los esfuerzos posibles para evitar resultados sesgados a través de la

calibración incorrecta de un instrumento, procedimientos defectuosos, muestreo o métodos analíticos no representativos.

A continuación, se muestran dos de los tipos de modelo de error más utilizados para los balances del circuito global y por secciones (Rougher y Cleaner).

Modelo de multiplicativo:

$$\sigma_{ij} = k_j * \alpha_i$$

Donde:

σ_{ij} : Es la desviación estándar relativa de la variable medida i en la corriente i

σ_j : Es el error analítico relativo definido de repeticiones u otro método

α_i : Es el factor que representa la calidad de muestra obtenida (primaria o secundaria)

Modelo proporcional:

Sabemos que, se pueden seguir reglas generales para definir una estructura de error adecuada, por ejemplo, para balance de masa por tamaños:

- La desviación estándar de una fracción de tamaño aumenta con la fracción de masa retenida por el tamiz.
- Las fracciones en donde se tiene poca masa retenida son significativamente menos precisas (mayor error)
- Las fracciones de tamaño más finas son significativamente menos precisas (mayor error).

$$\sigma_{ij} = \left(k_j + \frac{\varepsilon}{m_j} \right) \alpha_i$$

Donde:

σ_{ij} : Es la desviación estándar relativa de m_j

m_j : Es la medición de porcentaje retenido correspondiente al componente j

k_j : Es el error del análisis (Ro-Tap)

ε : Es el error proporcional al análisis

α_i : Es el factor que representa la calidad de muestra obtenida (Proporcionalidad).

Comentarios:

- Una vez definido el modelo de error a utilizar mediante las técnicas antes descritas y los valores de cada parámetro del modelo, se somete al set de datos a la siguiente etapa que involucra la minimización de los cuadrados de errores ponderados.

3.4.6 Determinación de balance de masa flotación

La secuencia para determinar un balance de masa representativo del circuito será:

Balance Metalúrgico:

Balance de sólidos por elementos ensayados.

Balance de Materiales:

Utilizando balance metalúrgico, mediciones de gravedad específica y porcentaje de sólidos en peso se determinarán caudales de pulpa.

3.4.6.1 Resultados balance metalúrgico (Masa por elementos). El balance metalúrgico determina el mejor estimado de los flujos de masa mediante los ensayos realizados por elementos, los mismos que proporcionaran el corte de masa en cada celda y etapa del circuito de flotación.

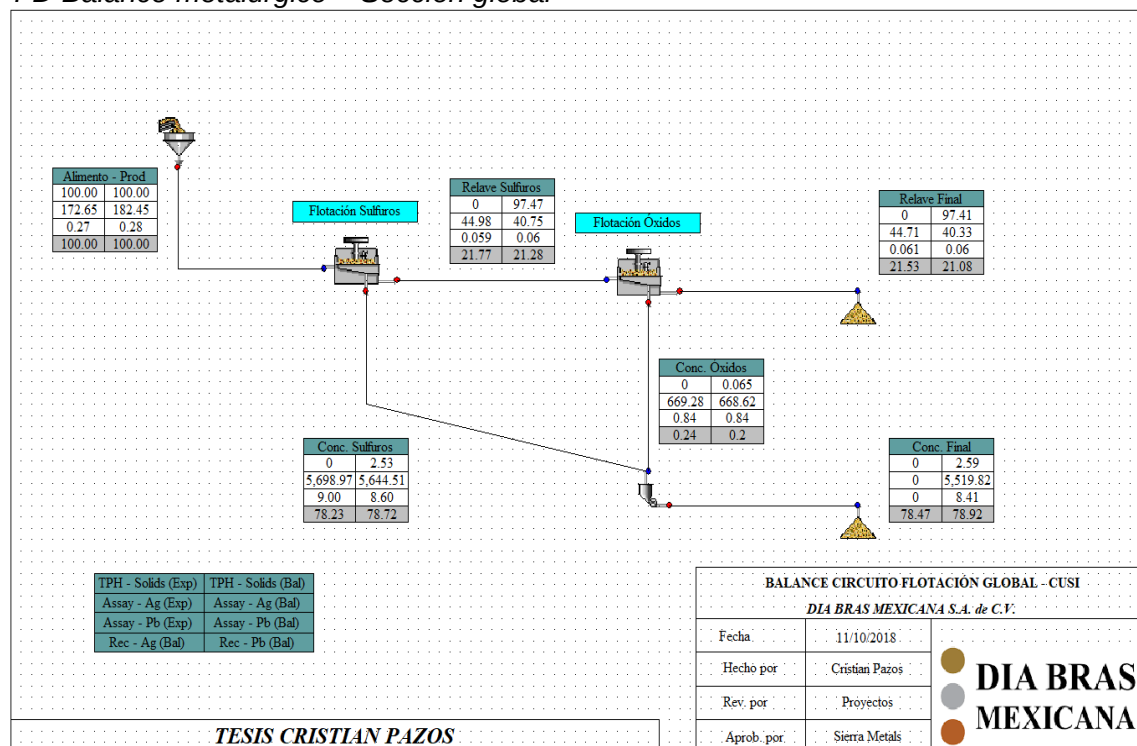
Para su desarrollo se emplean la plataforma de JKSimMet.

Balance global:

Se desarrolló el balance global en donde se determinan los flujos de sólidos mostrando al circuito de flotación de sulfuros y de óxidos como dos operaciones unitarias consecutivas.

Figura 125

PFD Balance metalúrgico – Sección global



Fuente: Elaboración propia

Comentarios:

- La ley de cabeza de Plata es 183 g/t y la de Plomo es de 0.28%.
- El porcentaje de masa recuperado en el circuito de flotación de sulfuros es de 2.53% y el de óxidos 0.06% lo cual hace un total de 2.59% de recuperación másica al concentrado.
- La ley de concentrado del circuito de flotación sulfuros es un aproximado de 5,700 g/t de Plata, mientras que el concentrado de flotación de óxidos es de 670 g/t de Plata, lo que resulta en un concentrado final con una calidad de Plata de 5,540 g/t.
- La ley de Plomo en el concentrado final es de 8.4%
- Las leyes en las colas fueron de 40.3 g/t de Plata y 0.06% de Plomo.
- En cuanto a la recuperación de Plata, el valor obtenido en el balance es de 78.5%.
- En cuanto a la recuperación de Plomo, el valor obtenido en el balance es de 79%.
- Todos los valores dentro de los rangos estadísticamente probables y aceptables.
- Resultados representan una operación típica, coherente y consistente.

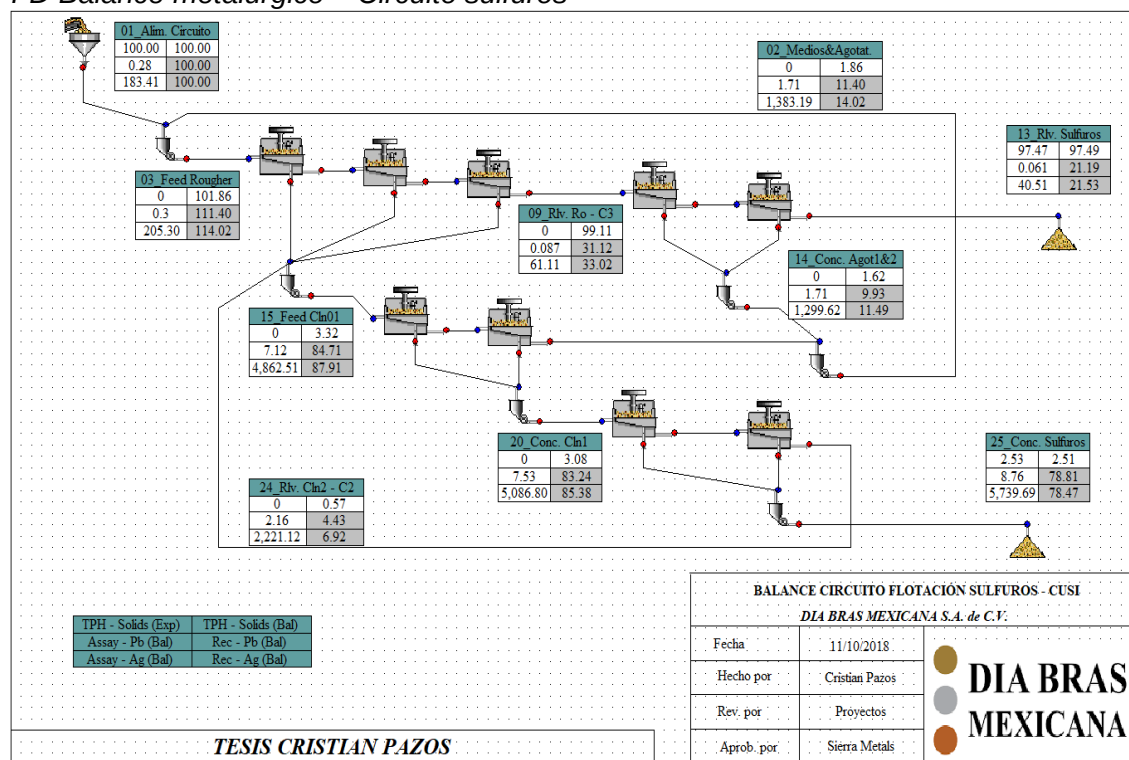
- El circuito principal que genera valor agregado a la operación es sin duda el de flotación de sulfuros, la flotación de óxidos es más un circuito complementario y en donde se busca recuperar un poco más la plata asociada a matrices no sulfuradas.
- El objetivo del circuito de flotación de óxidos es aprovechar el circuito de zinc (que quedó inutilizado debido a la ausencia de mineral rico en zinc) para recuperar Plata y Plomo “Sulfurizando” la superficie de los óxidos con el uso de reactivos como NaSH.

Balance sulfuros:

De la misma manera se desarrolló el balance de masa por elementos, celda por celda del circuito de flotación de sulfuros y los resultados fueron los siguientes:

Figura 126

PFD Balance metalúrgico – Circuito sulfuros



Fuente: Elaboración propia

Comentarios:

- La recuperación de Plata fue de 78.5% mientras que la de Plomo fue de 78.8% (respecto a la cabeza general).

- Las leyes ajustadas de cabeza, concentrado y relave en plata fueron, 183 g/t, 5,739 g/t y 40.5 g/t respectivamente.
- El corte de masa hacia el concentrado fue de 2.53%

Tabla 65

Resultados balance metalúrgico

PARÁMETRO	VALOR EN BALANCE
Corte de sólidos Concentrado, %	2.53
Recuperación Ag, %	78.5
Recuperación Pb, %	78.8
Ley Cabeza Ag, g/t	183
Ley Conc. Ag, g/t	5,740

Fuente: Elaboración propia

La data experimental se obtuvo a partir del muestreo realizado en el circuito de flotación en la última semana del mes de agosto del 2018.

Mediante el método de minimización de la suma de los cuadrados de los errores ponderados, se logra obtener un balance matemáticamente consistente, es decir, se logra que los flujos de ingreso sean numéricamente iguales a los flujos de salida, en cuanto a sólidos y contenido de finos de los principales elementos metálicos.

Los resultados fueron los siguientes:

Tabla 66

Resultados del balance del circuito de flotación sulfuros

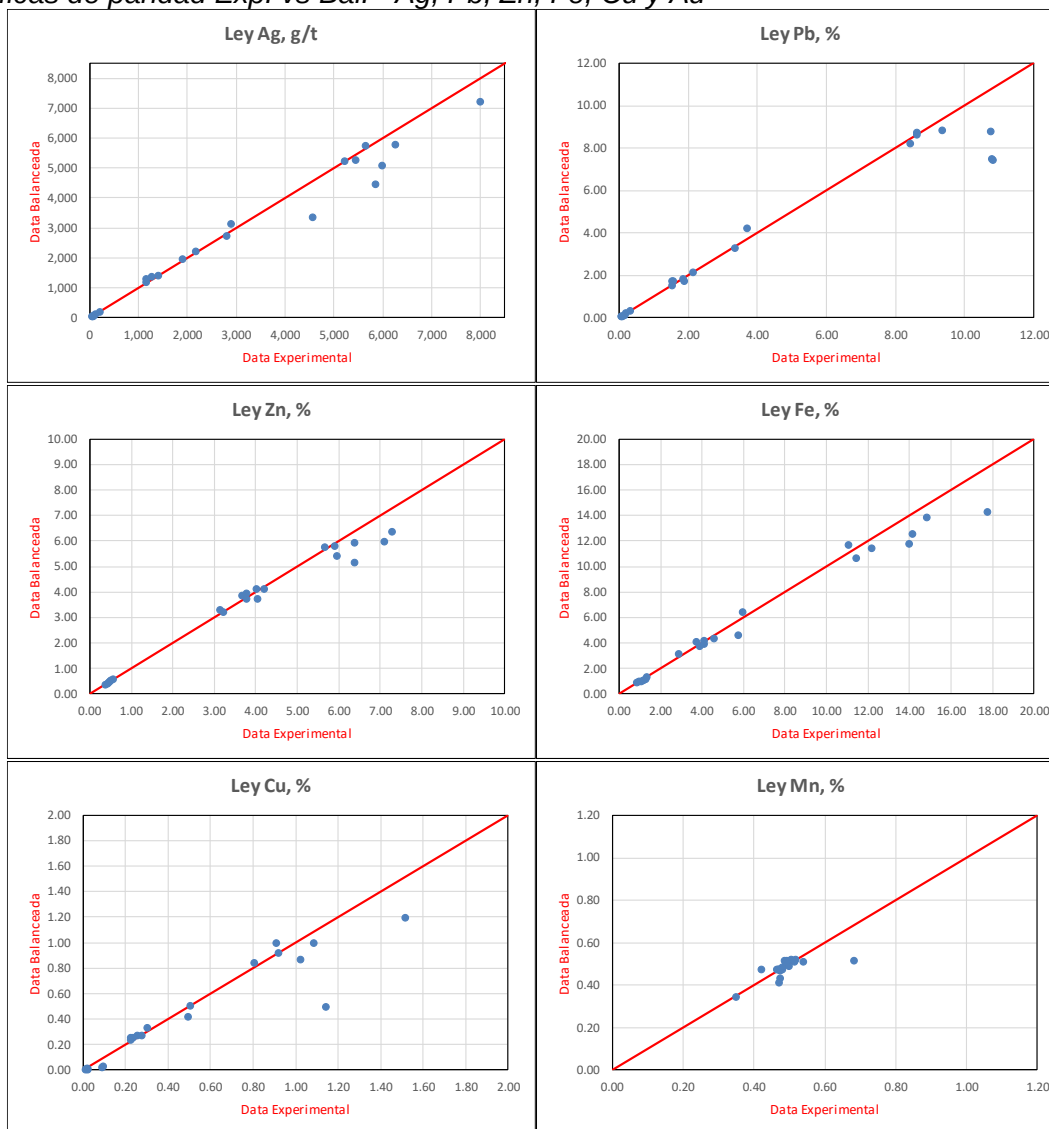
Corriente	Distrib. Sólidos, %	Ley							Distribución, %						
		Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Cu, %	Fe, %	Mn, %	Au, g/t	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	Mn	Au
01_Alim. Circuito	100	183	0.28	0.51	0.028	1.24	0.47	0.13	100	100	100	100	100	100	100
02_Medios&Agotat.	1.86	1,383	1.71	3.86	0.26	4.10	0.51	0.25	14.0	11.4	14.1	17.0	6.13	2.02	3.59
03_Feed Rougher	102	205	0.31	0.57	0.032	1.29	0.47	0.13	114	111	114	116	106	102	103
04_Conc. Ro - C1	1.22	7,221	8.64	5.15	1.20	14.3	0.35	1.47	48.1	37.8	12.3	52.3	14.0	0.89	13.8
05_Rlv. Ro - C1	101	120	0.20	0.52	0.018	1.14	0.48	0.12	65.9	73.6	102	64.7	92.1	101	89.8
06_Conc. Ro - C2	0.86	4,439	7.43	5.98	0.49	12.5	0.47	1.56	20.9	23.0	10.1	15.2	8.73	0.86	10.4
07_Rlv. Ro - C2	99.8	82.8	0.14	0.47	0.014	1.04	0.48	0.10	45.0	50.4	91.7	49.9	83.4	100	79.1
08_Conc. Ro - C3	0.66	3,338	8.19	6.36	1.00	10.6	0.51	1.66	12.0	19.3	8.24	23.5	5.65	0.71	8.42
09_Rlv. Ro - C3	99.1	61.1	0.087	0.43	0.007	0.97	0.48	0.093	33.0	30.9	83.3	24.8	77.7	99.5	70.9
10_Conc. Scv. - C1	0.87	1,412	1.85	4.13	0.27	4.34	0.52	0.17	6.71	5.77	7.07	8.44	3.05	0.96	1.17
11_Rlv. Scv. - C1	98.2	49.1	0.072	0.40	0.005	0.94	0.47	0.092	26.3	25.4	76.4	17.5	74.7	98.5	69.5
12_Conc. Scv. - C2	0.75	1,168	1.54	3.74	0.23	3.93	0.50	0.18	4.78	4.15	5.51	6.24	2.37	0.80	1.02
13_Rlv. Sulfuros	97.5	40.5	0.061	0.37	0.003	0.92	0.47	0.091	21.5	21.3	70.9	10.4	72.3	97.7	68.2
14_Conc. Agot1&2	1.62	1,300	1.71	3.95	0.25	4.15	0.51	0.18	11.5	9.92	12.6	14.6	5.42	1.76	2.20
15_Feed Cln01	3.32	4,863	7.12	5.29	0.83	11.2	0.44	1.43	87.9	84.6	34.4	97.7	29.8	3.09	36.3
16_Conc. Cln1 - C1	2.95	5,079	7.48	5.43	0.87	11.8	0.43	1.46	81.7	79.0	31.5	91.2	27.9	2.69	33.2
17_Rlv. Cln1 - C1	0.37	3,120	4.22	4.13	0.50	6.44	0.51	1.11	6.23	5.54	2.97	6.55	1.90	0.39	3.13
18_Conc. Cln1 - C2	0.13	5,269	8.82	5.81	0.92	11.4	0.49	1.75	3.70	4.07	1.47	4.23	1.19	0.13	1.73
19_Rlv. Cln1 - C2	0.24	1,954	1.72	3.22	0.27	3.73	0.52	0.77	2.53	1.46	1.50	2.32	0.71	0.26	1.40
20_Conc. Cln1	3.08	5,087	7.53	5.45	0.87	11.8	0.44	1.48	85.4	83.1	32.9	95.4	29.1	2.83	35.0
21_Conc. Cln2 - C1	2.39	5,765	8.76	5.94	1.00	13.8	0.41	1.56	75.0	75.0	27.9	85.1	26.6	2.08	28.7
22_Rlv. Cln2 - C1	0.69	2,746	3.28	3.73	0.42	4.61	0.51	1.18	10.4	8.13	5.07	10.3	2.57	0.75	6.25
23_Conc. Cln2 - C2	0.12	5,241	8.61	5.74	0.84	11.7	0.48	2.70	3.43	3.71	1.36	3.59	1.13	0.12	2.50
24_Rlv. Cln2 - C2	0.57	2,221	2.16	3.31	0.33	3.12	0.52	0.86	6.92	4.42	3.72	6.75	1.43	0.62	3.76
25_Conc. Sulfuros	2.51	5,740	8.76	5.93	0.99	13.7	0.42	1.62	78.5	78.7	29.2	88.7	27.7	2.21	31.2

Fuente: Elaboración propia

En los gráficos siguientes se muestra el grado de ajuste que existe entre la data experimental y la data obtenida por balance. Se visualiza que se obtuvo un balance consistente.

Figura 127

Gráficas de paridad Exp. vs Bal. - Ag, Pb, Zn, Fe, Cu y Au



Fuente: Elaboración propia

3.4.6.2 Resultados del balance de materiales. En esta sección se muestran los balances de materiales realizados bajo la plataforma del software Limn® en donde se utilizaron como data input los cortes de masa (mass pull) y recuperación de los elementos de interés en cada sección (celda por celda) obtenidas del balance de masa por elementos (metalúrgico) realizado en JKSimMet V6.2.

En la siguiente tabla se muestran resultados del balance de materiales para el circuito de flotación Sulfuros realizado con el motor de solución de Limn®

Tabla 67

Resultados del balance del circuito de flotación sulfuros

Id Limn	Corriente	Sólidos, t/h	Agua, t/h	%Sólidos	SG Sólidos, t/m³	Pulpa, m³/h	Rec Pb, %	Rec. Ag, %
01	Cabeza Flotación	27.0	63.0	30.0	2.50	73.8	100	100
02	Producto Acond.	27.0	63.0	30.0	2.50	73.8	100	100
03	Alim Ro C1	27.5	64.8	29.8	2.51	75.8	111	114
04	Conc. Ro C1	0.33	0.95	25.8	3.50	1.04	37.8	48.1
05	Rlv Ro C1	27.2	63.9	29.8	2.50	74.7	73.5	65.9
06	Conc.c. Ro C2	0.23	0.75	23.8	3.50	0.81	23.0	20.9
07	Rlv Ro C2	26.9	63.1	29.9	2.50	73.9	50.5	45.0
08	Conc. Ro C3	0.18	0.62	22.4	3.50	0.67	19.3	12.0
09	Rlv Ro C3	26.8	62.5	30.0	2.49	73.2	31.2	33.0
10	Conc. Scv C1	0.24	0.85	21.7	3.50	0.92	5.77	6.71
11	Rlv Scv C1	26.5	61.7	30.1	2.49	72.3	25.4	26.3
12	Conc. Scv C2	0.20	0.77	20.8	3.50	0.83	4.15	4.78
13	Rlv Scv C2	26.3	60.9	30.2	2.48	71.5	21.3	21.5
14	Alim Cln1 C1	0.90	2.99	23.1	3.50	3.24	84.6	88.0
15	Conc. Cln1 C1	0.80	2.69	22.9	3.50	2.92	79.1	81.7
16	Rlv Cln1 C1	0.099	0.30	25.0	3.50	0.33	5.54	6.25
17	Conc. Cln1 C2	0.035	0.095	26.9	3.50	0.10	4.08	3.70
18	Rlv Cln1 C2	0.064	0.20	24.0	3.50	0.22	1.47	2.54
19	Alim Cln2 C1	0.83	3.78	18.0	3.50	4.02	83.1	85.4
20	Conc. Cln2 C1	0.64	3.03	17.5	3.50	3.22	75.0	75.1
21	Rlv Cln2 C1	0.19	0.75	19.9	3.50	0.80	8.13	10.4
22	Conc. Cln2 C2	0.032	0.12	20.6	3.50	0.13	3.71	3.43
23	Rlv Cln2 C2	0.15	0.62	19.8	3.50	0.67	4.42	6.92
24	Conc. Final	0.68	3.16	17.7	3.50	3.35	78.7	78.5
25	Conc. Scv	0.44	1.62	21.3	3.50	1.74	9.92	11.5
26	Retorno	0.50	1.82	21.6	3.50	1.96	11.4	14.0
27	Agua a Ro I	0	0	0	-	0	0	0
28	Agua a Scv	0	0	0	-	0	0	0
29	Agua a Bomba Cln I	0	0.05	0	-	0.05	0	0
30	Agua a ClnI	0	0	0	-	0	0	0
31	Agua a Bomba Cln2	0	1.00	0	-	1.00	0	0
32	Agua a Cln2	0	0	0	-	0	0	0
33	Agua a Bomba SCV	0	0	0	-	0	0	0
34	Agua a Conc. Final	0	0	0	-	0	0	0

Fuente: Elaboración propia

3.4.6.3 Validación de resultados. La validación de datos consta en el análisis del grado de representatividad del balance dentro de una población de datos, en este caso la población corresponde a la información extraída del periodo que comprende el mes de agosto del 2018

La información principal por evaluar será:

- Leyes de principales elementos en cabeza, concentrado y colas.
- Recuperación de principales elementos (Ag, Au y Pb).
- Cortes de masa al concentrado (Mass Pull).

Empleando la información de la base de datos, se estableció una función de probabilidad para cada una de las principales variables que determinarían la consistencia del balance.

Entonces una vez obtenido los resultados con el método de minimización de cuadrados de los errores ponderados, la siguiente etapa fue evaluar la consistencia y probabilidad de ocurrencia de los valores obtenidos en base a la función de distribución normal generada por los valores típicos reportados por la unidad durante el periodo enero – julio 2018.

La Tabla 64 muestra un resumen de los resultados del análisis de validación y representatividad con respecto a la base de datos con distribución normal.

Tabla 68

Evaluación consistencia – Resultados balance

	Recuperación, %			Leyes de Cabeza			Leyes de Concentrado			Leyes de Relave			Mass Pull
	Ag	Pb	Au	Ag, g/t	Au, g/t	Pb, %	Ag, g/t	Au, g/t	Pb, %	Ag, g/t	Au, g/t	Pb, %	%
Valor de Balance	78.5	78.7	31.2	183	0.13	0.28	5,740	1.62	8.76	40.5	0.091	0.06	2.51%
Promedio	80.1	73.2	26.3	147	0.13	0.34	3,960	1.25	8.07	30.1	0.10	0.09	3.10%
SD	3.62	10.4	9.13	48.4	0.02	0.11	1,512	0.74	2.52	11.2	0.01	0.04	0.74%
Probabilidad de Ocurrencia	32%	70%	70%	77%	42%	30%	88%	69%	61%	82%	18%	22%	21%

Fuente: Elaboración propia

Los valores de las variables obtenidas en el desarrollo del balance de masa tienen una probabilidad de ocurrencia aceptable. Lo cual permite inferir que el balance es operativa, metalúrgica y matemáticamente consistente y coherente.

3.4.7 *Análisis de desempeño del circuito 2018*

Se muestran algunos de los parámetros de rendimiento más comunes. El análisis se realizó celda por celda y se puede observar el porcentaje de la masa de arrastre de las espumas de concentrado (Mass Pull), además de la relación entre el flujo alimentado y el flujo de concentrado (ratio de concentración), la recuperación y el ratio de enriquecimiento de Ag y Pb.

Tabla 69

Rendimiento del circuito celda por celda

Celda	Stream Input	Stream Output	Sólidos		Recuperación		Ratio Enriquecimiento	
	Descripción	Descripción	Mass Pull, %	Ratio Conc.	Ag	Pb	Ag	Pb
Celda 1 Rougher	Feed Rougher	05_Rlv. Ro - C1	1.20%	83.4	42.2%	33.9%	35.2	28.3
	01_Alim. Circuito	04_Conc. Ro - C1						
	02_Medios&Agotat.							
Celda 2 Rougher	05_Rlv. Ro - C1	07_Rlv. Ro - C2	0.86%	116	31.7%	31.3%	36.9	36.4
		06_Conc. Ro - C2						
Celda 3 Rougher	07_Rlv. Ro - C2	09_Rlv. Ro - C3	0.66%	151	26.7%	38.4%	40.3	58.1
		08_Conc. Ro - C3						
Celda 1 Scavenger	09_Rlv. Ro - C3	11_Rlv. Scv - C1	0.88%	114	20.3%	18.7%	23.1	21.2
		10_Conc. Scv - C1						
Celda 2 Scavenger	11_Rlv. Scv - C1	13_Rlv. Sulfuros	0.76%	131	18.2%	16.4%	23.8	21.4
		12_Conc. Scv - C2						
Celda 1 Cln1	Feed Cleaner 1	17_Rlv. Cln1 - C1	89.0%	1.12	92.9%	93.5%	1.04	1.05
	04_Conc. Ro - C1	16_Conc. Cln1- C1						
	06_Conc. Ro - C2							
	08_Conc. Ro - C3							
	24_Rlv. Cln2 - C2							
Celda 2 Cln1	17_Rlv. Cln1 - C1	19_Rlv. Cln1 - C2	35.2%	2.84	59.4%	73.6%	1.69	2.09
		18_Conc. Cln1- C2						
Celda 1 Cln2	Feed Cleaner 2	22_Rlv. Cln2 - C1	77.5%	1.29	87.9%	90.2%	1.13	1.16
	16_Conc. Cln1 - C1	21_Conc. Cln2- C1						
	18_Conc. Cln1 - C2							
Celda 2 Cln2	22_Rlv. Cln2 - C1	24_Rlv. Cln2 - C2	17.4%	5.76	33.2%	45.6%	1.91	2.62
		23_Conc. Cln2- C2						
		Circuito Total	2.51%	39.9	78.5%	78.7%	31.3	31.4

Fuente: Elaboración propia

Se observan parámetros de rendimiento dentro de rangos y perfiles típicos. En sección Rougher, compuesto por tres celdas, se recupera el 72% de Plomo y 71% de Plata que ingresa a esta sección (considerando la recirculación), además genera un arrastre de solidos (mass pull) total de 2.7%. En las secciones Cleaner se observa una disminución gradual del mass pull celda por celda, esto guarda coherencia con lo observado durante el periodo de muestreo (celdas dos con menor porcentaje de espumas).

3.4.8 Estimación de tiempos de residencia

Mediante el uso del volumen disponible en las celdas y subetapas del circuito de flotación y además del caudal de flujo de pulpa derivado hacia ellas (determinado en el balance de materiales) se determina el tiempo de residencia. Valores de factores de descuento por componentes mecánicos y porcentaje de aireación influyen directamente en el cálculo del volumen disponible de las celdas.

Tabla 70

Estimación del tiempo de residencia – celda por celda

ETAPA	EQUIPOS	Flujo pulpa, m ³ /h	Volumen nominal, ft ³	Volumen nominal, m ³	% Factor Comp. Mecánicos	Flujo de Aire, %	Volumen disponible, m ³	Tiempo de residencia, min
Rougher								
Rougher N°1 - C1	DR-300	75.2	300	8.50	10	15	6.50	5.18
Rougher N°1 - C2	DR-300	74.3	300	8.50	10	15	6.50	5.25
Rougher N°1 - C3	DR-300	73.6	300	8.50	10	15	6.50	5.30
Sub total								15.7
Scavenger								
Scavenger N°1- C1	DR-300	72.8	300	8.50	10	15	6.50	5.36
Scavenger N°1- C2	DR-300	71.9	300	8.50	10	15	6.50	5.42
Sub total								10.8

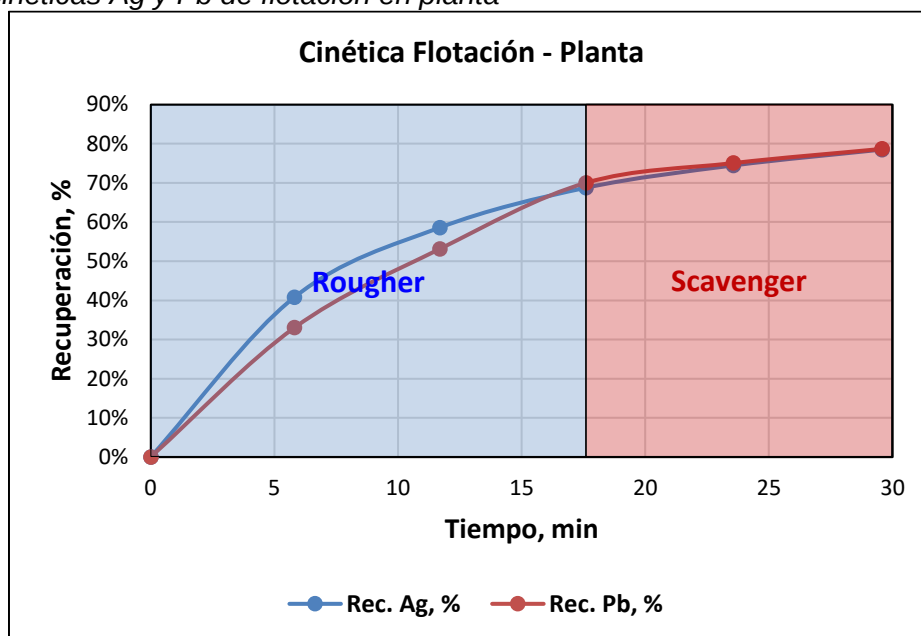
Fuente: Elaboración propia

3.4.9 Cinética de flotación de planta

Mediante los cálculos de recuperación por celda derivados del análisis de rendimiento de Plomo y Plata en la sección 3.4.7 y utilizando además los tiempos de residencia de acuerdo con la capacidad de las celdas (determinado a partir de las dimensiones de los equipos instalados y el caudal de pulpa en el circuito de flotación) se logró estimar la curva de cinética de planta. Los resultados fueron los siguientes:

Figura 129

Curvas cinéticas Ag y Pb de flotación en planta



Fuente: Elaboración propia

Se estimó un tiempo de residencia de 17.6 minutos para la etapa Rougher y de 12 minutos para la etapa scavenger. Luego de ambos periodos se normalizó la recuperación obtenida en el concentrado final con los finos derivados a la sección Cleaner resultando 78.5% para Ag y 78.7% de recuperación Pb.

Considerar que la cinética de flotación del mineral procesado en las etapas Rougher y Scavenger es diferente a la cinética del mineral procesado en la sección Cleaner ya que esta sección trata un material más enriquecido y con una cinética diferente.

3.4.10 Análisis del factor de escalamiento

Se extrajeron muestras de la cabeza del circuito de flotación obteniendo en laboratorio a 8 minutos de flotación una recuperación de plata de 84.6%, mientras que en planta se recupera en esta sección el 78.5% de la Plata que ingresa al circuito Rougher, estos resultados fueron reportados en la sección 3.4.3.2 y 3.4.9 respectivamente.

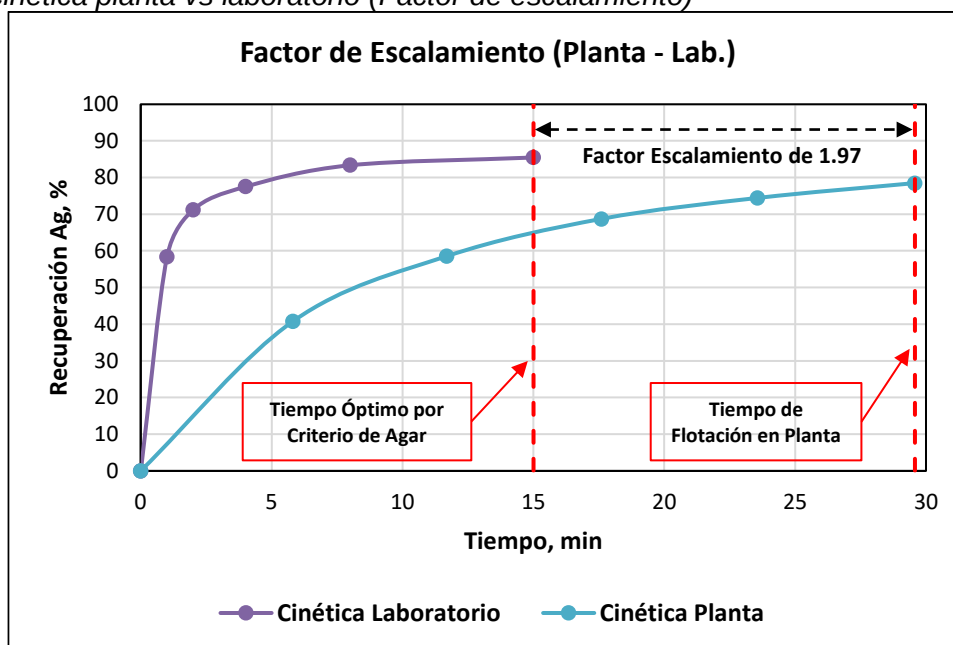
Aplicando por extrapolación el criterio de Agar para determinación de tiempo óptimo de flotación en pruebas de cinética en laboratorio se estableció que el tiempo adecuado para este mineral a esas condiciones era de 15 minutos. Cabe mencionar que el criterio de

Agar establece que se debe flotar hasta que la ley incremental del concentrado sea igual a la ley de alimentación.

Entonces obtenemos la gráfica de cinética de flotación versus cinética de laboratorio la cual nos da los primeros alcances acerca del factor de escalamiento entre laboratorio y planta.

Figura 130

Curva cinética planta vs laboratorio (Factor de escalamiento)



Fuente: Elaboración propia

El factor resulta ser de 1.97 si dividimos el tiempo que tarda planta en recuperar 78.5% de Plata y el tiempo de cinética de flotación en las pruebas de laboratorio para 84.6%.

3.4.11 Determinación de balance mineralógico

Debemos considerar ciertos aspectos mineralógicos durante el desarrollo del balance mineralógico. Estos aspectos quedan en evidencia mediante los resultados de las pruebas de los estudios mineragráfico y microscopía electrónica de barrido de la muestra.

Diez muestras fueron enviadas a laboratorio; seis muestras de cabeza, dos muestras de relaves y dos muestras de concentrado. Una porción de cada muestra se derivó para preparación de secciones de bloque pulidas superpuestas en una resina epoxi,

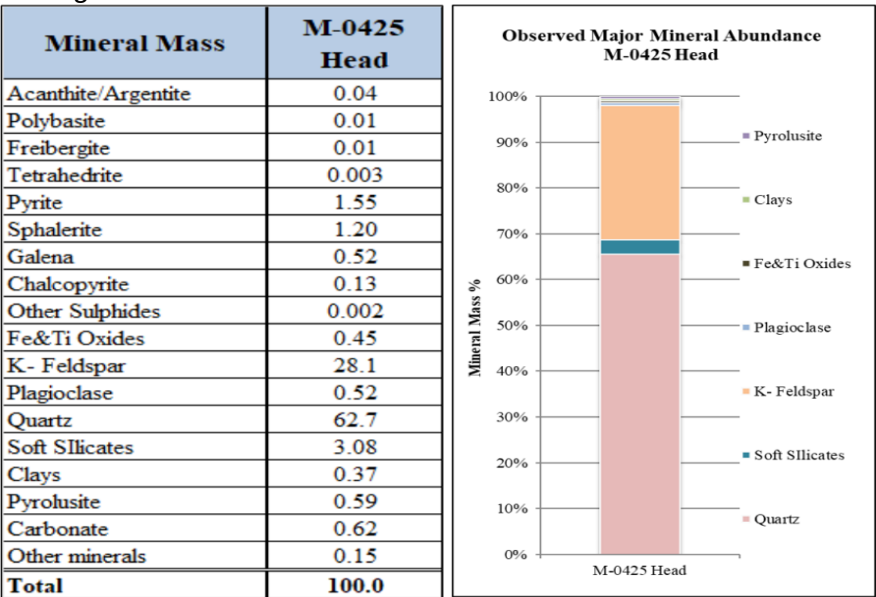
y cada sección se sometió para análisis modal a granel utilizando el microscopio electrónico de barrido automático.

De acuerdo con esto, se determinó la mineralogía modal (abundancia de minerales), el análisis del comportamiento de la plata, distribución de tamaños diferenciado (minerales de plata, sulfuros combinados y total) y análisis de asociación mineralógica.

Las muestras de cabeza examinadas consisten principalmente en silicatos duros tales como cuarzo, feldespato potásico y pequeñas cantidades de plagioclasa. Además de óxidos de Fe, pirolusita, carbonatos, arcillas, silicatos blandos (principalmente Muscovita) diversos minerales sulfurosos, así como también pequeñas cantidades de minerales que contienen plata.

Figura 131

Análisis mineralógico Modal – Cabeza M-0425



Fuente: Elaboración propia

El comportamiento de plata la muestra como acantita/argentita, polibasita, freibergita y tetraedrita en distintas proporciones. Los minerales de sulfuro que se observan principalmente en las muestras M-0361 y M-0425 son pirita, esfalerita y galena con trazas de calcopirita y otros sulfuros. La presencia de plata en galena no se determinó en este estudio.

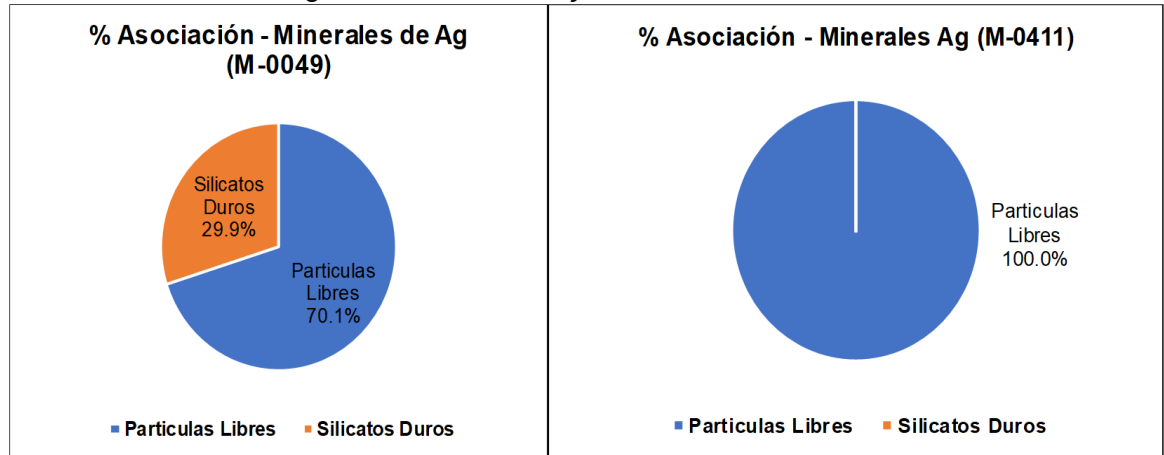
El análisis mineralógico realizado incluye un estudio acerca de los porcentajes de partículas libres y asociaciones de las principales especies mineralógicas presentes en las

muestras del estudio. Cabe indicar que los resultados muestran los porcentajes de asociación, pero no indican el análisis cuantitativo acerca del tipo de asociación.

En la muestra de cabeza M-0049 el 70% de las partículas de las especies de plata se encuentran liberadas y el 30% se encuentran asociadas a silicatos duros. En la muestra de cabeza M-0411 el 100% de las partículas de las especies de plata se encuentran liberadas.

Figura 132

Asociación Minerales Ag – Cabeza M-0049 y M-0411

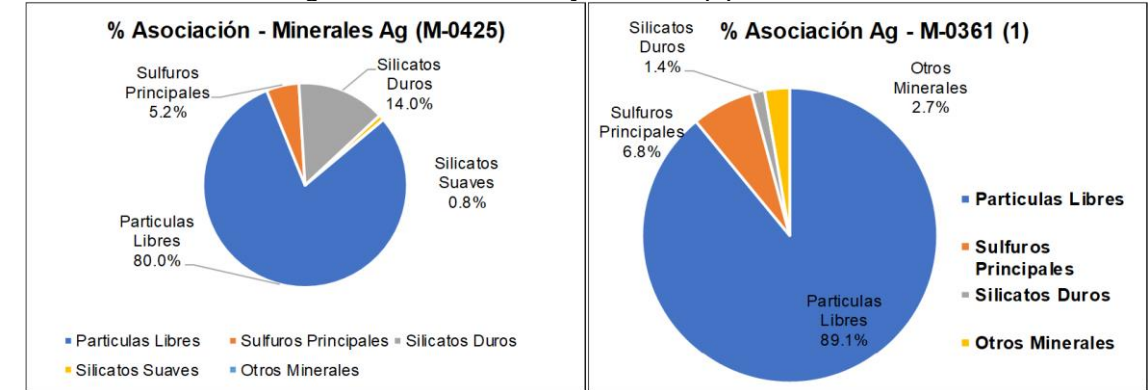


Fuente: Elaboración propia

En la muestra de cabeza M-0425 el 80% de las partículas de las especies de plata se encuentran liberadas. En las muestras de cabeza M-0361 el 89% de las partículas de las especies de plata se encuentran liberadas. El otro porcentaje de asociación se encuentra distribuido en su mayoría a sulfuros principales y silicatos duros.

Figura 133

Asociación Minerales Ag – Cabeza M-0425 y M-0361 (1)



Fuente: Elaboración propia

De los resultados de la prueba de “Comportamiento de Plata” se evidencia que la plata total se encuentra principalmente en los minerales de Acantita y Freibergita.

Tabla 71

Formula de mineral

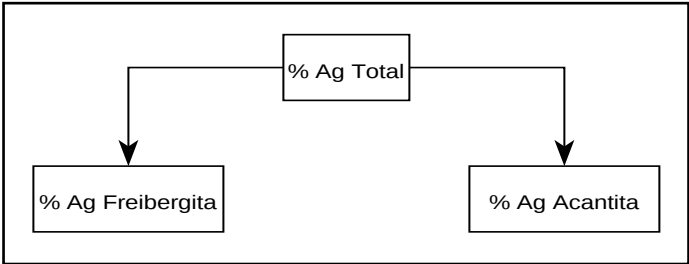
Descripción	Acantita	Freibergita
Formula	Ag_2S	$\text{Ag}_6\text{Cu}_4\text{Fe}_2\text{Sb}_4\text{S}_{13}$

Fuente: Elaboración propia

Es decir, para el desarrollo del modelo de flotación se consideran dos especies mineralógicas en la flotación de la plata. En la siguiente figura se muestra en forma esquemática como se divide la ley de Ag total en sus especies mineralógicas

Figura 134

Ag y sus especies minerales

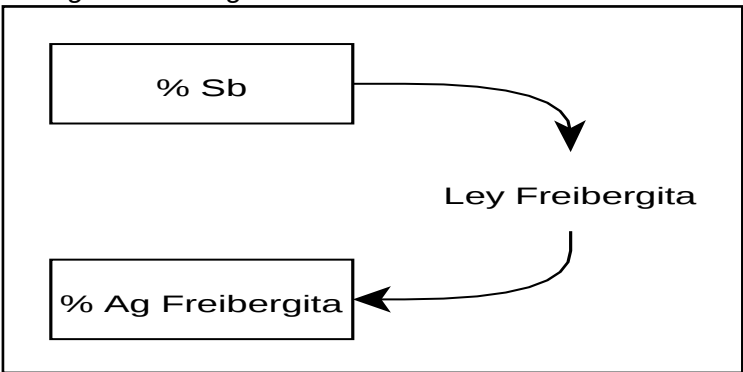


Fuente: Elaboración propia

Como se observa en la figura anterior, la plata total se encuentra en dos especies minerales, entonces para poder realizar la matriz mineralógica se necesita determinar la ley freibergita y la ley de Acantita. Si observamos la Tabla 67, la Freibergita es el único mineral que presenta el elemento antimonio (Sb), una vez determinado por estequiometria se puede determinar la ley de Ag en Freibergita como se esquematiza en la siguiente figura:

Figura 135

Determinación de %Ag en Freibergita



Fuente: Elaboración propia

Una vez determinada la ley de Ag en Freibergita y teniendo el ensaye de Ag total, se puede determinar por diferencia la ley de Ag en acantita y poder construir la matriz mineralógica.

Como no se cuenta con los ensayos de antimonio, para cuestiones de cálculo se asumirá que la plata solo proviene de mineral de acantita y quedando la matriz mineralógica como se muestra en la Tabla 68. El balance mineralógico de flotación en Limn® se realizó considerando la segunda especie de plata para cuando se disponga de ensayos de antimonio.

Tabla 72

Matriz mineralógica reducida

		Especie Mineral							
	Especie	Plata Nativa	Acantita	Galena	Esfalerita	Calcopirita	Tenantita	Pirita	Oxido Mn
	Abreviatura	-	ac	gn	ef	cpy	tnn	py	-
	Formula	Ag	AgS ₂	PbS	ZnS	CuFeS ₂	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	FeS ₂	MnO ₂
	Elemento	Ag	Ag	Pb	Zn	Cu	Cu	Fe	Mn
	% Elemento	0%	100%	100%	100%	100%	0%	100%	100%
Elemento	MW	108	172	239	98	184	1479	120	87
Ag	108	1.0	0.63						
S	32		0.37	0.13	0.33	0.35	0.28	0.53	
Pb	207			0.87					
Zn	65				0.67				
Cu	64					0.35	0.52		
Fe	56					0.30		0.47	
As	75						0.20		
Mn	55								0.63
O	16								0.37

Nota: Se asume, además, que todo el cobre se comporta como calcopirita y no como tenantita
Fuente: Elaboración propia

Utilizando la matriz mineralógica de la Tabla 68 y los ensayos de los elementos metálicos obtenidos del balance metalúrgico de flotación (masa por elementos) se determinaron los ensayos para cada una de las especies presentes en el mineral procesado.

Fue necesario realizar una estimación previa a los ensayos de pirita en cada corriente del proceso, se estimó primero el Fe presente en los minerales de sulfuro de cobre (en este caso solo calcopirita) mediante el uso de estequiometria y posteriormente se descontó este contenido del contenido de Fe total determinando así los ensayos de pirita.

Tabla 73

Resultados balance mineralógico – Ensayos por especie

Corriente	t/h	Ensayos Mineralógicos del Balance, % (** g/t)									
		AgS ₂	PbS	ZnS	CuFeS ₂	Fe en Sulfuros de cobre	FeS ₂	MnO ₂	Au**	Ganga	Sulfuros
01_Alim. Circuito	26.9	0.029	0.32	0.76	0.081	0.025	2.62	0.75	0.13	95.4	1.73
02_Medios&Agotat.	0.50	0.22	1.97	5.75	0.74	0.23	8.33	0.81	0.25	82.2	6.95
03_Feed Rougher	27.4	0.033	0.35	0.85	0.092	0.028	2.72	0.75	0.13	95.2	1.83
04_Conc. Ro - C1	0.33	1.15	9.98	7.67	3.47	1.05	28.4	0.55	1.47	48.8	20.7
05_Rlv. Ro - C1	27.1	0.019	0.24	0.77	0.052	0.016	2.41	0.75	0.12	95.8	1.60
06_Conc. Ro - C2	0.23	0.71	8.58	8.91	1.43	0.43	26.0	0.74	1.56	53.6	18.8
07_Rlv. Ro - C2	26.9	0.013	0.16	0.70	0.040	0.012	2.20	0.75	0.10	96.1	1.45
08_Conc. Ro - C3	0.18	0.53	9.45	9.48	2.88	0.88	21.0	0.81	1.66	55.8	16.8
09_Rlv. Ro - C3	26.7	0.0097	0.10	0.64	0.020	0.0062	2.08	0.75	0.093	96.4	1.35
10_Conc. Scv - C1	0.23	0.23	2.13	6.16	0.78	0.24	8.82	0.83	0.17	81.1	7.39
11_Rlv. Scv - C1	26.4	0.0078	0.083	0.59	0.014	0.0044	2.02	0.75	0.092	96.5	1.29
12_Conc. Scv - C2	0.20	0.19	1.78	5.58	0.67	0.20	8.01	0.80	0.18	83.0	6.66
13_Rlv. Sulfuros	26.2	0.0065	0.070	0.55	0.0087	0.0026	1.97	0.75	0.091	96.6	1.25
14_Conc. Agot1&2	0.44	0.21	1.97	5.89	0.73	0.22	8.44	0.81	0.18	81.9	7.05
15_Feed Cln01	0.89	0.78	8.22	7.88	2.38	0.73	22.5	0.70	1.43	57.6	16.8
16_Conc. Cln1 - C1	0.79	0.81	8.63	8.10	2.50	0.76	23.7	0.68	1.46	55.6	17.7
17_Rlv. Cln1 - C1	0.099	0.50	4.87	6.16	1.45	0.44	12.9	0.81	1.11	73.3	10.3
18_Conc. Cln1 - C2	0.035	0.84	10.2	8.66	2.66	0.81	22.8	0.78	1.75	54.0	17.7
19_Rlv. Cln1 - C2	0.064	0.31	1.99	4.80	0.79	0.24	7.51	0.82	0.77	83.8	6.26
20_Conc. Cln1	0.83	0.81	8.70	8.12	2.51	0.76	23.6	0.69	1.48	55.6	17.7
21_Conc. Cln2 - C1	0.64	0.92	10.1	8.86	2.88	0.88	27.8	0.65	1.56	48.7	20.5
22_Rlv. Cln2 - C1	0.19	0.44	3.79	5.57	1.21	0.37	9.12	0.81	1.18	79.1	7.81
23_Conc. Cln2 - C2	0.032	0.84	9.94	8.56	2.42	0.74	23.6	0.76	2.70	53.9	17.9
24_Rlv. Cln2 - C2	0.15	0.35	2.49	4.94	0.96	0.29	6.08	0.82	0.86	84.4	5.68
25_Conc. Sulfuros	0.67	0.92	10.1	8.85	2.86	0.87	27.6	0.66	1.62	49.0	20.4

Fuente: Elaboración propia

En la tabla anterior, se estimó también (a modo de referencia) el contenido de minerales en la categoría de sulfuros.

De la misma forma utilizando la distribución de sólidos y los ensayos de la Tabla 73 se estimó la distribución mineralógica hacia todas las corrientes del proceso. La determinación de estos valores es fundamental para la etapa de ajuste de parámetros en donde el objetivo es modelar curvas de recuperación por especie mineralógica en función del tiempo de residencia que transcurre en cada celda de flotación del circuito.

Tabla 74

Resultados balance mineralógico – Distribución por especie

Corriente	Distribución Mineralógica, %							
	AgS ₂	PbS	ZnS	CuFeS ₂	FeS ₂	MnO ₂	Au	Ganga
01_Alim. Circuito	100	100	100	100	100	100	100	100
02_Medios&Agotat.	14.0	11.4	14.1	17.0	5.91	2.02	3.59	1.60
03_Feed Rougher	114	111	114	116	106	102	103	102
04_Conc. Ro - C1	48.1	37.8	12.3	52.3	13.2	0.89	13.8	0.62
05_Rlv. Ro - C1	65.9	73.6	102	64.7	92.7	101	89.8	101
06_Conc. Ro - C2	20.9	23.0	10.1	15.2	8.60	0.86	10.4	0.49
07_Rlv. Ro - C2	45.0	50.4	91.7	49.9	84.1	100	79.1	100
08_Conc. Ro - C3	12.0	19.3	8.24	23.5	5.29	0.71	8.42	0.39
09_Rlv. Ro - C3	33.0	30.9	83.3	24.8	78.8	99.5	70.9	100
10_Conc. Scv - C1	6.71	5.77	7.07	8.44	2.94	0.96	1.17	0.74
11_Rlv. Scv - C1	26.3	25.4	76.4	17.5	75.8	98.5	69.5	99.4
12_Conc. Scv - C2	4.78	4.15	5.51	6.24	2.30	0.80	1.02	0.65
13_Rlv. Sulfuros	21.5	21.3	70.9	10.4	73.5	97.7	68.2	98.7
14_Conc. Agot1&2	11.5	9.92	12.6	14.6	5.23	1.76	2.20	1.39
15_Feed Cln01	87.9	84.6	34.4	97.7	28.5	3.09	36.3	2.00
16_Conc. Cln1 - C1	81.7	79.0	31.5	91.2	26.7	2.69	33.2	1.72
17_Rlv. Cln1 - C1	6.23	5.54	2.97	6.55	1.81	0.39	3.13	0.28
18_Conc. Cln1 - C2	3.70	4.07	1.47	4.23	1.12	0.13	1.73	0.073
19_Rlv. Cln1 - C2	2.53	1.46	1.50	2.32	0.68	0.26	1.40	0.21
20_Conc. Cln1	85.4	83.1	32.9	95.4	27.8	2.83	35.0	1.79
21_Conc. Cln2 - C1	75.0	75.0	27.9	85.1	25.4	2.08	28.7	1.22
22_Rlv. Cln2 - C1	10.4	8.13	5.07	10.3	2.41	0.75	6.25	0.57
23_Conc. Cln2 - C2	3.43	3.71	1.36	3.59	1.08	0.12	2.50	0.068
24_Rlv. Cln2 - C2	6.92	4.42	3.72	6.75	1.33	0.62	3.76	0.50
25_Conc. Sulfuros	78.5	78.7	29.2	88.7	26.5	2.21	31.2	1.29

Fuente: Elaboración propia.

3.4.12 Ajuste de parámetros

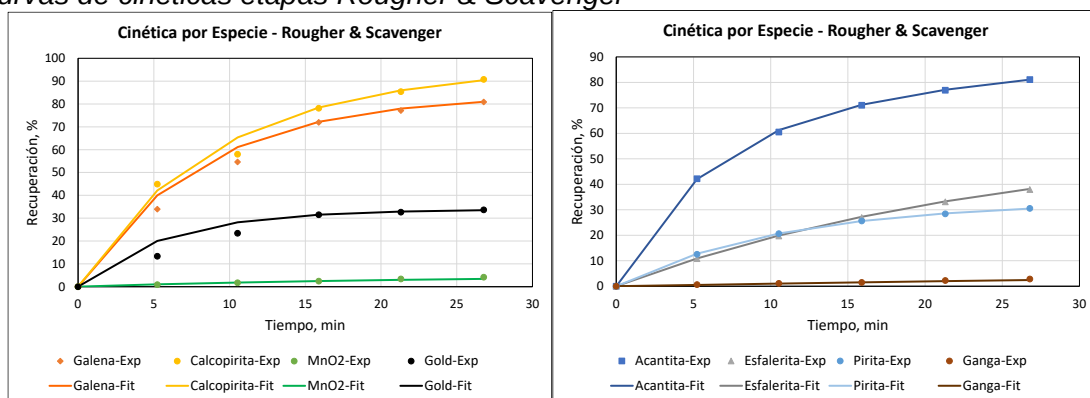
En esta sección, se busca ajustar o encontrar las constantes de cinética de flotación para cada una de las especies mineralógicas presentes, esto mediante el uso del modelo cinético de Kelsall (detallado en la sección 2.5.4.5). Un dato interesante es que la cinética para la calcopirita en las celdas Rougher II es muy similar a la de las celdas Rougher I. Esto puede deberse a que, adicionan más colector y espumante en banco Rougher II. En la gráfica de la derecha se puede ver como la cinética de minerales ganga se va incrementando ligeramente en el circuito, lo cual podría evidenciar una falta de liberación, ya que estas partículas están asociadas al mineral de cobre. Teniendo la matriz mineralógica y las consideraciones tomadas previamente se realizó la etapa de ajuste de parámetros logrando los siguientes resultados.

Las siguientes gráficas muestran la cinética por especies en las celdas de las etapas Rougher y Scavenger. Los puntos representan la cinética experimental obtenida a partir del balance mineralógico y de la estimación del tiempo de residencia celda por celda.

Mientras que las líneas representan la cinética modelada mediante la ecuación de Kelsall utilizando parámetros hallados en la etapa de ajuste de parámetros.

Figura 136

Curvas de cinéticas etapas Rougher & Scavenger



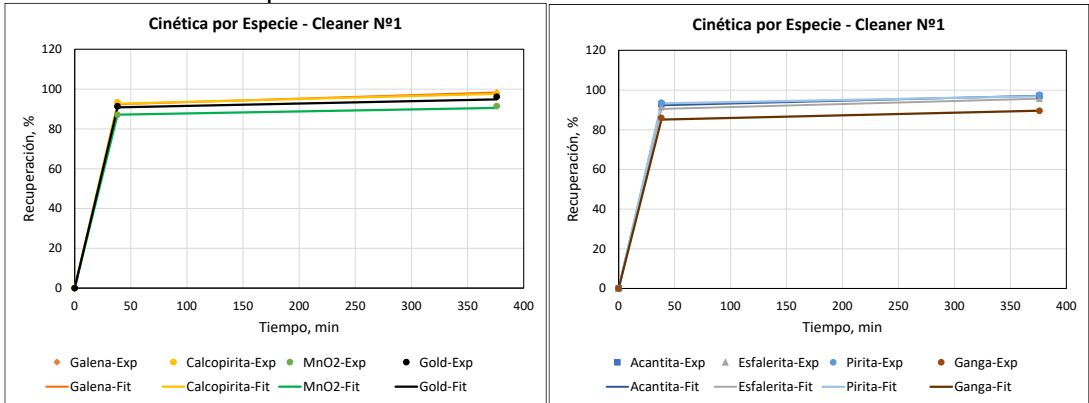
Fuente: Elaboración propia.

La etapa de ajuste de parámetros contempla aspectos similares a los de la minimización de suma de cuadrados de errores ponderados utilizados en la etapa de balances metalúrgicos por tamaños y por elementos.

En las secciones Rougher y Scavenger se observa que los minerales que presentan mayor recuperación son calcopirita, galena y acantita. Mientras que en la etapa Cleaner I, se observan curvas de cinética muy similares para las especies en análisis, además se poseen solo dos puntos (celdas) de análisis para cada una de las dos secciones cleaner, sin embargo, esto no limita la utilización del modelo de Kelsall en estas etapas.

Figura 137

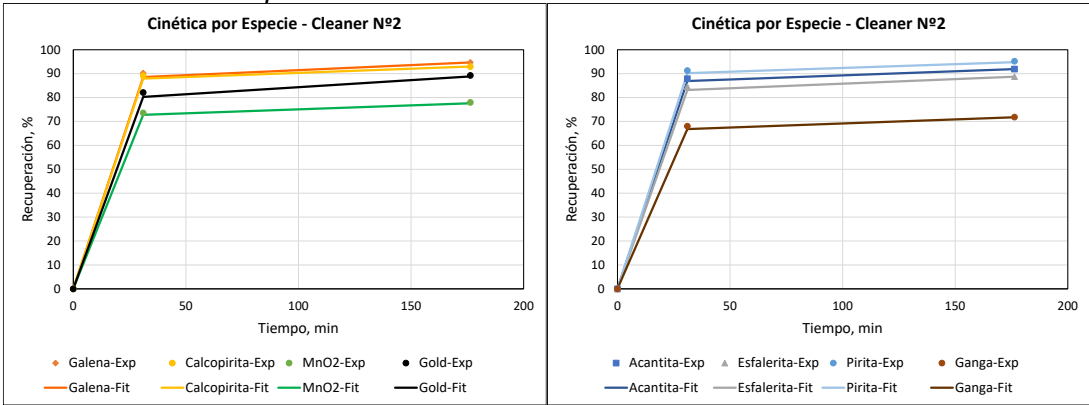
Curvas de cinéticas etapa Cleaner I



Fuente: Elaboración propia.

Figura 138

Curvas de cinéticas etapa Cleaner II



Fuente: Elaboración propia.

En la siguiente tabla se muestran los parámetros obtenidos mediante cinética discontinua con el modelo de Kelsall, modelo implementado y utilizado por Limn®. De las curvas cinéticas anteriores (puntos) los parámetros del modelo fueron extraídos y validados (líneas). El resumen de los valores obtenidos para cada etapa del proceso por cada una de las especies presentes se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 75*Constantes cinéticas de flotación - Por especie mineralógica*

Etapas	Ac	Gn	Ef	Cpy	Py	MnO₂	Au	Ganga
Constante (Ks) Flotation SLOW Rates (min-1)								
Rougher	0.041	0.12	0.038	0.065	0.0030	0.044	0.0030	0.0058
Scavenger	0.041	0.12	0.038	0.065	0.0030	0.044	0.0030	0.0058
Cleaner 1	0.051	0.085	0.055	0.055	0.0030	0.0030	0.0019	0
Cleaner 2	0.058	0.090	0.062	0.066	0.0031	0.0036	0.0019	0.0051
Constante (Kf) Flotation FAST Rates (min-1)								
Rougher	0.19	0.12	0.040	0.13	0.094	0.044	0.17	0.0072
Scavenger	0.19	0.12	0.040	0.13	0.094	0.044	0.17	0.0072
Cleaner 1	0.18	0.071	0.086	0.12	0.13	0.17	0.13	0.079
Cleaner 2	0.20	0.087	0.10	0.13	0.11	0.11	0.083	0.090
Fraction Slow Floating (Phi) Φ								
Rougher	0.42	0.41	0.23	0.34	0.15	0.21	0.14	0.43
Scavenger	0.42	0.41	0.23	0.34	0.15	0.21	0.14	0.43
Cleaner 1	0.35	0.28	0.19	0.37	0.052	0.063	0.078	0
Cleaner 2	0.32	0.28	0.18	0.32	0.055	0.081	0.092	0.018
Maximun Recovery (%)								
Rougher	94.8	84.1	58.8	98.1	38.3	4.89	39.0	14.9
Scavenger	94.8	84.1	58.8	98.1	38.3	4.89	39.0	14.9
Cleaner 1	97.1	98.3	95.7	97.6	98.6	92.5	98.6	89.6
Cleaner 2	91.9	94.7	88.7	93.0	97.9	81.1	95.1	72.3

Fuente: Elaboración propia.

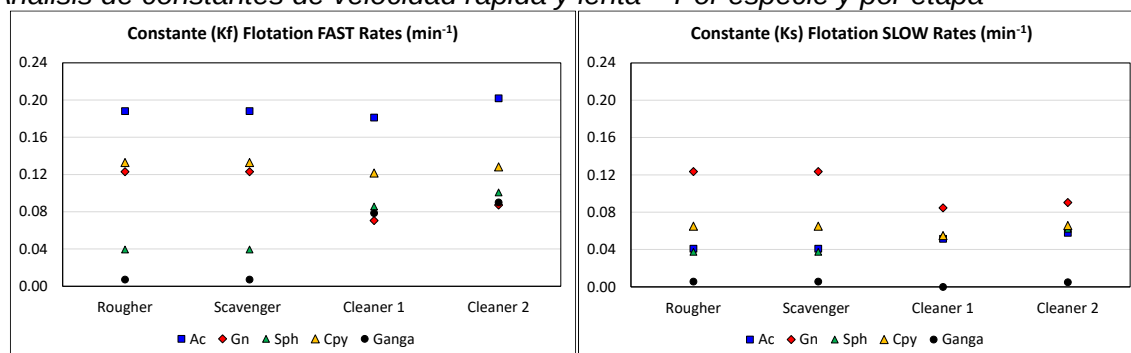
En las gráficas siguientes, se muestran las constantes de cinética de flotación. Se analizan en gráficos independientes las constantes de velocidad lenta (Ks), velocidad rápida (Kf), fracción de material que flota lentamente (Φ) y el porcentaje de máxima recuperación para cada especie principal presente en el mineral de la unidad en análisis.

En cuanto a la constante de velocidad rápida, se observa que las especies de interés y la ganga tiende a subir en las etapas de limpieza, a excepción de la Calcopirita y la Galena que disminuyen su velocidad en estas secciones (posiblemente al grado de liberación, asociación mineralógica, efecto de “lamas” o marcha de reactivos).

Para las constantes de flotación lenta se observan los mayores valores para la galena (evidenciando aún más el efecto de la liberación o asociación mineralógica) y, como es típico en esta constante, la ganga se mantiene en rangos menores.

Figura 139

Análisis de constantes de velocidad rápida y lenta – Por especie y por etapa

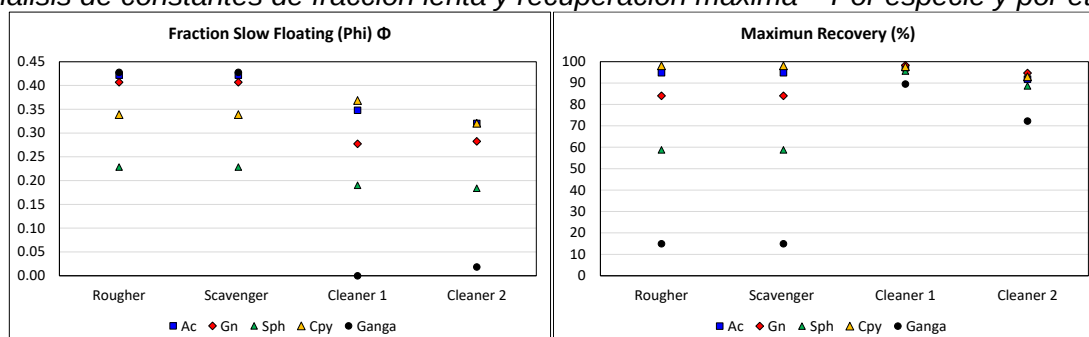


Fuente: Elaboración propia.

Las fracciones de flotabilidad lenta por cada especie (Φ), como es de esperarse, se reducen en las limpiezas (ya que la sub especie “rápida” flota en las primeras secciones), a excepción de la calcopirita que posee un “salto” en la Cleaner 1. La recuperación máxima guarda tendencia típicas en etapas Rougher y Scavenger y valores muy cercanos en las etapas Cleaner.

Figura 140

Análisis de constantes de fracción lenta y recuperación máxima – Por especie y por etapa



Fuente: Elaboración propia.

3.4.13 Modelo base Limn® - Circuito de flotación de sulfuros

En la sección 3.4.11 se generó una matriz mineralógica simplificada a partir de las pruebas realizadas en donde las especies de Cu, Zn, Pb y Ag fueron consideradas 100% calcopirita, esfalerita, galena y Acanita respectivamente. Existen limitaciones para poder determinar la proporción de las especies en las cuales se encuentra presente la plata. Es decir, si la segunda especie (después de la acanita) que se presenta en la matriz mineralógica fuera la Freibergita ($\text{Ag}_6\text{Cu}_4\text{Fe}_2\text{Sb}_4\text{S}_{13}$) sería necesario ensayar las muestras por antimonio (Sb) y así por estequiometría poder determinar dicha proporción de plata

presente en Acanita y plata presente en Freibergita. Al no contar con ensayos de antimonio, se asumió para efectos de cálculo (modelo caso base) que el 100% del ensayo de plata provenía de acantita.

De acuerdo con esto, se consideró como input y configuración en el modelo Limn® la siguiente composición por elementos y mineralógica.

Figura 141

Matriz de ingreso de datos “Definición de propiedades” - Modelo Limn®

Property Definition							
	Names	Formula	SG	Flow Units	Flow Scale	Assay Units	Assay Scale
Minerals	Acanita	AgS2	7.24	(gph)	1	ppm	1,000,000
	Galena	PbS	7.60	(tph)	1	(%)	1
	Esferalerita	ZnS	4.00	(tph)	1	(%)	1
	Calcopirita	CuFeS2	4.65	(tph)	1	(%)	1
	Pirita	FeS2	5.00	(tph)	1	(%)	1
	Oxido de Mn	MnO2	4.73	(tph)	1	(%)	1
	Gold	Au	19.32	(gph)	1	ppm	1,000,000
	Gangue		2.65	(tph)	1	(%)	1
Elements	Ag	Ag		ppm	10,000.00	ppm	10,000
	Pb	Pb		(%)	1.00	(%)	1
	Zn	Zn		(%)	1.00	(%)	1
	Cu	Cu		(%)	1.00	(%)	1
	Fe	Fe		(%)	1.00	(%)	1
	Mn	Mn		(%)	1.00	(%)	1
	Au	Au		ppm	10,000.00	ppm	10,000
Fluid	Water	H2O	1.00	(tph)	1		

Fuente: Elaboración propia.

Además, se ingresan características del proceso y del mineral de alimentación, tales como el tonelaje de procesamiento, el porcentaje de sólidos y las leyes de cabeza de los principales elementos metálicos.

Figura 142

Ingreso de las propiedades de las corriente de alimentación

	01_Cabeza a Flotacion	27_Agua a Ro I	28_Agua a Scv	29_Agua a Bom Cln I	30_Agua a ClnI	31_Agua a Bom Cln2	32_Agua a Cln2	33_Agua a Bom SCV	34_Agua a Con Final
Mineral Flowrate									
Acanita (gph)	7.899	0	0	0	0	0	0	0	0
Galena (tph)	0.087	0	0	0	0	0	0	0	0
Esferalerita (tph)	0.20	0	0	0	0	0	0	0	0
Calcopirita (tph)	0.022	0	0	0	0	0	0	0	0
Pirita (tph)	0.71	0	0	0	0	0	0	0	0
Oxido de Mn (tph)	0.20	0	0	0	0	0	0	0	0
Gold (gph)	3.51	0	0	0	0	0	0	0	0
Gangue (tph)	25.8	0	0	0	0	0	0	0	0
Element Assay									
Ag ppm	183	0	0	0	0	0	0	0	0
Pb (%)	0.28	0	0	0	0	0	0	0	0
Zn (%)	0.51	0	0	0	0	0	0	0	0
Cu (%)	0.028	0	0	0	0	0	0	0	0
Fe (%)	1.24	0	0	0	0	0	0	0	0
Mn (%)	0.47	0	0	0	0	0	0	0	0
Au ppm	0.13	0	0	0	0	0	0	0	0
Total Stream Data									
Solids (tph)	27.0	0	0	0	0	0	0	0	0
% Solids	30.0	0	0	0	0	0	0	0	0

Fuente: Elaboración propia.

Para predecir la cinética de flotación de las especies se implementó en el archivo Limn® el modelo de Kelsall para todas las celdas presentes, tal como se muestra a continuación.

Figura 143

Estructura del modelo de Kelsall Implementado en Limn®

Model for Unit: 03_Ro C1						
Model Parameters						
Species	Flotation SLOW Rates (min-1)	Flotation FAST Rates (min-1)	Phi	R Máx	Recovery	Mass to Conc
Fast Acanitita (gph)	0.04100	0.18816	0.42183	94.81149	42.062	3,781.152
Slow Acanitita (gph)						
Fast Galena (tph)	0.12353	0.12307	0.40707	84.06506	39.959	0.039
Slow Galena (tph)						
Fast Esfalerita (tph)	0.03765	0.03963	0.22849	58.78956	10.898	0.025
Slow Esfalerita (tph)						
Fast Calcopirita (tph)	0.06514	0.13297	0.33906	98.11247	42.118	0.011
Slow Calcopirita (tph)						
Fast Pirita (tph)	0.00299	0.09408	0.14751	38.29196	12.779	0.096
Slow Pirita (tph)						
Fast Oxido de Mn (tph)	0.04367	0.04367	0.20828	4.88873	0.999	0.002
Slow Oxido de Mn (tph)						
Fast Gold (gph)	0.00300	0.17404	0.14425	39.00160	20.039	0.731
Slow Gold (gph)						
Fast Gangue (tph)	0.00575	0.00723	0.42774	14.94025	0.507	0.132
Slow Gangue (tph)	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000		
Water (tph)						0.886
Bank Model						
Number of Cells	1.00					
Concentrate % Solids	25.819					
Volume per Cell (m3)	6.499					
Total Bank Volume (m3)	6.499					
Bank Residence Time (min)	5.233					
	5.233					

Fuente: Elaboración propia.

Con los parámetros estimados utilizando el modelo de Kelsall mediante el ajuste de minimización de suma de cuadrados de errores ponderados se determinaron las cinéticas de flotación en cada etapa y celda de las secciones que componen el circuito.

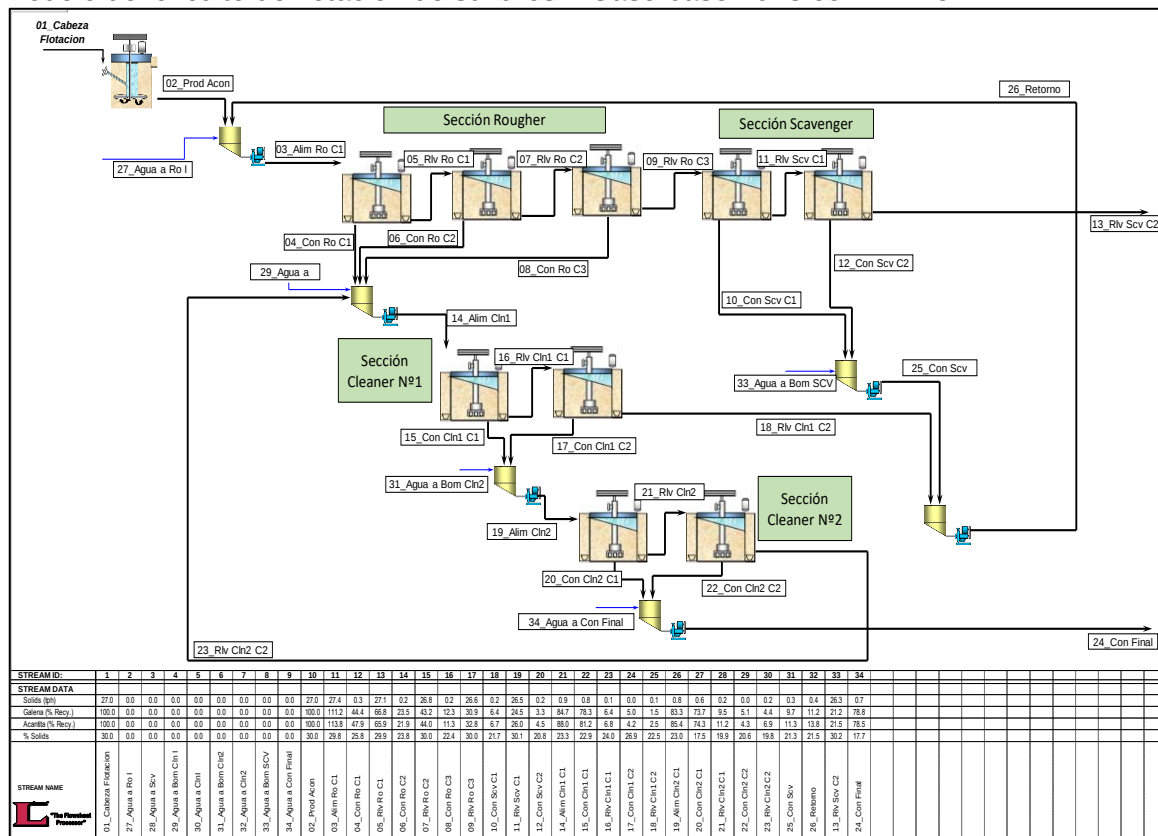
Etapas en el desarrollo de modelamiento:

- La primera etapa se desarrolló con el análisis del balance metálico, la caracterización mineralógica de las muestras de cabeza y las estimaciones del tiempo de residencia.
- Luego se inició la etapa de modelamiento obteniendo las constantes de cinética de flotación. Se empleó el modelo de Kelsall de cinética de flotación de primer orden.

- Finalmente, se realizó la simulación del performance del circuito 2018 para la validación, utilizando el modelo generado en el caso base. Esto para poder validar la confiabilidad del modelo y/o actualizar algunos parámetros del modelo caso base.

Figura 144

Modelo del circuito de flotación de sulfuros – Caso base 2018 con Limn®



Fuente: Elaboración propia.

3.4.13.1 Resultados del modelo base. Considerando los parámetros ajustados con el modelo cinético de simulación Kelsall aplicado celda por celda y el tiempo de residencia estimado en el balance de materiales, se determinó el Modelo Base del circuito. Las leyes de las especies presentes en el mineral procesado, obtenidas del modelo, se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 76***Ensayo de especies mineralógicas en corrientes – Modelo base Limn®***

Ensayos de Especies Minerales								
Corriente de Flujo	Acantita ppm	Galena (%)	Esfalerita (%)	Calcopirita (%)	Pirita (%)	Oxido de Mn (%)	Gold ppm	Ganga (%)
01_Cabeza Flotación	293	0.32	0.76	0.081	2.62	0.75	0.13	95.4
02_Prod. Acond.	293	0.32	0.76	0.081	2.62	0.75	0.13	95.4
03_Alim Ro C1	328	0.35	0.85	0.093	2.74	0.75	0.13	95.2
04_Con Ro C1	12,255	12.5	8.25	3.47	31.0	0.66	2.37	42.8
05_Rlv Ro C1	192	0.21	0.77	0.054	2.41	0.75	0.11	95.8
06_Con Ro C2	7,222	8.55	8.76	2.47	24.8	0.69	1.25	54.0
07_Rlv Ro C2	130	0.14	0.70	0.033	2.21	0.75	0.098	96.2
08_Con Ro C3	4,545	5.47	8.77	1.69	18.7	0.67	0.62	64.3
09_Rlv Ro C3	97.1	0.10	0.64	0.021	2.09	0.75	0.094	96.4
10_Con Scv C1	3,150	3.31	8.35	1.13	13.4	0.62	0.30	72.9
11_Rlv Scv C1	77.7	0.080	0.59	0.013	2.02	0.75	0.092	96.5
12_Con Scv C2	2,387	1.92	7.64	0.75	9.24	0.56	0.14	79.7
14_Alim Cln1 C1	7,716	8.18	7.92	2.38	22.4	0.70	1.43	57.6
15_Con Cln1 C1	8,075	8.58	8.13	2.50	23.7	0.69	1.47	55.6
16_Rlv Cln1 C1	5,031	5.26	6.40	1.48	12.8	0.76	1.11	72.7
17_Con Cln1 C2	8,315	10.8	9.20	2.67	18.3	0.53	1.28	57.7
18_Rlv Cln1 C2	3,031	1.91	4.70	0.76	9.50	0.90	1.00	81.9
19_Alim Cln2 C1	8,087	8.68	8.18	2.50	23.4	0.68	1.46	55.7
20_Con Cln2 C1	9,217	10.1	8.92	2.89	27.7	0.65	1.54	48.8
21_Rlv Cln2 C1	4,458	4.19	5.79	1.27	9.70	0.78	1.21	77.8
22_Con Cln2 C2	8,047	10.6	9.02	2.52	21.6	0.66	2.50	54.8
23_Rlv Cln2 C2	3,498	2.47	4.93	0.94	6.52	0.81	0.87	84.0
25_Con Scv	2,791	2.65	8.02	0.95	11.4	0.59	0.22	76.1
26_Retorno	2,832	2.53	7.45	0.92	11.1	0.64	0.36	77.1
13_Rlv Scv C2	64.5	0.070	0.55	0.0092	1.98	0.75	0.092	96.6
24_Conc. Final	9,145	10.1	8.93	2.86	27.3	0.65	1.60	49.2

Fuente: Elaboración propia.

Un aspecto para considerar desde el punto de vista de la cinética de flotación es, sin duda, la distribución de las especies mineralógicas a través de todas las corrientes de flujo del proceso. En la siguiente tabla se muestran los resultados de distribución obtenidos con el modelo Caso Base desarrollado.

Tabla 77*Distribución de especies mineralógicas en corrientes – Modelo base Limn®*

Corriente de Flujo	Mineral Recovery (%)							
	Acantita	Galena	Esfalerita	Calcopirita	Pirita	Oxido de Mn	Gold	Gangue
01_Cabeza Flotación	100	100	100	100	100	100	100	100
02_Prod Acond.	100	100	100	100	100	100	100	100
03_Alim Ro C1	114	111	114	116	106	101	104	101
04_Con Ro C1	47.9	44.4	12.4	49.0	13.6	1.01	20.8	0.51
05_Rlv Ro C1	65.9	66.8	102	67.3	92.5	100	83.1	101
06_Con Ro C2	21.9	23.5	10.2	27.0	8.40	0.81	8.50	0.50
07_Rlv Ro C2	44.0	43.2	91.3	40.2	84.1	99.4	74.6	100
08_Con Ro C3	11.3	12.3	8.40	15.2	5.18	0.65	3.45	0.49
09_Rlv Ro C3	32.8	30.9	82.9	25.0	78.9	98.8	71.1	99.6
10_Con Scv C1	6.73	6.42	6.87	8.76	3.19	0.52	1.42	0.48
11_Rlv Scv C1	26.0	24.5	76.1	16.3	75.7	98.2	69.7	99.2
12_Con Scv C2	4.54	3.31	5.61	5.18	1.97	0.41	0.61	0.46
14_Alim Cln1 C1	88.0	84.7	34.8	97.9	28.6	3.11	36.7	2.01
15_Con Cln1 C1	81.2	78.3	31.5	90.7	26.6	2.71	33.3	1.71
16_Rlv Cln1 C1	6.77	6.42	3.32	7.21	1.93	0.40	3.35	0.30
17_Con Cln1 C2	4.23	4.97	1.80	4.91	1.04	0.11	1.46	0.090
18_Rlv Cln1 C2	2.53	1.45	1.51	2.30	0.89	0.29	1.89	0.21
19_Alim Cln2 C1	85.4	83.3	33.3	95.6	27.7	2.81	34.8	1.80
20_Con Cln2 C1	74.3	73.7	27.7	84.1	25.0	2.05	27.9	1.21
21_Rlv Cln2 C1	11.2	9.54	5.60	11.5	2.72	0.77	6.86	0.60
22_Con Cln2 C2	4.26	5.11	1.84	4.82	1.28	0.14	2.98	0.089
23_Rlv Cln2 C2	6.93	4.43	3.76	6.73	1.44	0.63	3.88	0.51
25_Con Scv	11.3	9.73	12.5	13.9	5.15	0.94	2.03	0.94
26_Retorno	13.8	11.2	14.0	16.2	6.04	1.23	3.92	1.15
13_Rlv Scv C2	21.5	21.2	70.4	11.1	73.8	97.8	69.1	98.7
24_Con Final	78.5	78.8	29.6	88.9	26.2	2.18	30.9	1.29

Fuente: Elaboración propia.

Además de la distribución o desplazamiento de cada una de las especies en el circuito, es importante también considerar la coherencia y consistencia de los datos totales, como los sólidos, el caudal de pulpa y parámetros de dilución presentes y que influirán en las estimaciones del tiempo de residencia y en consecuencia en la cinética de flotación de las celdas.

Tabla 78*Datos totales de las corrientes del circuito – Modelo base Limn®*

Datos Totales por Corriente							
Corriente de Flujo	Solids (tph)	Water (tph)	% Solids	Pulp SG	Pulp Volume (m3/h)	Solids Recovery (%)	Water Recovery (%)
01_Cabeza Flotación	27.0	63.0	30.0	1.23	73.0	100	100
02_Prod Acond.	27.0	63.0	30.0	1.23	73.0	100	100
03_Alim Ro C1	27.4	64.4	29.8	1.23	74.5	101	102
04_Con Ro C1	0.31	0.89	25.8	1.23	0.97	1.14	1.41
05_Rlv Ro C1	27.1	63.5	29.9	1.23	73.5	100	101
06_Con Ro C2	0.24	0.77	23.8	1.20	0.84	0.89	1.22
07_Rlv Ro C2	26.8	62.8	30.0	1.23	72.7	99.4	99.6
08_Con Ro C3	0.20	0.68	22.4	1.18	0.74	0.73	1.08
09_Rlv Ro C3	26.6	62.1	30.0	1.23	72.0	98.7	98.5
10_Con Scv C1	0.17	0.61	21.7	1.17	0.67	0.62	0.97
11_Rlv Scv C1	26.5	61.5	30.1	1.23	71.3	98.0	97.6
12_Con Scv C2	0.15	0.57	20.8	1.16	0.62	0.56	0.91
14_Alim Cln1 C1	0.90	2.97	23.3	1.19	3.24	3.34	4.71
15_Con Cln1 C1	0.79	2.68	22.9	1.19	2.92	2.94	4.25
16_Rlv Cln1 C1	0.11	0.34	24.0	1.19	0.37	0.39	0.53
17_Con Cln1 C2	0.040	0.11	26.9	1.23	0.12	0.15	0.17
18_Rlv Cln1 C2	0.066	0.23	22.5	1.17	0.25	0.24	0.36
19_Alim Cln2 C1	0.83	2.79	23.0	1.19	3.04	3.09	4.43
20_Con Cln2 C1	0.64	2.99	17.5	1.14	3.17	2.36	4.75
21_Rlv Cln2 C1	0.20	0.80	19.9	1.15	0.86	0.73	1.26
22_Con Cln2 C2	0.042	0.16	20.6	1.17	0.17	0.15	0.26
23_Rlv Cln2 C2	0.16	0.63	19.8	1.15	0.69	0.58	1.01
25_Con Scv	0.32	1.18	21.3	1.16	1.29	1.18	1.87
26_Returno	0.38	1.41	21.5	1.17	1.54	1.43	2.23
13_Rlv Scv C2	26.3	60.9	30.2	1.23	70.7	97.5	96.7
24_Conc. Final	0.68	3.15	17.7	1.14	3.35	2.51	5.01

Fuente: Elaboración propia.

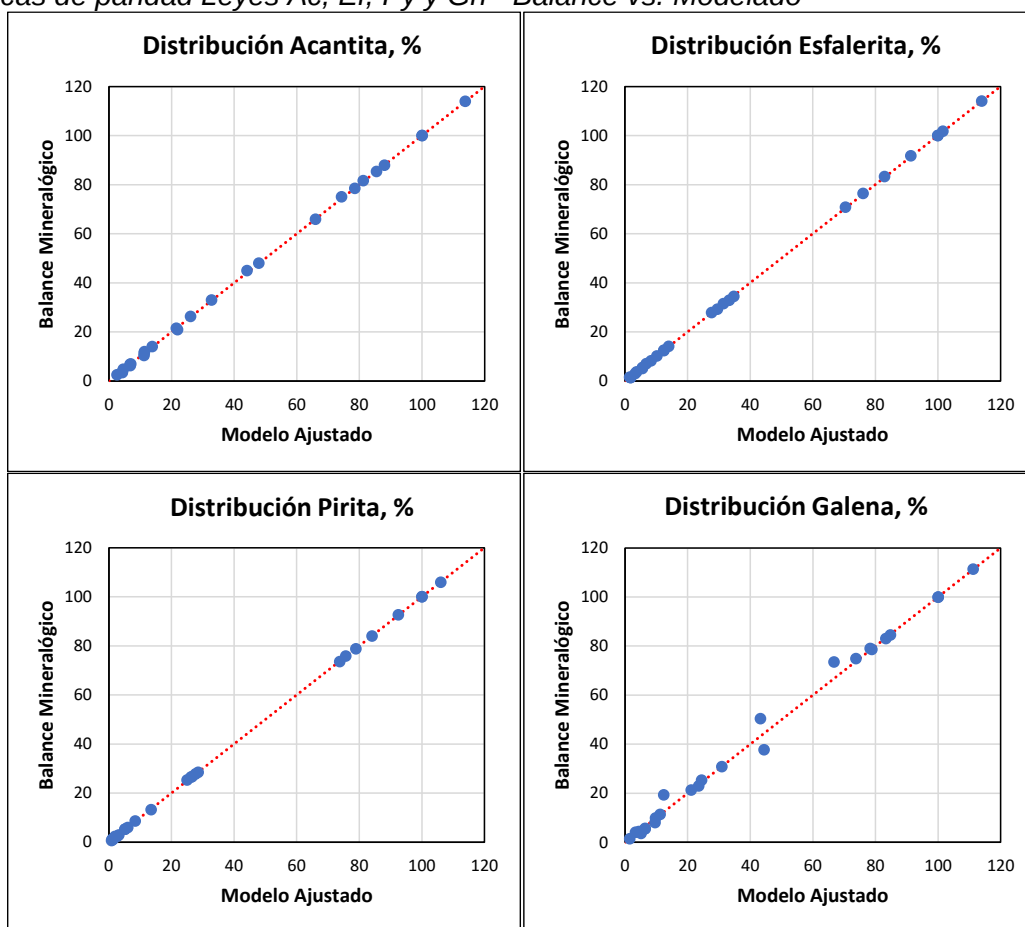
3.4.13.2 Validación de resultados. En esta sección se evalúa la consistencia y correlación de los valores obtenidos del “modelo” base desarrollado, respecto a los valores

“experimentales” obtenidos del balance mineralógico desarrollado en la sección 3.4.11 para evaluar la calidad del ajuste de parámetros.

Las siguientes graficas de paridad fueron construidas para mostrar la comparación de los resultados de distribución de especies en las diferentes corrientes del circuito, obtenidos de la simulación del Caso Base (modelo) versus valores de distribución del balance mineralógico.

Figura 145

Gráficas de paridad Leyes Ac, Ef, Py y Gn - Balance vs. Modelado



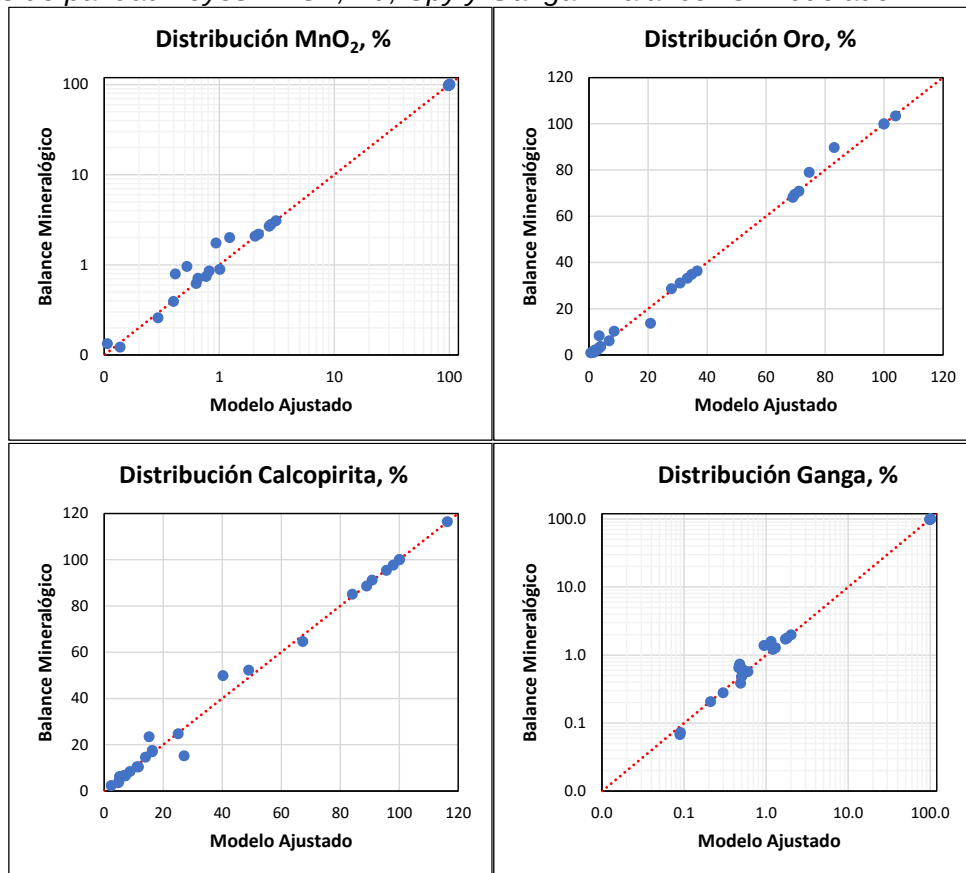
Fuente: Elaboración propia.

Para las principales especies, el modelo refleja coherentemente el comportamiento del circuito con los parámetros obtenidos en la etapa de ajuste. Se indican resultados consistentes.

Para las demás especies, el modelo refleja resultados consistentes con lo determinado en el balance mineralógico, sin embargo, presenta algunos puntos en los que el nivel de incertidumbre es ligeramente mayor que en el de las principales especies.

Figura 146

Gráficas de paridad Leyes MnO_2 , Au, Cpy y Ganga - Balance vs. Modelado

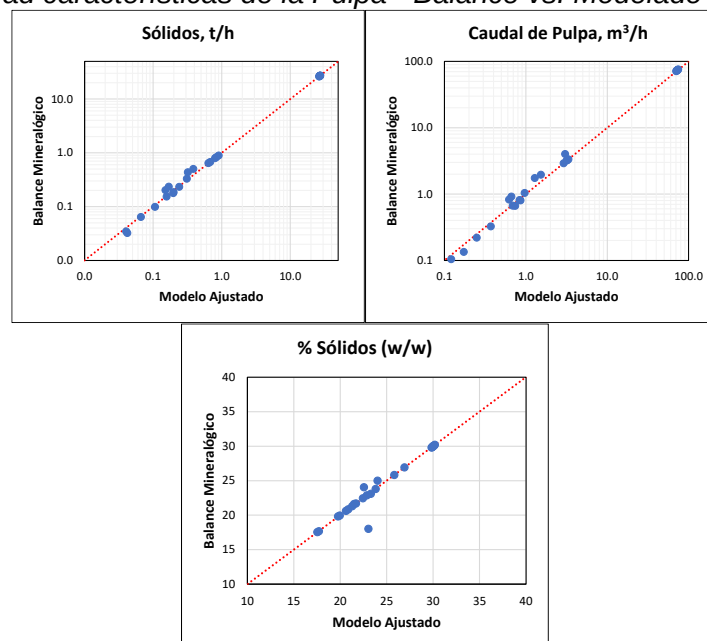


Fuente: Elaboración propia.

Para condiciones de flujo y nivel de dilución, se evidencia buen nivel de correlación.

Figura 147

Gráficas de paridad características de la Pulpa - Balance vs. Modelado



Fuente: Elaboración propia.

3.4.14 Escenario de simulación para ampliación a 1,200 t/d

3.4.14.1 Introducción – Consideraciones en la capacidad procesamiento. El tiempo de exposición o residencia de la pulpa en el circuito de flotación de planta depende de factores como:

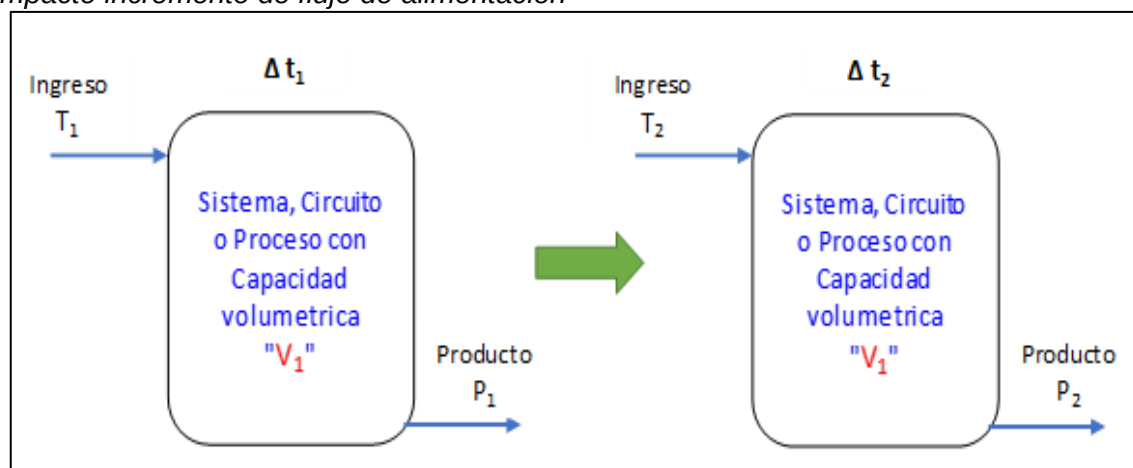
- Flujo pulpa que recibe la celda m³/h
- Capacidad del equipo (celda flotación) instalado
- Porcentaje de aireación, generalmente medido (Gas Hold-Up)
- Efectividad de celda y descuento volumétrico de los mecanismos de agitación

Si mantenemos la capacidad volumétrica del sistema e incrementamos el flujo de ingreso, el tiempo de residencia será menor. Es decir:

$$\text{si, } T_1 < T_2, \text{ entonces } \Delta t_2 < \Delta t_1$$

Figura 148

Impacto incremento de flujo de alimentación



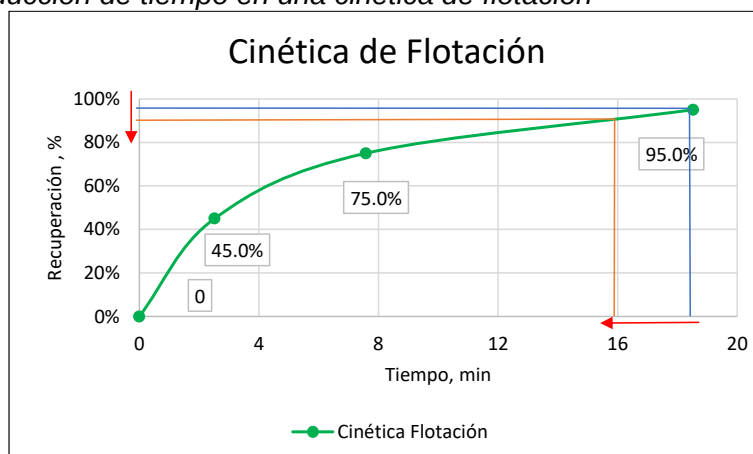
Fuente: Elaboración propia.

A partir de la curva de cinética de flotación en planta, en el eje de las abscisas observamos el tiempo necesario para poder alcanzar una óptima recuperación del metal de interés.

Por lo que, si este tiempo disminuye por un incremento del caudal de flujo de ingreso a la celda, la recuperación de este elemento se verá afectada al contar con un tiempo de exposición menor al inicial, el cual aseguraba rangos de recuperación óptima. Esto se observa en la siguiente figura.

Figura 149

Efecto de la reducción de tiempo en una cinética de flotación



Fuente: Elaboración propia.

Entonces, la alternativa ante un incremento de flujo (ampliación de capacidad de tratamiento) es proponer equipos que permitan asegurar el tiempo de residencia inicial de operación y en consecuencia mantener la recuperación de los elementos de interés dentro de rangos óptimos.

Esto mediante el escalamiento de la cinética de flotación para la nueva capacidad de tratamiento. Para ello se utilizan pruebas de cinética de flotación a nivel de laboratorio y un factor de escalamiento establecido.

Para la estimación de la cinética de flotación de planta, a través de los tiempos de residencia por etapas, se utilizan las dimensiones de los equipos de flotación instalados.

3.4.14.2 Simulación N°1: Ampliación a 1,200 t/d. En el desarrollo de esta sección se muestra el detalle de la propuesta de equipos y configuración del circuito con el objetivo de enfrentar el incremento en la capacidad de tratamiento del circuito de flotación de la unidad en análisis.

Esta propuesta fue establecida contemplando aspectos de rendimiento (tiempos de residencia, recuperación por etapas, enriquecimiento, etc.) y buscando mantener un óptimo desempeño metalúrgico de los equipos que conformarán el nuevo circuito.

Los equipos propuestos (volumen disponible) deberán mantener el tiempo de residencia por etapas en el incremento de tonelaje. Se sugirió la siguiente configuración:

Tabla 79

Análisis comparativo de propuesta de equipos – Alternativa 1,200 t/d

Base (2018) - 650 t/d						Propuesto - 1,200 t/d				
ETAPA	Equipos	N° Celdas	Vol. Celda nominal, m³	Vol. Total efectivo, m³	Vol. Total disponible, m³	Equipos	N° Celdas	Vol. Celda nominal, m³	Vol. Total efectivo, m³	Vol. Total disponible, m³
Rougher					19.5					
Rougher N°1	DR-300	1	8.50	7.65	6.50	DR-300	3	8.50	22.9	19.5
Rougher N°2	DR-300	1	8.50	7.65	6.50	DR-300	2	8.50	15.3	13.0
Rougher N°3	DR-300	1	8.50	7.65	6.50					
Scavenger					19.5					
Scaveng. N°1	DR-300	1	8.50	7.65	6.50	DR-100	4	2.83	10.2	8.36
Scaveng. N°2	DR-300	1	8.50	7.65	6.50	DR-50	4	1.42	5.10	4.18
Scaveng. N°3	DR-300	1	8.50	7.65	6.50	DR-300	3	8.50	22.9	18.8
Cleaner					8.36					
Cleaner N°1	Sub A-100	2	2.83	5.10	4.18	Sub A-100	3	2.83	7.65	6.27
Cleaner N°2	Sub A-100	2	2.83	5.10	4.18	Sub A-100	2	2.83	5.10	4.18
Cleaner N°3	-	-	-	-	-	Sub A-100	1	2.83	2.55	2.09

Fuente: Elaboración propia.

En la sección Cleaner se sugirió la implementación de un banco de tres celdas del tipo Sub A-100 para asignar un volumen disponible que sea proporcional al incremento de tonelaje proyectado.



Comentarios:

- La recuperación de plata y plomo se encuentra en el rango de 75% a 77%.
- La calidad de plata en el concentrado es de 4,153 g/t.
- El mass pull del circuito es de 2.6%.

Se muestran también los resultados del balance de materiales de la simulación al nuevo tonelaje de tratamiento (1,200 t/d) realizados bajo la plataforma Limn®. Se utilizó como data input los parámetros de flotación del modelo de Kelsall determinados para cada especie mineralógica en la etapa de modelamiento, además de las mismas características mineralógicas del flujo de alimentación determinadas en la campaña de muestreo 2018 (leyes, P80, composición de especies). Los resultados se muestran en las tablas 80, 81, 82.

Tabla 80

Balance por elementos metálicos – Alternativa 1,200 t/d

Stream	Element Assay						Au ppm
	Ag ppm	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Mn (%)	
01_Cabeza Flotación	140	0.23	0.30	0.030	1.25	0.50	0.13
02_Prod Acond.	140	0.23	0.30	0.030	1.25	0.50	0.13
03_Alim Ro1	205	0.35	0.46	0.042	1.74	0.50	0.20
04_Con Ro1	4,866	8.2	3.89	1.29	17.2	0.38	2.79
05_Rlv Ro1	123	0.22	0.40	0.020	1.46	0.50	0.15
06_Con Ro2	2,139	3.78	3.60	0.57	13.6	0.41	1.83
07_Rlv Ro2	92	0.16	0.35	0.012	1.28	0.50	0.13
08_Con Scv01	1,526	2.71	3.31	0.32	11.6	0.42	1.42
09_Rlv Scv01	67.0	0.12	0.30	0.006	1.10	0.50	0.11
10_Con Scv02	1,113	1.97	2.95	0.18	10.1	0.44	1.16
11_Rlv Scv02	48.3	0.084	0.25	0.003	0.94	0.50	0.087
12_Con Scv03	665	1.16	2.39	0.08	7.32	0.42	0.75
14_Alim Cln1	2,987	5.92	3.50	0.79	12.1	0.41	2.52
15_Con Cln1	3,138	6.23	3.58	0.83	13.0	0.41	2.62
16_Rlv Cln1	1,999	3.90	3.00	0.53	6.78	0.40	1.83
17_Alim Cln2	2,984	6.24	3.59	0.81	12.5	0.41	2.66
18_Con Cln2	3,417	6.6	3.82	0.94	15.2	0.40	2.63
19_Rlv Cln2	2,280	5.66	3.22	0.59	8.24	0.43	2.71
20_Conc Cln3	4,153	6.9	4.01	1.11	18.5	0.39	2.52
21_Rlv Cln3	2,619	6.28	3.62	0.76	11.5	0.41	2.75
25_Con Scv	1,068	1.88	2.85	0.18	9.5	0.43	1.08
26_Retorno	1,189	2.15	2.86	0.23	9.1	0.43	1.18
13_Rlv Scv03	34.3	0.059	0.20	0.002	0.80	0.50	0.072
22_Conc. Final	4,153	6.90	4.01	1.11	18.5	0.39	2.52

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 81*Distribución de elementos metálicos por corriente – Alternativa 1,200 t/d*

Stream	Element Recovery (%)						
	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	Mn	Au
01_Cabeza Flotación	100	100	100	100.0	100	100	100
02_Prod Acond.	100	100	100	100.0	100	100	100
03.Alim Ro1	156	160	163	150	148	106	158
04.Con Ro1	64.3	64.3	24.0	79.8	25.5	1.42	38.2
05.Rlv Ro1	91.8	96.0	139	70.3	123	104	119
06.Con Ro2	24.0	25.3	18.8	29.8	17.1	1.28	21.3
07.Rlv Ro2	67.8	70.8	120	40.4	106	103	98
08.Con Scv01	19.2	20.3	19.4	18.9	16.4	1.50	18.5
09.Rlv Scv01	48.5	50.4	101	21.5	89.3	101	79.6
10.Con Scv02	14.2	15.0	17.5	10.4	14.4	1.58	15.3
11.Rlv Scv02	34.4	35.5	83.3	11.1	74.9	99.9	64.3
12.Con Scv03	10.47	10.83	17.6	5.65	12.9	1.86	12.2
14.Alim Cln1	138	163	75.4	169	62.7	5.31	120.3
15.Con Cln1	126	148	66.9	154	58.0	4.62	108.8
16.Rlv Cln1	12.2	14.2	8.55	15.0	4.64	0.69	11.6
17.Alim Cln2	170	212	95.4	214	79.9	6.56	157.0
18.Con Cln2	120	139	62.9	155	59.9	3.95	96.1
19.Rlv Cln2	49.4	73.0	32.5	59.6	20.0	2.62	60.8
20.Conc Cln3	76.1	75.4	34.3	94.6	38.0	2.00	47.9
21.Rlv Cln3	44.3	63.3	28.6	60.3	21.9	1.94	48.2
25_Con Scv	43.9	46.1	54.5	35.0	43.7	4.94	46.1
26_Retorno	56.1	60.3	63.1	50.0	48.3	5.63	57.7
13.Rlv Scv03	23.9	24.6	65.7	5.4	62.0	98.0	52.1
22.Conc. Final	76.1	75.4	34.3	94.6	38.0	2.00	47.9

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 82*Balance total de materiales y flujo de pulpa – Alternativa 1,200 t/d*

Total Stream Data							
Stream	Solids (tph)	% Solids	Pulp SG	Pulp Volume (m3/h)	Solids Recovery (%)	Water Recovery (%)	Water (tph)
01_Cabeza Flotación	54.0	30.0	1.23	146	100	100	126
02_Prod Acond.	54.0	30.0	1.23	146	100	100	126
03_Alim Ro1	57.6	29.5	1.23	159	107	109	138
04_Con Ro1	1.00	25.8	1.23	3.15	1.85	2.28	2.87
05_Rlv Ro1	56.6	29.6	1.23	156	105	107	135
06_Con Ro2	0.85	23.8	1.20	2.98	1.57	2.16	2.72
07_Rlv Ro2	55.7	29.7	1.23	153	103	105	132
08_Con Scv01	0.95	22.4	1.18	3.59	1.76	2.61	3.29
09_Rlv Scv01	54.8	29.8	1.23	149	101	102	129
10_Con Scv02	0.96	21.7	1.17	3.79	1.78	2.76	3.48
11_Rlv Scv02	53.8	30.0	1.23	145	99.6	99.5	125
12_Con Scv03	1.19	20.8	1.16	4.92	2.20	3.59	4.52
14_Alim Cln1	3.49	25.9	1.22	11.05	6.46	7.93	9.99
15_Con Cln1	3.02	24.0	1.20	10.48	5.60	7.60	9.58
16_Rlv Cln1	0.46	52.7	1.54	0.57	0.86	0.33	0.41
17_Alim Cln2	4.30	21.6	1.18	17.0	7.97	12.43	15.7
18_Con Cln2	2.66	19.0	1.16	12.13	4.93	9.01	11.36
19_Rlv Cln2	1.64	27.6	1.23	4.83	3.03	3.41	4.30
20_Conc Cln3	1.39	16.0	1.13	7.66	2.57	5.77	7.27
21_Rlv Cln3	1.28	23.8	1.20	4.48	2.37	3.24	4.08
25_Con Scv	3.11	21.6	1.17	12.31	5.75	8.96	11.29
26_Retorno	3.57	23.4	1.19	12.88	6.61	9.29	11.70
13_Rlv Scv03	52.6	30.3	1.24	140	97.4	95.9	121
22_Conc. Final	1.39	16.0	1.13	7.66	2.57	5.77	7.27

Fuente: Elaboración propia.

3.4.14.3 Especificaciones de equipos para ampliación. En la siguiente tabla se muestra el caudal de pulpa promedio a procesar por cada banco que compone las secciones del circuito de flotación, además se muestran el modelo y las características volumétricas de los nuevos equipos propuestos para el tonelaje de 1,200 t/d.

De acuerdo con el plan de minado y el *Live of Mine* es conocido que los próximos periodos de producción (desde el 2018 en adelante) no existe mineral con un contenido económicamente importante de zinc. Por lo que las celdas que conformaban el circuito de zinc y que provisionalmente eran utilizadas para recuperar óxidos sulfurizados mediante NaSH, quedan a disposición para formar parte del nuevo circuito de flotación de sulfuros de Plomo y Plata.

Tabla 83

Data equipos propuestos 1,200 t/d – Circuito flotación sulfuros

ETAPA	Equipos	Flujo de pulpa, m ³ /h	Cantidad	Volumen nominal, m ³ /Celda	Volumen Nominal Total, m ³
Rougher					
Rougher N°1	DR-300	157	3	8.50	25.5
Rougher N°2	DR-300	154	2	8.50	17.0
Scavenger					
Scavenger N°1	DR-100	151	4	2.83	11.3
Scavenger N°2	DR-50	147	4	1.42	5.66
Scavenger N°3	DR-300	143	3	8.50	25.5
Cleaner					
Cleaner N°1	Sub A-100	10.8	3	2.83	8.50
Cleaner N°2	Sub A-100	17.0	2	2.83	5.66
Cleaner N°3	Sub A-100	12.1	1	2.83	2.83

Fuente: Elaboración propia.

Entonces las sugerencias de equipos para mantener la estabilidad, tiempo de residencia y recuperación de los elementos de interés, estuvo enfocada en poder utilizar algunos de los bancos de celdas disponibles en el circuito que procesó zinc en un periodo previo de producción.

Los equipos sugeridos, de acuerdo con su volumen nominal, fueron determinados en función a estos criterios de disponibilidad, disposición espacial y aspectos metalúrgicos.

3.4.14.4 Tiempo de residencia bajo nueva configuración de celdas. Mediante el uso del volumen disponible (después de descuentos operativos) de las celdas mencionadas en la sección anterior por cada subetapa del circuito de flotación y además

considerando el nuevo caudal de pulpa determinado en la simulación para el nuevo tonelaje (1,200 t/d) se estima el tiempo de residencia sección por sección.

Tabla 84

Tiempo de residencia circuito sulfuros – Propuesta ampliación 1,200 t/d

ETAPA	EQUIPOS	Flujo pulpa, m ³ /h	N.º Celdas	Volumen nominal, m ³ /celda	% Vol. Comp. Mecánicos	Flujo de aire, %	Volumen Disponible, m ³ /celda	Volumen Disponible Total, m ³	Tiempo de Residencia, min
Rougher									
Rougher N°1	DR-300	157	3	8.50	10	15	6.50	19.50	7.44
Rougher N°2	DR-300	154	2	8.50	10	15	6.50	13.00	5.06
								Sub total	12.5
Scavenger									
Scavenger N°1	DR-100	151	4	2.83	10	18	2.09	8.36	3.32
Scavenger N°2	DR-50	147	4	1.42	10	18	1.04	4.18	1.70
Scavenger N°3	DR-300	143	3	8.50	10	15	6.50	19.5	8.19
								Sub total	13.2
Cleaner									
Cleaner N°1	Sub A-100	10.8	3	2.83	10	18	2.09	6.27	34.9
Cleaner N°2	Sub A-100	17.0	2	2.83	10	18	2.09	4.18	14.8
Cleaner N°3	Sub A-100	12.1	1	2.83	10	18	2.09	2.09	10.3
								Sub total	60.1

Fuente: Elaboración propia.

El tiempo de residencia obtenido para las secciones de flotación en el incremento de capacidad de tratamiento guarda consistencia con los tiempos del caso base y asegura una adecuada exposición para la eficacia de las colisiones partícula-burbuja y su posterior ascenso.

3.4.14.5 Rendimiento y cinética de flotación planta (1,200 t/d). En el proceso de flotación es fundamental evaluar el rendimiento por secciones para asegurar que los resultados obtenidos de la simulación posean coherencia y consistencia tanto matemática como metalúrgica. Para ello, Mass Pull, recuperaciones y ratios de enriquecimiento de los principales elementos metálicos de interés fueron evaluados en la siguiente tabla:

Tabla 85

Rendimiento proyectado para flotación – Propuesta 1,200 t/d

Celda	Stream Input	Stream Output	Sólidos		Recuperación		Ratio Enriquecimiento	
	Descripción	Descripción	Mass Pull, %	Ratio Conc.	Ag	Pb	Ag	Pb
Rougher N°1	03_Alim Ro1	05_Rlv Ro1	1.74%	57.6	41.2%	40.1%	23.7	23.1
	01_Cab. Flotación	04_Con Ro1						
	26_Retorno							
Rougher N°2	05_Rlv Ro1	07_Rlv Ro2	1.50%	66.7	26.2%	26.3%	17.4	17.5
		06_Con Ro2						
Scavenger N°1	07_Rlv Ro2	09_Rlv Scv01	1.71%	58.6	28.4%	28.7%	16.6	16.8
		08_Con Scv01						
Scavenger N°2	09_Rlv Scv01	11_Rlv Scv02	1.76%	56.8	29.2%	29.7%	16.6	16.9
		10_Con Scv02						
Scavenger N°3	11_Rlv Scv02	13_Rlv Scv03	2.21%	45.2	30.5%	30.5%	13.8	13.8
		12_Con Scv03						
Cleaner N°1	14_Alim Cln1	16_Rlv Cln1	86.7%	1.15	91.1%	91.3%	1.05	1.05
	04_Con Ro1	15_Con Cln1						
	06_Con Ro2							
	19_Rlv Cln2							
Cleaner N°2	17_Alim Cln2	19_Rlv Cln2	61.9%	1.62	70.9%	65.5%	1.15	1.06
	15_Con Cln1	18_Con Cln2						
	21_Rlv Cln3							
Cleaner N°3	18_Con Cln2	21_Rlv Cln3	52.0%	1.92	63.2%	54.3%	1.22	1.05
		20_Conc Cln3						
Circuito Total			2.57%	39.0	76.1%	75.4%	29.7	29.4

Fuente: Elaboración propia.

En general, se observan parámetros de rendimiento dentro de rangos y perfiles típicos para los resultados obtenidos de la simulación de incremento de capacidad.

En sección Rougher N°1, compuesto por tres celdas DR-300, se recupera el 40.1% de Plomo y 41.2% de Plata que ingresa a esta sección (considerando la recirculación), además genera un arrastre de sólidos (mass pull) de 1.74%. En la sección Rougher N°2 compuesto por dos celdas DR-300 se recupera el 26.3% de Plomo y 26.2% genera un arrastre de sólidos (mass pull) de 1.50%. Cada una de las tres secciones Scavenger

recuperan un promedio de 29.5% de los metales de interés y un mass pull de 1.8% liberando hacia el relave un 24% de la Plata total que ingresa al circuito.

En las tres secciones Cleaner se observa una disminución gradual del mass pull celda por celda, comportamiento típico de las secciones de limpieza.

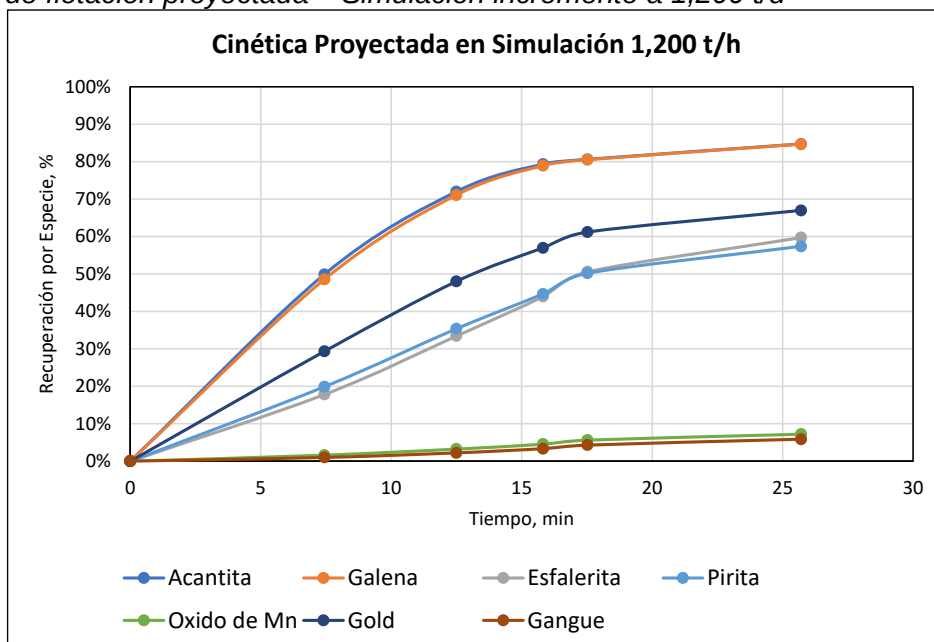
De acuerdo con las recuperaciones de la Tabla 81 y utilizando los tiempos de residencia de acuerdo con la capacidad de las celdas se logró estimar la curva de cinética de planta, los resultados fueron los siguientes:

Se estimó un tiempo de residencia de 12.5 minutos para la etapa Rougher y de 13.2 minutos para la etapa scavenger. Luego de ambos periodos se normalizó la recuperación obtenida en el concentrado final con los finos derivados a la sección Cleaner resultando 76.1% para Ag y 75.4% de recuperación Pb.

Considerar que la cinética de flotación del mineral procesado en las etapas Rougher y Scavenger es diferente a la cinética del mineral procesado en la sección Cleaner ya que esta sección trata un material más enriquecido y con una cinética diferente.

Figura 151

Cinética de flotación proyectada – Simulación incremento a 1,200 t/d



Fuente: Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Calidad de la metodología empleada para optimización

El procedimiento empleado para la optimización de la planta de beneficio analizada en este proyecto se basa en la medición, colección de muestras, interpretación de resultados y propuestas de alternativas de procesamiento mediante rutinas de simulación.

Figura 152

Mejora operacional en procesos metalúrgicos



Fuente: Elaboración propia.

La primera etapa de colección de información y extracción de muestras fue realizada alineada con los criterios recomendados por el código de contabilidad metalúrgica AMIRA P754 y la teoría de muestreo (TOC Sampling Theory). Posterior al análisis de estas mediciones y resultados de pruebas metalúrgica, se desarrolló la segunda etapa que permitió establecer el performance del proceso e identificar los cuellos de botella para la ampliación a 1,200 t/d, esto mediante la determinación de balances metalúrgicos que facilitaron el análisis de capacidad de equipos y rendimiento metalúrgico. Una vez determinados los balances metalúrgicos y de masa por secciones (data conciliada) se

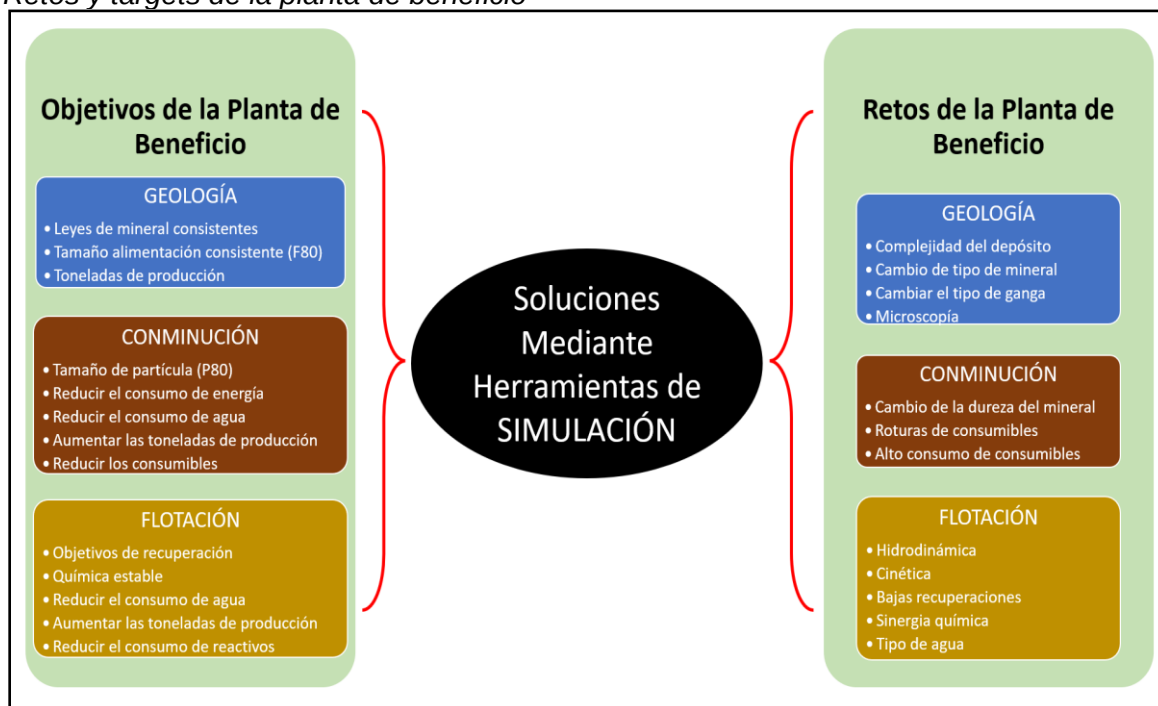
utilizaron, en una tercera fase, modelos matemáticos para representar cada uno de los procesos unitarios de trituración, molienda y flotación (AMIRA P9).

Finalmente, se desarrolló la última etapa en la que se plantean los escenarios metalúrgicamente adecuados para enfrentar de manera sostenible el incremento de tonelaje.

Esta metodología aplicada posee sólidos fundamentos académicos que se encuentra probados y validados, además es aplicada frecuentemente en la industria y se encuentra verificada y respaldada por centros de investigación de procesamiento de minerales y principales universidades de Australia y Sudáfrica. Por otro lado, los modelos matemáticos aplicados, que representan las principales operaciones unitarias de un proceso metalúrgico tienen como sustento décadas de desarrollo y optimización.

Figura 153

Retos y targets de la planta de beneficio



Fuente: Elaboración propia.

Esta metodología fue utilizada con éxito para proyectar los posibles escenarios metalúrgicos para la ampliación de capacidad de tratamiento de la planta de beneficio en análisis.

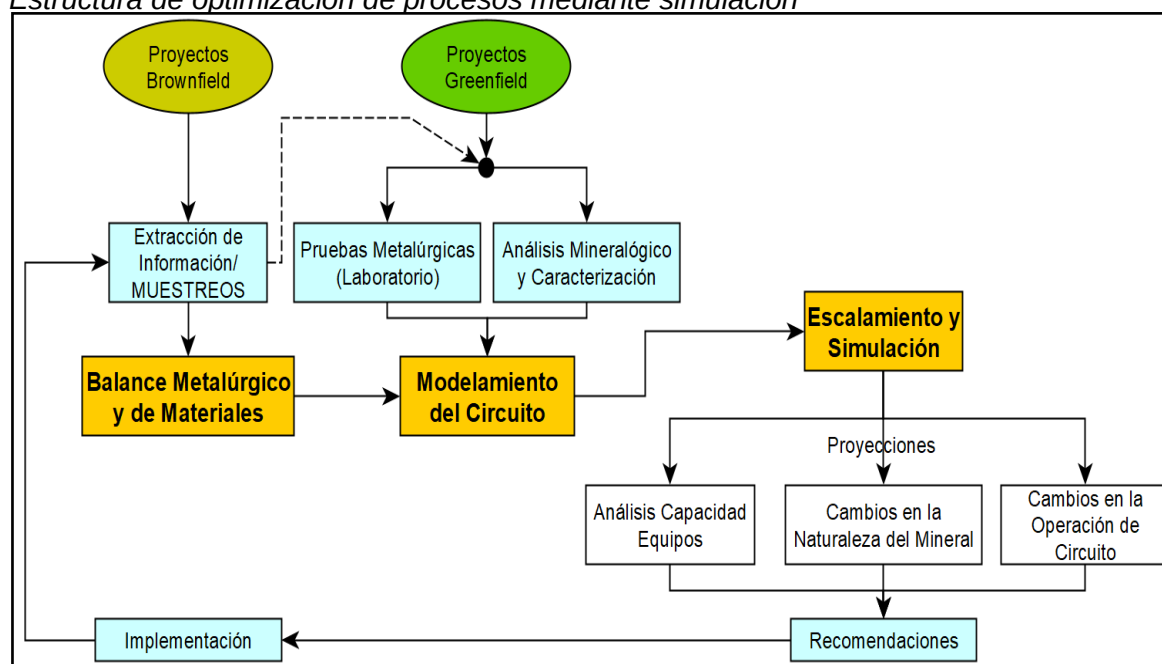
Esta labor estableció objetivos claros y generó retos asociados, que fueron alcanzados y superados con éxito mediante esta metodología que involucra el uso de herramientas de simulación desde su etapa de recolección de datos de la planta para representarla con modelos y después a partir de ello generar proyecciones precisas y consistentes.

Las herramientas de simulación utilizadas en este proyecto, tales como los softwares Bruno, JKSimMet y Limn® permiten lograr estimaciones para cada uno de los posibles escenarios de procesamiento con un tiempo de respuesta relativamente corto, esto a su vez permite realizar una cantidad suficiente de simulaciones que permiten evaluar y mantener la variabilidad del proceso y del mineral dentro de rangos aceptables reduciendo el riesgo y elevando la confiabilidad de los resultados metalúrgicos obtenidos en las proyecciones.

En resumen y a grandes rasgos, el esquema empleado para este proyecto y detallado en este documento, permite desarrollar con éxito proyectos de optimización de inversiones Brownfield y Greenfield de operaciones metalúrgicas en todas las escalas. El siguiente gráfico muestra la estructura simplificada de todo lo mencionado en esta sección:

Figura 154

Estructura de optimización de procesos mediante simulación



Fuente: Elaboración propia.

La figura anterior es un diagrama bastante simple, sin embargo, en este tipo de metodología es fundamental considerar aspectos adicionales como:

- Definir los objetivos y la información que se desea generar con el proyecto
- Elegir la extensión y detalle de diagramas de flujo
- Plantear las restricciones de las configuraciones a ser evaluadas de acuerdo con los recursos espaciales y de estructura de la planta de beneficio
- Considerar si se van a representar equipos existente o nuevos equipos
- Nivel de detalle y dificultad de modelos seleccionados por proceso operativo unitario.
- Datos necesarios por recopilar para alimentar de forma adecuada a los modelos
- Seleccionar el entorno, sistema y tipo de simulación.
- Determinar las condiciones de ingreso (alimentación) a las rutinas de simulación

La metodología propuesta es un enfoque novedoso y deja en evidencia que las recomendaciones generadas a partir de las simulaciones para incremento de tonelaje de la unidad en análisis fueron implementadas con éxito y que los resultados metalúrgicos obtenidos guardan adecuado nivel de correlación con las predicciones realizadas (confiable). Además, demuestra que el tiempo de ejecución utilizando herramientas de simulación es significativamente menor comparado con otras técnicas (eficiente).

La tabla siguiente muestra como el enfoque de la simulación de procesos puede ser una herramienta eficaz y eficiente para solucionar problemas clave del sector metalúrgico.

Tabla 86

Enfoques y beneficios como resultado de aplicación de simulación de procesos

	Greenfield	Brownfield
Contexto	Existe un diseño de una planta de conminución de mineral, pero se desea optimizar antes de realizar inversiones importantes en equipos y construcción.	Una planta de conminución posee desafíos tales como un rendimiento subóptimo y altos costos operativos. Se requiere mejorar la eficiencia del proceso y reducir costos asociados con la molienda.
Enfoque	1. Modelado del Proceso: Utilizando software se crea un modelo detallado del proceso de conminución, considerando la geología del depósito, características del mineral, especificaciones de los equipos de molienda y sus parámetros operativos. 2. Simulación de Escenarios: Se realizan simulaciones para evaluar diferentes escenarios, como variaciones en la configuración del circuito de molienda, tamaños de equipos, parámetros operativos y flujos de material. 3. Optimización Virtual: La simulación permite ajustar virtualmente los parámetros del proceso para maximizar la eficiencia metalúrgica, en simultaneo con la minimización de costos operativos. 4. Análisis de Sensibilidad: Para conocer el nivel de impacto de las variables más significativas.	
Resultados	1. Identificación de Configuración Óptima: La simulación revela la configuración óptima del circuito de molienda para maximizar la eficiencia y la recuperación, lo que puede implicar la elección de equipos específicos, ajustes en los parámetros operativos, etc 2. Optimización de la Metalurgia: La simulación permite ajustar parámetros del proceso para lograr una distribución de tamaño de partícula óptima, mejorando así la recuperación metalúrgica por liberación. 3. Estimación de Rendimiento: Se obtienen estimaciones precisas del rendimiento de la planta, incluyendo la producción de concentrados y la distribución del tamaño de partícula, antes de que se realicen inversiones en pruebas metalúrgicas o construcción. 4. Mejora en la Eficiencia Energética: Identificando y corrigiendo ineficiencias en el circuito, se logra una molienda más eficiente con un menor consumo de energía por tonelada de mineral procesado. 5. Ahorro de Costos: Al optimizar virtualmente el diseño de la planta antes de la implementación física, se evitan gastos innecesarios y se logra un diseño más eficiente, se logra reducir el consumo de energía, la planta experimenta una disminución en los costos operativos asociados con la molienda.	

Fuente: Elaboración propia.

4.2 Beneficios de la metodología: Tiempo de ejecución y nivel de precisión

Utilizar la metodología propuesta en este trabajo permite plasmar las ideas de un metalurgista sobre diferentes cambios en el proceso que van desde variabilidad del mineral, reemplazo de equipos, implementación de tecnologías hasta grandes modificaciones en la configuración del proceso. Poder plasmar todas estas ideas en la realidad y validar cuál de ellas es la que presenta un mejor impacto en la metalurgia del proceso sería casi imposible, debido a que la unidad de procesamiento no es una planta experimental piloto sino más bien su principal objetivo es generar concentrado de valor económico minimizando su tiempo de inoperatividad.

En este trabajo se presenta una metodología confiable (precisa, consistente y reproducible) y eficiente (tiempo adecuado de ejecución) para desarrollar proyectos de optimización de procesos mediante el uso de herramientas de simulación y se generan

recomendaciones que permiten mitigar todos los riesgos asociados a esta técnica e incrementar el nivel de precisión de los resultados.

4.2.1 Tiempo de ejecución reducido

La optimización mediante simulación ofrece beneficios significativos al acelerar el tiempo de ejecución. Minimiza los riesgos financieros asociados con la construcción y pilotaje. La simulación requiere una inversión en software, una adecuada calidad de datos y un nivel elevado de la precisión en los cálculos generados, pero la capacidad de realizar ajustes rápidos hace que sea una opción más eficiente y rentable en muchos casos.

Además, la metodología propuesta combina dos importantes estrategias, un programa de pruebas metalúrgicas dirigido a las muestras colectadas del proceso (estrategia empírica) y cálculos de balance, modelamiento y simulación (estrategia teórica).

Tabla 87

Tiempo de ejecución – Pilotaje versus Simulación (Ejemplificación)

Proyecto		Optimización del Circuito de Conminución y Flotación	
Opción		Implementación de Planta Piloto para Escalamiento Industrial	Simulación de Procesos Metalúrgicos
Técnica		Pruebas de Pilotaje	Muestreo, Balance, Modelamiento y Simulación
Tiempo de Ejecución	Total	7 meses	4 meses
	Etapa N°1	Cotización y Adquisición de	Campaña de Muestreo en
		Equipos (6 semanas)	Planta Industrial (3 semanas)
	Etapa N°2	Obras Civiles, Estructuras y Montaje (5 semanas)	Procesamiento Muestras
			(3 semanas)
	Etapa N°3	Instalaciones Complementarias	Balances Metalúrgicos
		(3 semanas)	(3 semanas)
	Etapa N°4	Pruebas de Caracterización para	Diagnóstico de Rendimiento
		definir Parámetros (2 semanas)	(2 semanas)
	Etapa N°5	Ejecución de Pilotaje Inicial	Modelo Matemático del Circuito
		(3 semanas)	(2 semanas)
	Etapa N°6	Campaña de Monitoreo para Ajuste de Parámetros (2 semanas)	Escenarios de Optimización del Proceso (3 semanas)
	Etapa N°7	Ejecución de Pilotaje con Parámetros Finales (3 semanas)	-
	Etapa N°8	Cálculos para Escalamiento a Nivel Industrial (3 semanas)	-

Fuente: Elaboración propia.

Entonces, aplicando la metodología de simulación de procesos, el requerimiento de una planta para optimizar sus procesos se logra cumplir con un 45% menos de tiempo respecto a un enfoque basado construcción de planta piloto.

Sin embargo, este ahorro de tiempo es solo el inicio ya que si surgen nuevas ideas por ejemplo de cambios en la configuración del circuito o la posibilidad de implementar nuevas tecnologías en el proceso esto sería muy rápido de evaluar una vez que ya se cuenta con el modelo matemático que representa al proceso. Reemplazar zarandas por ciclones o celdas convencionales por celdas de flotación de gruesos sería una tarea accesible de realizar.

Además, de acuerdo con experiencias de desarrollo en proyectos de optimización, los ratios de costo respecto a las principales actividades desde los dos enfoques mencionados, fueron determinados para realizar un análisis comparativo económico a modo de ejemplo aplicativo. Dando como resultado que la simulación de Procesos genera 60% menos costo que técnicas de pilotaje.

Tabla 88

Comparativa de costos asociados por metodología - Pilotaje versus Simulación (Ejemplificación)

Proyecto		Optimización del Circuito de Conminución y Flotación								
Opción	Implementación de Planta Piloto para Escalamiento Industrial					Simulación de Procesos Metalúrgicos				
Técnica	Pruebas de Pilotaje					Muestreo, Balance, Modelamiento y Simulación				
Costo Estimado	Actividad	Costo Unitario		Cantidad	SubTotal	Actividad	Costo Unitario		Cantidad	SubTotal
		Valor	Unidad				Valor	Unidad		
	Adquisición de Equipos	1,800.0	USD/(t/d)	45	81,000.0	Equipos de Muestreo Certificados	1,250.0	USD/Set	4	5,000.0
	Obras Civiles y Montaje	1,000.0	USD/(t/d)	45	45,000.0	Materiales para Campaña de Muestreo	300.0	USD/Circuito	2	600.0
	Conexiones Auxiliares	650.0	USD/(t/d)	45	29,250.0	Pruebas Metalúrgicas Análisis de Rendimiento	220.0	USD/Muestra	60	13,200.0
	Consumibles (reactivos, aceros, energía, etc.)	5,000.0	USD/mes	2	10,000.0	Licencia de Softwares	7,500.0	USD/Licencia	2	15,000.0
	Pruebas Metalúrgicas de Caracterización	3,000.0	USD/Dominio	4	12,000.0	Ingenieros Balance y Evaluación de Circuito	140.0	USD/h	100	14,000.0
	Pruebas Metalúrgicas Monitoreo de Rendim.	220.0	USD/Muestra	30	6,600.0	Ingenieros Modelamiento y Simulación Escenarios	180.0	USD/h	90	16,200.0
	Ingenieros para Escalamiento Industrial	120.0	USD/h	60	7,200.0	-	-	-	-	-
	-	-		Total	191,050.0	-	-		Total	64,000.0

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2 Adecuado nivel de precisión

El nivel de precisión en el uso de herramientas de simulación es uno de los principales aspectos o Tabú por el cual los metalurgistas no depositan confianza en esta técnica. Sin embargo, hay que entender que la precisión de los resultados no solo está comprometida con los softwares que se utilizan, sino que también a las técnicas estandarizadas en etapas previas como el muestreo, balance y modelamiento. Este trabajo de tesis busca mostrar cuales son los aspectos que deben atenderse en cada una de estas etapas para minimizar los riesgos y a la vez incrementar al máximo el nivel de precisión de los resultados.

Tabla 89

Herramientas para maximizar el nivel de precisión de resultados de simulación

Aspectos mitigantes de riesgos en cada etapa de la metodología	
Campañas de Extracción de Muestras	Estabilidad del proceso.
	Adecuado Diseño y Operación de muestreadores (automático o manual).
	Masa mínima requerida por error fundamental.
	Conocimiento de 8 tipos de error.
	Técnicas de repetitividad y reproducibilidad.
Controles en Laboratorio	Cadena de Custodia, adecuado manejo y preparación de muestras.
	Conocimiento en propagación de varianzas.
	Uso de nomogramas de muestreo.
	Técnicas de Control de Calidad.
	Técnicas de Aseguramiento de Calidad.
Análisis de información (Técnicas para discriminación de Información)	Estadística Descriptiva e Inferencial.
	Análisis de tendencia temporal y Sesgos (Periodicidad).
	Consistencia (Nodos) y Coherencia (Matemática y Metalúrgica).
	Redundancia de Datos.
	Determinación de incertidumbre en las mediciones.
Balance Metalúrgico y de Materiales	Conocimiento en técnicas estandarizadas de balance como la "Minimización de suma de cuadrados de errores ponderados".
	Conocimiento de la naturaleza matemática y estructura de los modelos (Parámetros y variables).
	Conocimiento de la naturaleza metalúrgica de los modelos (Nivel de representación de la realidad del equipo y su origen).
	Conocimiento de las limitaciones y aplicación del modelo.
	Conocimiento de Softwares que facilitan el ajuste de parámetros de los modelos y las técnicas que utilizan.

Fuente: Elaboración propia.

El Informe de fecha 13 de noviembre de 2020, que llevaba por título "Informe Técnico Independiente de la Mina Cusi, Estado de Chihuahua, México" fue preparado para Sierra Metals por SRK Consulting (Canada) Inc. Evidencia que la planta procesó hasta 1,100 t/d en 2019 bajo la configuración propuesta en el estudio del tesista.

Para el período de 2019 a agosto de 2020, procesó un total de 402,556 t de material mineralizado, lo que representa un promedio de 23,680 toneladas por mes. Sin embargo, es importante considerar que esta cantidad es artificialmente baja ya que la planta no funcionó durante abril, mayo y junio de 2020 debido al Covid-19.

Tabla 90

Datos de producción mensual de la unidad (Sierra Metals 2020)

Period	Mineralized Material	Mill Head Grade				Production			
		Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Rec Au	Rec Ag	Rec Pb	Mass Pull
2019-Jan	22,306	0.16	119.61	0.32	0.34	39.2	80.1	76.8	3.24%
2019-Feb	23,026	0.16	112.38	0.35	0.38	40.7	80.2	76.3	3.76%
2019-Mar	26,017	0.14	86.68	0.23	0.24	32.7	78.1	71.8	3.22%
2019-Apr	25,108	0.15	131.62	0.12	0.12	34.0	76.6	71.1	4.13%
2019-May	29,467	0.14	144.18	0.11	0.13	13.4	64.4	59.8	3.26%
2019-Jun	27,542	0.16	159.39	0.13	0.16	62.5	80.6	83.1	2.39%
2019-Jul	21,288	0.16	153.58	0.14	0.14	52.0	78.1	65.2	2.21%
2019-Aug	20,247	0.15	153.78	0.15	0.18	39.2	93.2	85.0	3.19%
2019-Sep	28,871	0.14	123.98	0.13	0.15	29.3	83.1	83.4	2.53%
2019-Oct	22,453	0.12	81.81	0.11	0.14	29.4	71.9	64.2	1.42%
2019-Nov	21,668	0.14	163.69	0.16	0.19	27.6	82.2	68.5	1.87%
2019-Dec	17,244	0.16	116.66	0.48	0.40	28.1	82.9	79.2	3.00%
2020-Jan	25,294	0.20	125.99	0.50	0.49	53.1	83.5	88.0	2.97%
2020-Feb	25,406	0.17	122.52	0.25	0.33	42.2	74.9	81.6	2.74%
2020-Mar	27,211	0.17	114.6	0.23	0.28	43.4	82.2	79.0	2.85%
2020-Apr	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2020-May	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2020-Jun	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2020-Jul	5,310	0.17	208.15	0.24	0.22	42.5	81.8	77.7	2.52%
2020-Aug	34,099	0.16	166.88	0.23	0.27	40.0	80.3	76.9	3.02%
Totals	402,556	0.16	131.72	0.22	0.24	36.8	77.3	74.0	2.94%

Fuente: Sierra Metals, 2020

En el mismo reporte se muestra la evolución anual de procesamiento y producción que vino desarrollando la planta de beneficio de concentrado Ag/Pb durante los últimos años, dejando en evidencia, además, el corto periodo de tiempo en el que se dispuso de minera de Zn. También se observa el incremento en la capacidad de procesamiento comparando la producción del 2018 versus la del 2019, sin embargo, esta se vio afectada por parada de planta Covid-19.

Tabla 91*Datos de producción anual de la unidad (Sierra Metals 2020)*

	2014*	2015*	2016*	2017*	2018	2019	2020**
Tonnage (tonnes)	155,268	202,033	186,898	88,011	186,889	285,236	117,320
Head Grades							
Ag (g/t)	166.69	175.88	171.78	170.16	140.17	129.06	138.20
Pb	0.78%	0.78%	1.21%	1.10%	0.39%	0.19%	0.29%
Zn	0.80%	0.71%	1.16%	1.11%	0.43%	0.21%	0.33%
Au (g/t)	0.42	0.22	0.26	0.25	0.16	0.15	0.18
Metallurgical Recoveries							
Ag/Pb Concentrate							
Ag recovery	76%	76%	70%	70%	83%	79%	90%***
Pb recovery	79%	79%	82%	81%	80%	75%	92%***
Pb grade in concentrate %	28%	23%	34%	29%	9%	5%	9%***
Au recovery	62%	57%	62%	58%	39%	36%	50%***
Zn concentrate^							
Ag recovery	N/A	N/A	2%	2%	0.1%	N/A	N/A
Zn recovery	N/A	N/A	38%	43%	4%	N/A	N/A
Zn grade in concentrate %	N/A	N/A	53%	51%	45%	N/A	N/A
Metal Production (combined in concentrates)							
Ag (oz)	629,967	873,495	726,605	338,681	699,007	936,071	466,892
Zn (t)	N/A	N/A	818	417	32	N/A	N/A
Pb (t)	962	1,246	1,864	784	582	411	316
Au (oz)	1,289	831	954	419	372	493	331

Fuente: Sierra Metals, 2020

^Zn concentrate details not reported in 2014 to 2015 as the Zn recovery circuit was being commissioned, and no concentrate was produced in 2019 and in the period of January to August 2020

* Significant improvements were made to the Mal Paso plant in 2018 and therefore plant performance pre-2018 and post-2018 are significantly different

** January to August 31, 2020

*** During the months of April, May and June, no mineral was received at the Mal Paso plant due to a stoppage caused by Covid-19, but the mineral within the circuit was treated, which generated an increase in fines which positively impacts via an increase in the recovery of metals

La precisión en las predicciones de recuperación de Ag y Pb es menos de 2%, la producción se predijo con una diferencia menor al 15% y las leyes en el concentrado con una diferencia entre 15% y 20%. Si consideramos todos los aspectos y recursos

involucrados en estas predicciones (muestreo, balance y modelamiento) y además la gran variabilidad propia del mineral y parámetros operativos (dosificación de reactivos, condiciones de conminución y clasificación, etc.) se reafirma el adecuado nivel de precisión y exactitud de la metodología planteada. Esta metodología es un gran beneficio y una importante contribución demostrando que el uso de herramientas de simulación es una técnica confiable, precisa y eficaz.

En el circuito de trituración, se logró identificar que para procesar 102 t/h reales (1,325 t/d nominales con una operación máxima proyectada de 13h), la trituradora primaria 20' x 36' puede seguir siendo utilizada sin alcanzar valores de sobrecarga o saturación volumétrica y manteniendo radio de reducción dentro de valores adecuados para la operación. La trituradora secundaria Symons que originalmente se encontraba en Stand By debe pasar a trabajar en paralelo con la trituradora cónica Metso HP-300 alcanzando cargas de 75% y radios de reducción cercanos a dos. La criba 6' x 20' que originalmente operaba en circuito cerrado con la trituradora secundaria, deberá operar para la ampliación, en paralelo con la criba Trio 5' x 14' con eficiencias de 74% entregando a molienda un producto con P80 de 6 mm.

En molienda, para lograr procesar 55 t/h reales (1,200 t/d nominales con una disponibilidad operativa de 91%), se estimó necesario adicionar una tercera línea de producción mediante la instalación de un molino de bolas de 8' x 14' con un motor de 500HP en circuito cerrado con dos ciclones D-20. Este molino operará con una carga circulante de 390% y tamaño máximo de bolas de 3" de diámetro. El circuito (3 líneas) genera un producto con 175 μ m y con 23% de sólidos en peso hacia la sección de flotación.

En flotación, para mantener la estabilidad y asegurar tiempos de residencia, se sugirió implementar un banco adicional de dos celdas DR-300 en la sección Rougher, en Scavenger un banco adicional de cuatro celdas DR-100 y cuatro celdas DR-50. En Cleaner un banco de tres celdas del tipo Sub A-100. Estas sugerencias se realizaron en función a la disponibilidad de equipos de la planta (sección zinc/óxidos) con el objetivo de no

incrementar de sobre manera el Capex y asignar un volumen disponible que sea proporcional al incremento de tonelaje.

Para definir las leyes de cabeza a ser utilizadas en las proyecciones de flotación fueron considerados dos aspectos, la estadística del último semestre del 2018 y también plan de minado para los periodos comprendidos entre los años 2019-2020, dando como resultado:

Tabla 92

Leyes de Cabeza utilizadas en las proyecciones a 1,200 t/d

Elemento	Unidad	Valor
Ag	g/t	140
Pb	%	0.24
Zn	%	0.30
Cu	%	0.03
Fe	%	1.25
Mn	%	0.50
Au	g/t	0.14

Fuente: Elaboración propia

Recuperación de Ag y Pb en el concentrado se encuentra en el rango de 75% a 77%, la ley de Ag en el concentrado se proyecta en 4,153 g/t. El circuito, tiene un mass pull de 2.6% y ratios de enriquecimiento en promedio de 29.5 para los metales de interés. Además, proporciona a la pulpa un tiempo de residencia (desbaste y barrido) de aproximadamente 26 minutos.

Tabla 93

Comparación entre data publicada por la unidad en 2020 y proyección de simulaciones

Parámetro		Unidad	Promedio Ponderado Mensual	Proyectado por Sims	Diferencia, %
Recuperación	Ag	%	77.3	76.1	1.53%
	Pb	%	74.0	75.4	1.85%
Mass Pull		%	2.94	2.57	12.6%
Ley en Concentrado	Au	g/t	2.12	2.52	18.8%
	Ag	g/t	3,599	4,153	15.4%
	Pb	%	5.81	6.90	18.8%

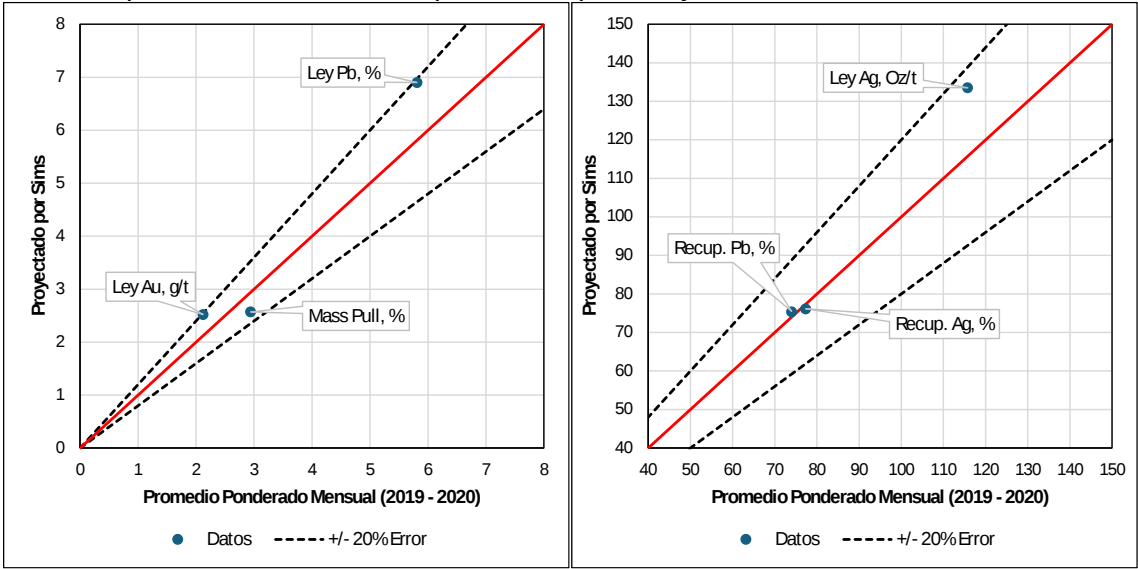
Fuente: Elaboración propia

En cuanto a parámetros clave de producción se visualiza que lo reportado posterior a la ampliación conserva un adecuado grado de correlación con lo que se proyectó mediante las simulaciones. Diferencias de producción de concentrado y recuperación de

metales se encuentran por debajo de 15%, lo cual es un aceptable nivel de precisión que posee la metodología empleada en el estudio. Las leyes proyectadas versus las leyes reportadas, como era de esperarse, presentan un mayor nivel de incertidumbre debido a la cantidad de variables presentes en el proceso (condiciones de operación, grado de liberación, dosificación de reactivos, etc.), sin embargo, las diferencias se encuentran por debajo del 20% lo cual reafirma el adecuado nivel de precisión y exactitud de la metodología planteada.

Figura 155

Gráfica de paridad – Datos reales (2019-2020) vs Proyección de simulaciones

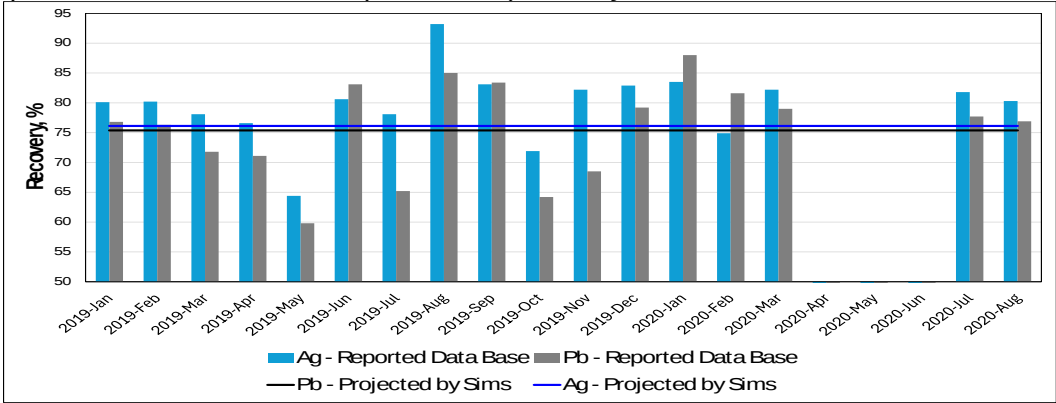


Fuente: Elaboración propia

De acuerdo con la información publicada por la unidad minera se observa un adecuado nivel de correlación frente a la recuperación de Plata y Plomo al concentrado.

Figura 156

Recuperaciones – Datos reales (2019-2020) vs Proyección de simulaciones

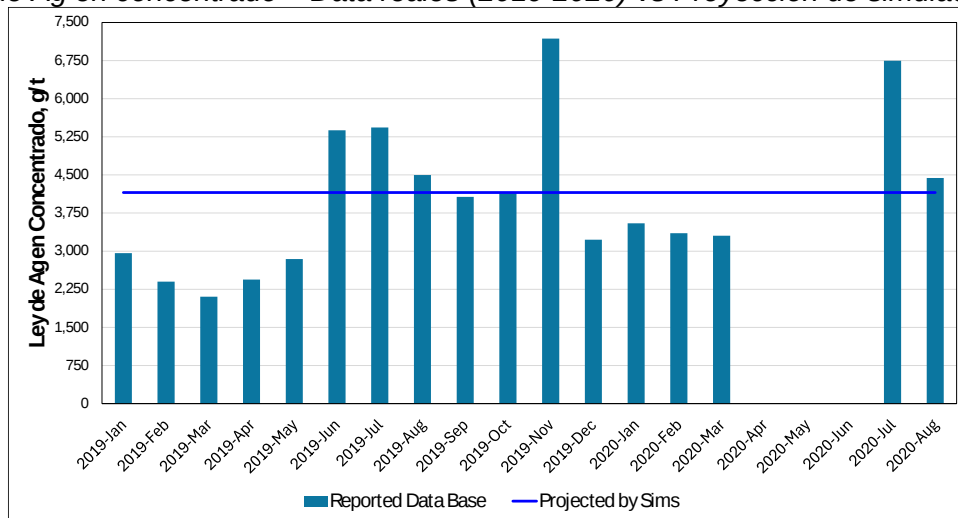


Fuente: Elaboración propia

El estudio realizado mediante técnicas de simulación proyectaba obtener 4,153 g/t de Ag en el concentrado. Este valor fluctuó mensualmente a lo largo del periodo 2019-2020 en el rango de 2,200 g/t hasta cerca de 7,000 g/t dependiendo de factores como ley de cabeza y de las condiciones de operación de conminución y flotación a las que el mineral fue sometido.

Figura 157

Leyes de Ag en concentrado – Data reales (2019-2020) vs Proyección de simulaciones

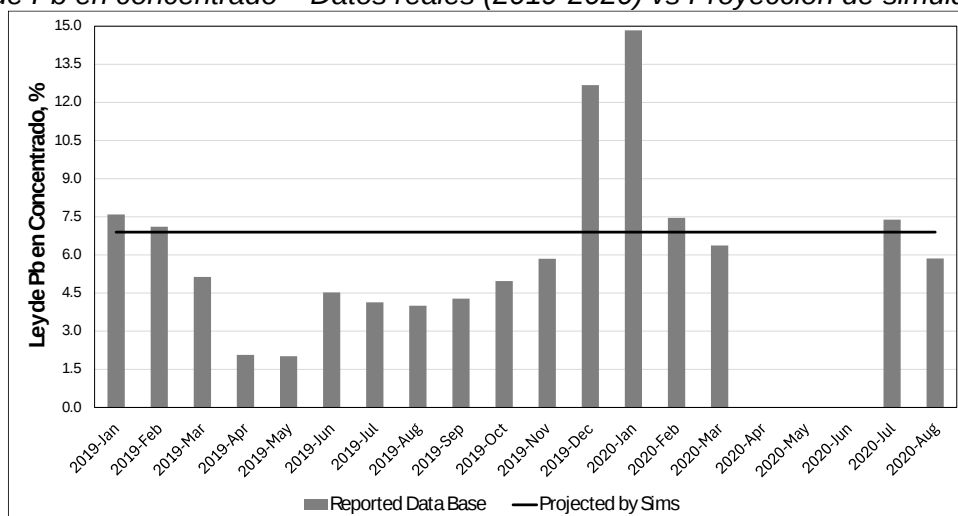


Fuente: Elaboración propia

El estudio proyectaba obtener una ley de 6.9% de Pb en el concentrado. Este valor fluctuó mensualmente a lo largo del periodo 2019-2020 en el rango de 1.6% hasta cerca de 15%.

Figura 158

Leyes de Pb en concentrado – Datos reales (2019-2020) vs Proyección de simulaciones

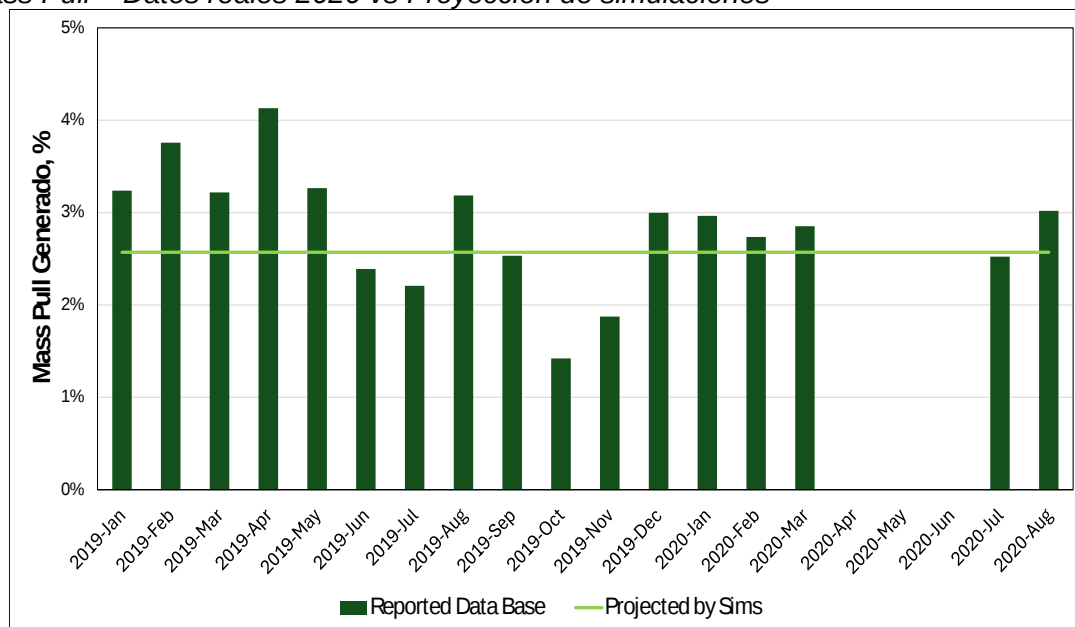


Fuente: Elaboración propia

Las simulaciones proyectaban una distribución de sólidos al concentrado de 2.6%. Este valor fluctuó mensualmente a lo largo del periodo 2019-2020 en el rango de 1.6% hasta 4.0%.

Figura 159

Mass Pull – Datos reales 2020 vs Proyección de simulaciones



Fuente: Elaboración propia

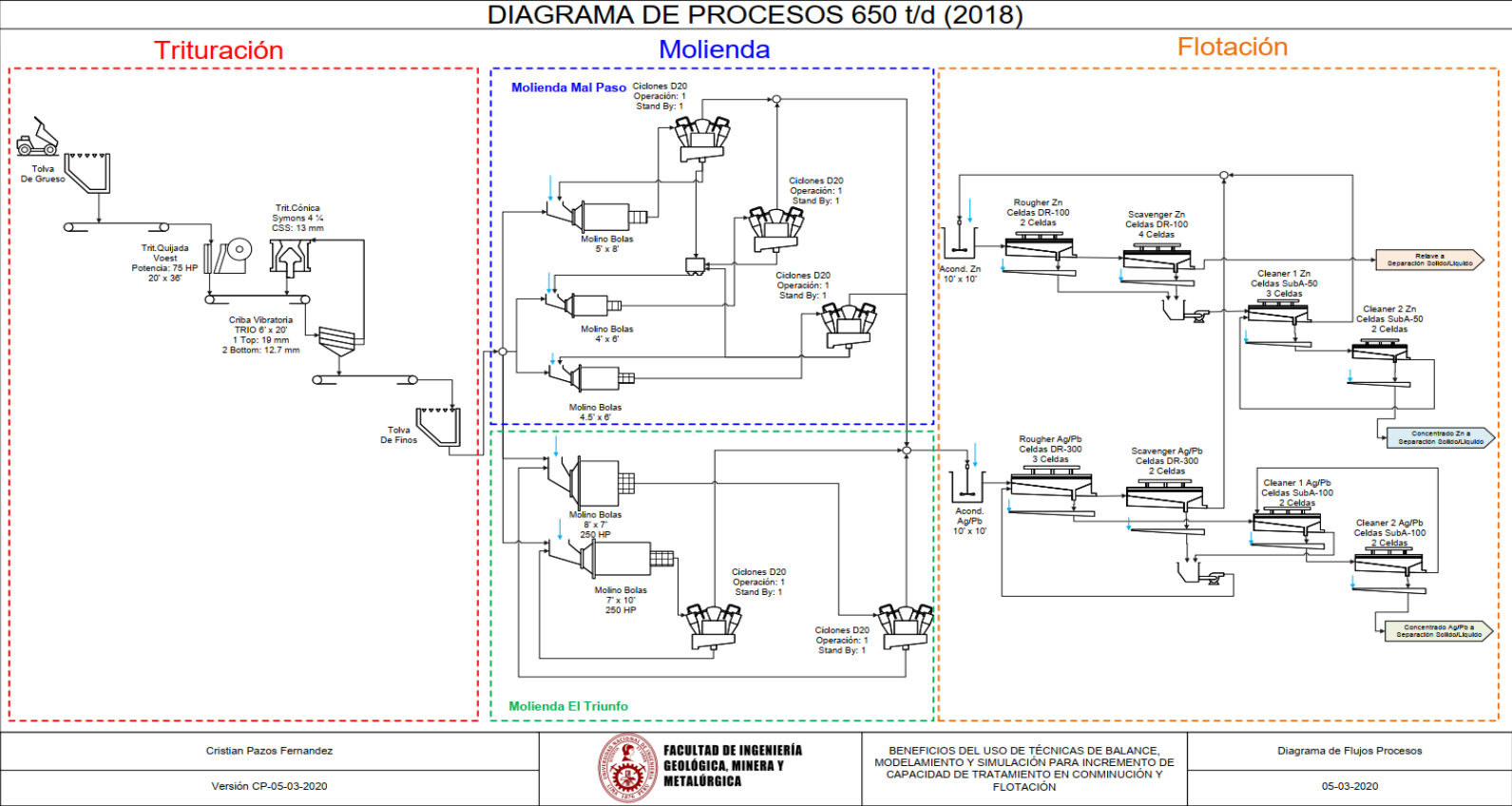
Este trabajo muestra de manera detallada todos los procedimientos que componen una metodología propuesta por el tesista que es eficiente (tiempo y costos) y precisa (si se siguen los procedimientos adecuados). Esta metodología involucra desde la colección de datos y mediciones realizadas por el tesista en una planta de beneficio ubicada al norte del continente americano y que produce concentrados de Plata/Plomo para generar recomendaciones en función a resultados de simulación obtenidos.

Esto concluye dando como resultado un adecuado nivel de precisión entre las proyecciones realizadas y lo que sucedería meses más tarde en la operación. Esto además de optimizar finalmente las variables más relevantes de operación en un eventual incremento de ratio de alimentación, estableciendo simultáneamente el esquema operativo más apropiado para cada sección que compone el circuito.

4.3 Modificaciones requeridas en el proceso según simulaciones

Figura 160

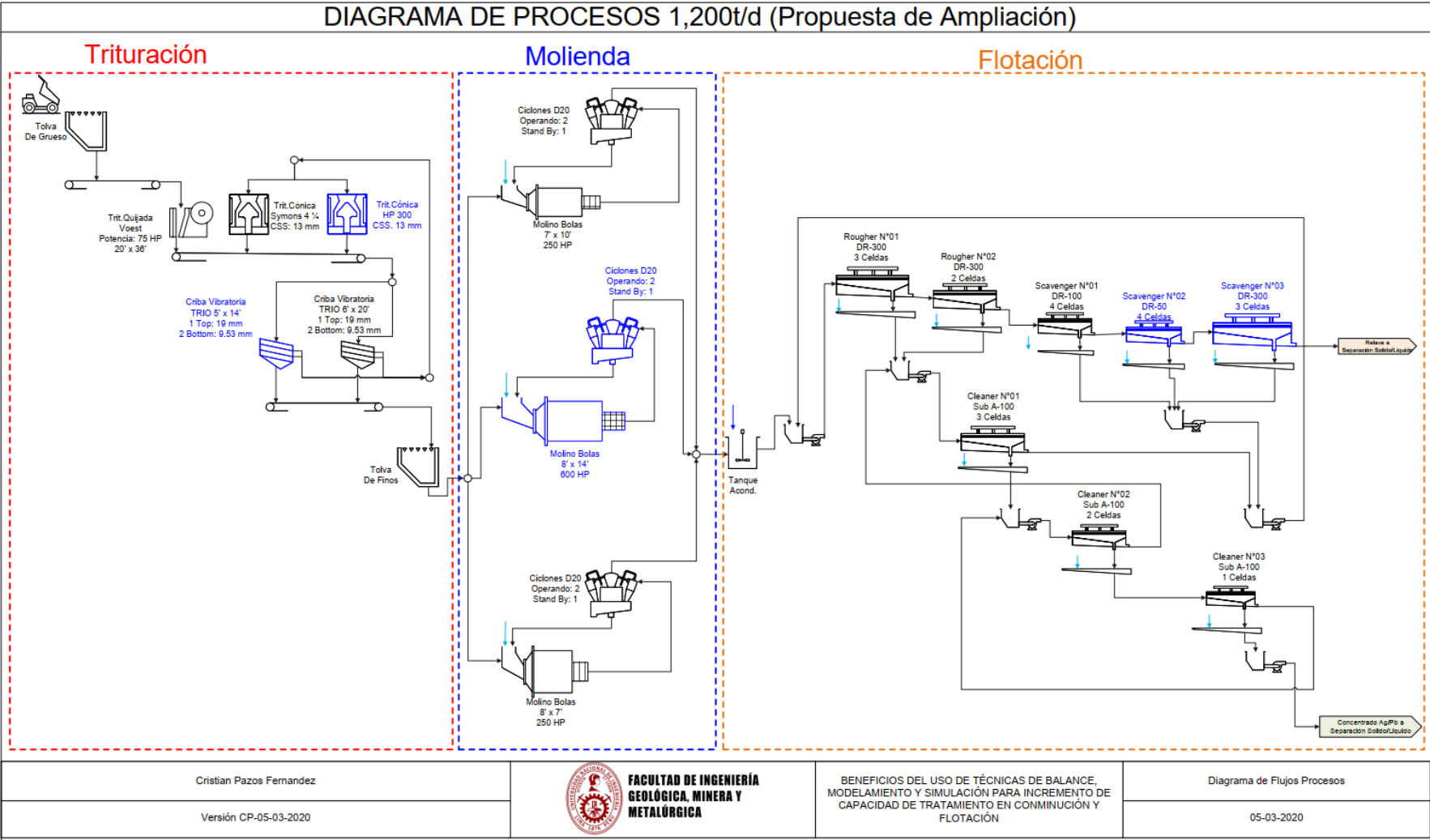
Diagrama del proceso a 650 t/d (Previo a la ampliación)



Fuente: Elaboración propia

Figura 161

Diagrama del proceso a 1,200 t/d (Posterior al estudio)



Fuente: Elaboración propia

4.3.1 Condiciones del proceso metalúrgico antes de ampliación

La siguiente imagen muestra al equipo de metalurgistas de la planta de beneficio en el cierre de la última campaña de muestreo en el circuito de flotación (en donde también participó el tesista), esta etapa marcaría el inicio del proyecto y la optimización presentada en este trabajo.

Figura 162

Fin de las campañas de extracción de muestras – Planta El Triunfo



Fuente: Elaboración propia

Circuito de Trituración 2018

- El ratio de reducción del circuito era de 35 y el P80 del producto final fue 9.6 mm.
- La abertura de descarga (CSS) de trituración primaria y secundaria son respectivamente 75 mm y 13 mm.
- Respecto al ratio de reducción unitario por etapa, es necesario comentar que el valor de la primaria fue de 5.1 y se encontraba dentro del rango típicamente esperado para esta etapa. Sin embargo, el ratio de la Metso HP-300 se encontraba ligeramente por debajo del rango esperado para trituración secundaria con un valor de 1.8.
- Lo mencionado líneas arriba sugeriría cerrar algunos milímetros el *Close Side Setting* (CSS) de la trituradora secundaria para optimizar el ratio de reducción en esta etapa. Sin embargo, es necesario considerar y evaluar también el uso de la

capacidad volumétrica de estos equipos, ya que disminuir la abertura del CSS incrementaría el porcentaje de carga volumétrica.

- La carga volumétrica para trituración primaria típicamente debería encontrarse entre 50% y 65%, la trituradora Voest se encontraba en 39%. Para trituración secundaria la práctica recomendada se encuentra entre 75% a 88%, la Metso HP-300 se encontraba en 70%. Se concluye que las trituradoras se encontraban en condiciones de procesar un poco más de carga de mineral o una ligera disminución del CSS.
- Se determinó una eficiencia adecuada en la criba 6'x20' en sus dos paneles y una remoción de finos de clasificación secundaria de 80%. La alimentación a la criba fue estimada en 163 t/h y la capacidad nominal del equipo es de 280 t/h.
- La carga circulante de la criba fue de 190%, un valor relativamente alto. Es necesario mencionar que en la fecha que se realizó el muestreo ya se habían adquirido y se encontraban operando los nuevos equipos a ser utilizados en la ampliación a 1,200 t/d. Estos equipos eran la trituradora cónica Metso HP-300 y la Criba Trio 6'x20'.
- Los equipos habituales que operaban en trituración hasta ese entonces eran la trituradora cónica Symons 4 ¼ y la criba Trio 5' x 14'.
- En resumen, podría comentarse que los equipos Voest 20' x 36', Metso HP-300 y Trio 6' x 20' se encontraban trabajando bajo condiciones holgadas para procesar 650 t/d (caso 2018) a una disponibilidad operativa de 13 horas diarias.
- Este margen brinda una considerable flexibilidad operativa para ajustar CSS, abertura de paneles de las cribas y tonelaje adicional a procesar. Todo esto, además de contar con equipos operando en Stand By en trituración secundaria, que dejan un gran abanico de posibilidades para las simulaciones que realizarían de manera posterior.

Circuito de Molienda 2018

- Los molinos de bolas existentes en cada línea de producción (en arreglo paralelo) fueron evaluados. Para ambos casos, molino 7'x10' y 8'x7', el motor instalado es de igual potencia 250 HP (186 kW).
- Según modelo de energía drenada de Bond, geometría de los equipos y condiciones de operación 2018, los equipos de molienda son capaces de entregar en el piñón una potencia de 158 kW para el 7' x 10' y una potencia de 151 kW para el 8' x 7'.
- De acuerdo con el valor del parámetro denominado CSE (*Classification System Efficiency*) dado por Mcvlor en el 2014, se determinó que en la línea de producción N°1 el 76.7% de la potencia utilizada es destinada como molienda efectiva propiamente dicha, esto equivale a 121 kW. Es decir, que 37 kW de los 158 kW utilizados se destinan a una sobremolienda de material que ya posee el tamaño para ser derivado a la siguiente etapa (flotación) y que debido a distintos factores de ineficiencia en clasificación recircula a la molienda. Evaluación similar se realiza para línea N°2 siendo el resultado del CSE de 71.8%.
- Estimaciones de requerimiento energético determinan que los molinos son capaces de procesar un sin problema el tonelaje 2018 (460 t/d @ 93% de disponibilidad) con un BWi promedio de 17.5 kWh/t, un F80 de 9.45 mm y un P80 de 185 µm.
- Considerando un BWi promedio de 17.5 kWh/t, un P80 de 185 µm y una optimización del proceso de trituración (P80 molienda de 6.4 mm) se determina que los molinos existentes en el 2018 podrían procesar un tonelaje máximo de 560 t/d bajo condiciones de operación críticas. Con ello la adquisición de un nuevo equipo de molienda se determina necesaria y queda justificada.
- En cuanto al tiempo residencia de la pulpa dentro del molino, se cuentan con recomendaciones propuestas por Rowland, C.A. (1978) y en la evaluación se evidenció que ambos molinos poseen un tiempo de residencia de pulpa típico al igual que la velocidad lineal y el número de flujo de Arbiter. Estos resultados

manifiestan que los equipos se encuentran en condiciones de operación “no críticas” y una reología adecuada de pulpa y se concluye que es posible modelarlos de forma consistente con criterios de mezcla perfecta de Whiten.

- La eficiencia de los ciclones de cada línea se encuentra en promedio en 59%, además, ambos se encuentran en rangos típicos y razonables de operación y desempeño.
- El factor de eficiencia de Rowland menor que 100 en la línea N°1 sugiere alcanzar un mejor uso de la energía drenada en el molino a través de una posible optimización en la clasificación o la necesidad de ajustes en las condiciones de operación de molienda.

Circuito de Flotación 2018

- Se recupera el 78.5% de Ag en concentrado de flotación de sulfuros con una ley de 5,740 g/t. Se procesó un material con un grado de 183 g/t de Ag y la recuperación másica (Mass Pull global) fue de 2.5% Recuperación de plomo al concentrado fue de 78.7% con una ley de 8.7%.
- La recuperación másica (0.07%) y metalúrgica de Ag y Pb en el circuito de flotación óxidos no muestra resultados significativos y no aporta en gran medida data contundente al presente estudio.
- La evaluación de rendimiento de cada etapa de flotación (celda por celda) muestra valores típicos, es decir, un mayor ratio de concentración y enriquecimiento en Rougher y Scavenger y una mayor recuperación y Mass Pull en las etapas Cleaner.
- Parámetros de rendimiento en sección Rougher, compuesto por tres celdas DR-300, muestran un perfil típico, es decir:
 - El Mass Pull en esta etapa es de aproximadamente 2.7% y la recuperación de 71% de Ag (considerando flujo de recirculación).
 - La recirculación que forma parte de la cabeza Rougher (concentrado Scavenger y relave Cleaner 1) es de 1.87% del flujo total de sólido que ingresa al circuito con una recuperación de Ag de 14% y una ley de 1,383 g/t.

- El Mass Pull va descendiendo, como es esperado en la primera celda existe una mayor recuperación másica y en consecuencia un menor enriquecimiento. En estas primeras celdas las condiciones de aireación y dosificación de reactivos generan una flotación más “agresiva”.
- Perfiles de recuperación de Plata y Plomo también decrecen a través de la sección Rougher, comportamiento típico esperado, sin embargo, se observa un ligero incremento en la recuperación de Plomo en la tercera celda. Esto puede atribuirse a que en esta celda se dosifica un pequeño caudal de colector y además presentaba una mejor dilución que la celda N°2 y en consecuencia una mejor consistencia de espuma.
- Parámetros de rendimiento en sección Scavenger, compuesto por dos celdas DR-300, muestran un perfil típico y muy similar al de sección Rougher. Mass Pull, Recuperación y Enriquecimiento muestran misma tendencia, pero no son valores tan elevados como en sección Rougher. Sin embargo, cumple con el objetivo de recuperar un porcentaje adicional y completar el tiempo de residencia requerido por la cinética del mineral y química de las celdas. En esta etapa se recupera el 11.5% de la Ag que ingresa, con un Mass Pull de 1.62%.
- Parámetros de rendimiento en sección Cleaner N°1 y Cleaner N°2, dos bancos, compuesto por dos celdas Sub A N°100 cada uno, muestran un perfil típico:
 - El Mass Pull desciende abruptamente desde la primera hacia la segunda celda para ambas etapas Cleaner, esto se confirmó de manera visual durante el muestreo ya que las celdas N°2 se encontraban con un colchón de espuma poco estable, condición que podría optimizarse mediante adición de un colector muy selectivo acompañado de un espumante, todo esto además de controlar mejor la dilución de la pulpa y el porcentaje de aireación en esta etapa.
 - Recuperaciones de Plata y Plomo decrecen en proporciones similares al Mass Pull. Ratios de enriquecimiento guardan coherencia metalúrgica al mostrar valores mayores en las celdas N°2 que en las N°1 para Plata y Plomo.

- Las primeras celdas de las dos etapas Cleaner son las que “jalan” una mayor cantidad de espumas por lo que la configuración de dos celdas en serie es aceptable ya que las segundas celdas tienen una mayor ratio de enriquecimiento.
- Todas estas condiciones mencionadas líneas arriba generan un concentrado Plata-Plomo con una recuperación másica de 2.51% y una recuperación de 78.5% de Plata y 78.7% de Plomo, valores estadísticamente representativos de acuerdo con la base de datos de los balances metalúrgicos diarios estimados en la unidad. El ratio de enriquecimiento promedio para los dos elementos metálicos de interés es 31.4.
- Un tiempo de residencia de 17.6 minutos para la etapa Rougher y de 12 minutos para la etapa scavenger permiten alcanzar una recuperación suficiente para las especies mineralógicas de interés que posteriormente serán derivadas a la etapa Cleaner para completar el enriquecimiento y grado comercialmente adecuado del concentrado.
- Pruebas de malla valorada al alimento y los productos del proceso permitieron construir una curva de recuperación por tamaños que evidencia que existe un margen de optimización del grado de liberación año 2018 (P80 Molienda = 0.18 mm) que optimizaría la recuperación en cinco puntos porcentuales.
- Para esto, debido a la ampliación de tonelaje, es necesario considerar mantener u optimizar la dosificación de reactivos y mantener el tiempo de residencia para lo cual nuevos equipos serán requeridos en el circuito.

4.3.2 Alternativas metalúrgicas para ampliación a 1,200 t/d

Como parte de la evaluación metalúrgica del estudio de tesis se pudieron obtener datos con adecuado grado de precisión que representaron las condiciones de planta a 650 t/d y que permitieron tomar decisiones coherentes para enfrentar los cambios que se habían proyectado.

Se identificaron cuellos de botella que debían abordarse antes de que la planta pueda producir de manera sostenible 1,200 t/d. Este estudio incluyó una lista de equipos y

modificaciones que la planta en análisis tendría que implementar para lograr la capacidad de procesar 1,200 t/d para el primer trimestre de 2019. En diciembre del 2018 Sierra metal empezó a implementar estos cambios; y se adquirieron artículos sugeridos en este estudio.

De manera general se describe en los próximos párrafos los equipos que intervienen en el proceso a 1,200 t/d incluyendo los que fueron adquiridos por Sierra Metals entre 2018 y 2019:

Circuito de trituración que consta de una tolva a granel de 50 toneladas, un alimentador vibratorio Metso TK9-32-22V, una trituradora de mandíbula C96 Metso, dos trituradoras de cono secundarias HP300 y Symon's 4 1/4 y dos cribas vibratorias secundarias de lecho doble Trio de 6' x 20' y 5' x 14'. El material se tritura al 90% pasando -5/16" y luego se deposita en tres tolvas finas con una capacidad de almacenamiento de 1,000 toneladas.

Circuito de molienda consta de un molino de bolas de 7' x 10' con motor de 250 HP, un molino de bolas de 8' x 7' con motor de 250 HP y un molino de bolas de 8' x 14' con motor de 600 HP, y el sistema de clasificación consta de hidrociclones D20. El circuito de flotación consta de una sección Rougher de 3 celdas DR300, un circuito de drenaje primario de 2 celdas DR300, un circuito de drenaje de cuatro celdas DR100, un drenaje de cuatro celdas DR50, un tercer sistema de drenaje de 3 celdas DR300 y una limpieza con seis celdas SubA100. El sistema de espesamiento y filtrado consta de un tanque espesador de 15' y un filtro de disco de 8' x 10'.

Circuito de Trituración:

Con motivo de la ampliación para el año 2,018 ya se habían adquirido la HP-300 como trituradora secundaria y la criba 6' x 20'. Cuando compraron estos equipos colocaron a la Symons y Criba Trio 5' x 14' en Stand by (Originalmente funcionaban la Symons y la criba 5' x 14' que durante el survey se encontraba en proceso de mantenimiento y repotenciamiento mecánico).

El caso base determinado con la trituradora de quijadas Voest 20' x 36', HP-300 y Criba 6'x20' originó el planteamiento de tres escenarios de simulación, en todos se consideran 13 horas de operación diaria (54% de disponibilidad):

- Se evalúa el escenario N°1 operando el circuito planteado en el caso base a su máxima capacidad de procesamiento considerando un cambio en la abertura del segundo panel de la criba 6' x 20' originalmente de 12.7 mm hasta 9.53 mm. Dando como resultado un Throughput de 819 t/d.
- En el escenario N°2 ingresa la trituradora Symons para operar en paralelo con la HP-300, la abertura del segundo panel de la criba 6' x 20' se mantiene en 9.53 mm. Dando como resultado un Throughput máximo de 1,170 t/d.
- Considerando la configuración del escenario N°2, en el escenario N°3 ingresa la criba 5' x 14' para operar en paralelo con la criba Trio 6' x 20', la abertura del segundo panel de la criba 6' x 20' se mantiene en 9.53 mm. Dando como resultado un Throughput máximo de 1,365 t/d.
 - Respecto al performance de las trituradoras de acuerdo con la Tabla 19:
- La trituradora primaria Voest 20' x 36' logra en la simulación N°2 y N°3 un uso adecuado de su capacidad volumétrica. En contraste con el caso base, su ratio de reducción se ve reducido (desde 5.08 hasta 4.65), comportamiento esperado debido a que esta trituradora recibe directamente el incremento de la capacidad de tratamiento, sin embargo, se encuentra dentro de rangos típicos para una etapa de trituración primaria (3.0 – 6.0).
- En cuanto a las trituradoras cónicas (Metso HP-300 y Symons), sin duda en la simulación N°3 alcanzan un adecuado uso de la carga volumétrica (75%) para una etapa secundaria. Su ratio de reducción se ve optimizado también en la simulación N°3 alcanzando valores de alrededor 1.8.

Respecto al rendimiento de cribas de acuerdo con la Tabla 20 puede mencionarse que:

- A medida que la criba Trio 6' x 20' va recibiendo una mayor cantidad de mineral su eficiencia se ve comprometida, en el caso base tiene un valor de 80% y en la simulación N°2, en donde opera sin la 5' x 14' trabajando en paralelo, cae a 65%. Sin embargo, cuando operan en simultaneo la eficiencia de la 6' x 20' es de 74% incluso con una abertura del segundo panel de 9.53 mm (3/8 pulgada).
- La criba 5' x 14' que ingresa a la operación en la simulación N°3 alcanza una eficiencia de 75% también con una abertura del segundo panel de 9.53 mm (3/8 pulgada).

En conclusión, es posible lograr la capacidad target de 1,200 t/d en el circuito de trituración bajo dos escenarios. El primero es incrementando ligeramente la disponibilidad planteada (54%) en la simulación N°2 (operando solo una criba) y el segundo sería disminuyéndola en la Simulación N°3, por lo que se sugirió realizar un estudio tipo *Trade Off* evaluando el costo beneficio acerca de que si la energía consumida por la criba 5'x14' (según las horas operativas requeridas) se compensa con el menor tiempo de operación requerido por el circuito al operar las dos cribas en paralelo. A continuación, se mencionan algunas consideraciones respecto al escenario de simulación N°3:

- Tonelaje capaz de ser procesado es 1,325 t/d con un 54% de disponibilidad operativa.
- Es necesario incrementar el CSS de la trituradora primaria de 80 a 85 mm, para poder aumentar el tonelaje de alimentación y no salir de rangos recomendados en cuanto a carga volumétrica de operación, lo que podría causar “atascamiento” de material.
- La carga volumétrica de operación de la trituradora primaria fue de 67.8% y las secundarias de 75%. Esto debido a que la carga total de alimento a trituración secundaria se divide entre las dos trituradoras cónicas.
- El P80 del circuito esperado se redujo a 5.6 mm y el ratio de reducción del circuito se incrementó a 59.

Mediante el uso de esta metodología podemos evidenciar el estado base del circuito y los requerimientos asociados de este para enfrentar un incremento de capacidad de tratamiento:

- La planta de trituración tiene capacidad disponible para poder incrementar el tratamiento y reducir el tamaño del producto entregado a molienda.
- La evaluación consistió en el reordenamiento del circuito de trituración y adición de equipos en la trituración secundaria y la clasificación.
- La simulación N°1 busca maximizar el tonelaje incrementando la carga volumétrica en los equipos de trituración y optimizando la función fractura. Se opera considerando condiciones límite de los equipos instalados en el circuito
- La simulación N°2 incrementa el tonelaje instalando un equipo de trituración secundaria en operando en paralelo con el actual. Esto con el objetivo de pasar carga de la trituración primaria a la secundaria por lo que se abre el set de la trituradora secundaria manteniendo una carga volumétrica adecuada.
- La simulación 3 busca incrementar el tonelaje utilizando la criba trio 5' x 14' para que opere en paralelo a la actual (6' x 20'). Esto se logra abriendo el set de la trituradora primaria y aumentando la carga volumétrica de las trituradoras secundarias. Además, repartir el alimento entre las 2 cribas, la eficiencia aumenta.

El circuito es capaz de procesar el incremento de tonelaje requerido bajo condiciones estables por lo que es recomendado evaluar los factores que disminuyan disponibilidad operativa real del circuito como:

- Horas perdidas por falta de mineral
- Fluido eléctrico
- Parada de equipos no programada
- Disponibilidad de almacenamiento de mineral (silos y stockpiles)

4.3.2.1 Circuito de molienda. Debido al tonelaje requerido y a las condiciones de operación 2018 el estudio de ampliación estuvo enfocado en el circuito de molienda de

planta “El Triunfo”, el circuito “Mal Paso” debido a su intermitencia de operación y su baja capacidad de tratamiento quedó fuera del análisis.

Entonces, en función del caso base que involucraba como equipos principales a los molinos 7' x 10' y 8' x 7' y sus nidos de ciclones asociados, se desarrollaron tres escenarios de simulación considerando un P80 de 6.4 mm (P80 de las simulaciones de trituración con un factor de seguridad de 13%) y un BBWi de 17.5 kWh/t, bajo los siguientes aspectos:

- El escenario N°1 consistió en evaluar la capacidad máxima del circuito de molienda 2018 considerando la optimización lograda en el circuito de trituración. Además, se acondicionaron los parámetros de operación de los equipos principales con el objetivo de optimizar su desempeño. Este escenario dio como resultado un Throughput máximo de 571 t/d bajo la configuración 2018 (sin adición de nuevos molinos).
- En el escenario N°2 ingresa un molino 8' x 12' (motor de 400 HP) para operar en paralelo como una tercera línea de producción en circuito cerrado con dos ciclones D-20. Los molinos de las tres líneas de producción son operados bajo condiciones críticas de nivel de llenado (40%). Los molinos 7' x 10' y 8' x 7' operan con bolas de dos pulgadas de diámetro mientras que el 8' x 12' con bolas de acero de tres pulgadas. Dando como resultado un Throughput máximo de 1,028 t/d y un P80 de 165 μ m.
- En el escenario N°3 en lugar del 8' x 12' (del segundo escenario) ingresa un molino 8' x 14' (motor de 500 HP) para operar en paralelo como una tercera línea de producción en circuito cerrado con dos ciclones D-20. Este tercer molino opera a 42% de nivel de llenado, 75% de fracción de velocidad crítica y bolas de acero de tres pulgadas. Dando como resultado un Throughput máximo de 1,229 t/d y un P80 de 175 μ m.

Respecto al performance y características de los molinos de bolas de acuerdo con la Tabla 45, podemos mencionar:

- El molino de bolas 7' x 10' con un motor instalado de 186 kW, drenaba en el caso base un promedio de 158kW y en las simulaciones N°2 y N°3 alrededor de 176 kW logrando una mejor utilización de la potencia instalada (mediante la optimización del nivel de llenado). El P80 entregado por este equipo disminuye desde 195 μ m hacia 146 μ m con las simulaciones N°2 y N°3. El tiempo de residencia y velocidad lineal de la pulpa se optimizan debido a que la alimentación en las simulaciones N°2 y N°3 se distribuye entre tres líneas de producción. En todos los casos se logra un valor de Flujo de Arbirer menor a 4, manteniendo la hidrodinámica y reología de la pulpa en rangos adecuados.
- El molino de bolas 8' x 7' incrementa su ratio de reducción desde 5.02 hacia 8.75, es decir, el P80 entregado por este equipo disminuye desde 179 μ m hacia 153 μ m con las simulaciones N°2 y N°3. Al distribuir mejora la alimentación. el tiempo de residencia se incrementa en dos minutos y la velocidad lineal de la pulpa al igual que el valor del N° Flujo de Arbirer se mantienen en rangos adecuados.
- Los molinos de bolas propuestos para la tercera línea de producción son 8' x 12' y 8' x 14' para las simulaciones N°2 y N°3 respectivamente. La utilización de la potencia instalada para ambos casos es un promedio de 86%, considerando que el molino más grande requiere de 100 HP adicionales en el motor. Los tiempos de residencia de estos equipos son 4.07 minutos y 3.33 minutos, ambos por encima del límite inferior propuesto por Rowland. Velocidad lineal de pulpa y N° de Arbirer dentro de rangos típicos, lo cual brinda mayor nivel de confianza en las proyecciones. Ambos poseen un ratio de reducción promedio de 2.45.

Los componentes de los hidrociclones se mantuvieron constantes en todas las simulaciones, un Ápex de 1.75 pulgadas y un Vórtex de 5 pulgadas. Respecto al performance de los ciclones de acuerdo con la Tabla se puede mencionar:

- El ciclón D-20 del circuito original correspondiente a la línea de producción del molino 7' x 10' pasó de una carga circulante de 306% hasta un promedio de 250% en las simulaciones N°2 y N°3. Para compensar esta carga que el ciclón dejaba de

percibir, se incrementó el flujo de agua a la alimentación para lograr, a través de un alimento más diluido, una disminución del D50 y en consecuencia del P80 del overflow. El D50 corregido disminuyó desde 160 μm hasta 140 μm , la presión de clasificación se mantuvo en rangos de 98 kPa a 110 kPa y la eficiencia en 54.5%.

- El ciclón D-20 de la línea de producción del molino 8' x 7' pasó de una carga circulante de 231% hasta un promedio de 164% en las simulaciones N°2 y N°3. El D50 corregido aumentó desde 157 μm hasta 190 μm y la presión de clasificación disminuyó hacia 75 kPa.
- Para cualquiera de los dos casos de simulación que involucre una tercera línea de producción, dos ciclones D-20 son requeridos, se proyecta que desarrollaran una carga circulante de 380% en promedio, un D50 corregido de 145 μm y una eficiencia de 56.8%. Además, se estima que la presión debe encontrarse cercana a 110 kPa.

En conclusión, es posible lograr la capacidad target de 1,200 t/d en el circuito de molienda mediante la instalación de un tercer molino de bolas 8' x 14' (simulación N°3). Este molino deberá operar en paralelo con los molinos de bolas existentes (2018) y tendrá su propia caja de descarga, bomba y dos ciclones asociados. Evaluación y selección de bombas no fue realizada, pero el cálculo se facilita con los flujos de caudal de pulpa estimado en cada escenario de simulación. La simulación N°3 considera algunos aspectos tales como:

- El circuito genera un producto con 175 μm y con 23% de sólidos en peso.
- La distribución del flujo de alimentación es 23% para el molino 7'x10', 23% para el 8'x7' y 54% para el 8' x 14'.
- Se obtienen cargas circulantes de 254% para la línea N°1, de 166% para la línea N°2 y de 390% para la línea N°3 (nuevo molino).
- El porcentaje de sólidos en peso en la alimentación a los ciclones es de 48%. La presión es de 15 psi para la línea N°1, 11 psi para la línea N°2 y 15.5 psi para la N°3.

- Molinos de la configuración original operan a un porcentaje de velocidad crítica de 75%, nivel de llenado de 40% y un tamaño máximo de bolas de 2”.
- Molino de la línea N°3 (8’x14’) opera a un nivel de llenado de 42%, un porcentaje de velocidad crítica de 75% y un tamaño máximo de bolas de 3”.
- El consumo energético del molino de 7’ x 10’ es de 170 kW, mientras el molino 8’ x 7’ consume 161 kW, ambos con un motor de 250 HP (186 kW).
- El consumo energético del molino 8’ x 14’ es de 285 kW que cuenta con un motor de 500HP (372 kW).

Es necesario mencionar que el consumo de potencia se eleva desde 350 kW hasta 680 kW, sin embargo, aspectos como estudio de suelos, construcción de soportes, instalaciones eléctricas y demás estimaciones asociadas al nuevo molino de bolas se encuentran fuera del alcance del presente estudio.

Circuito de Flotación:

Durante la etapa de evaluación de rendimiento del circuito operando a 650 t/d se determinó que entre las secciones de desbaste y barrido el mineral requería de un tiempo de residencia de 26 minutos aproximadamente para alcanzar recuperaciones en el orden de 78% de Ag y Pb. Sin embargo, es conocido que la recuperación no solo es función del tiempo de residencia que se le entregue a la pulpa en las etapas de flotación, la recuperación también está ligada a la distribución de minerales y sus respectivas características de flotabilidad. Para el ejercicio de simulación se utilizaron leyes proyectadas por el área de planeamiento minero para el periodo entre 2019 y 2023:

Tabla 94

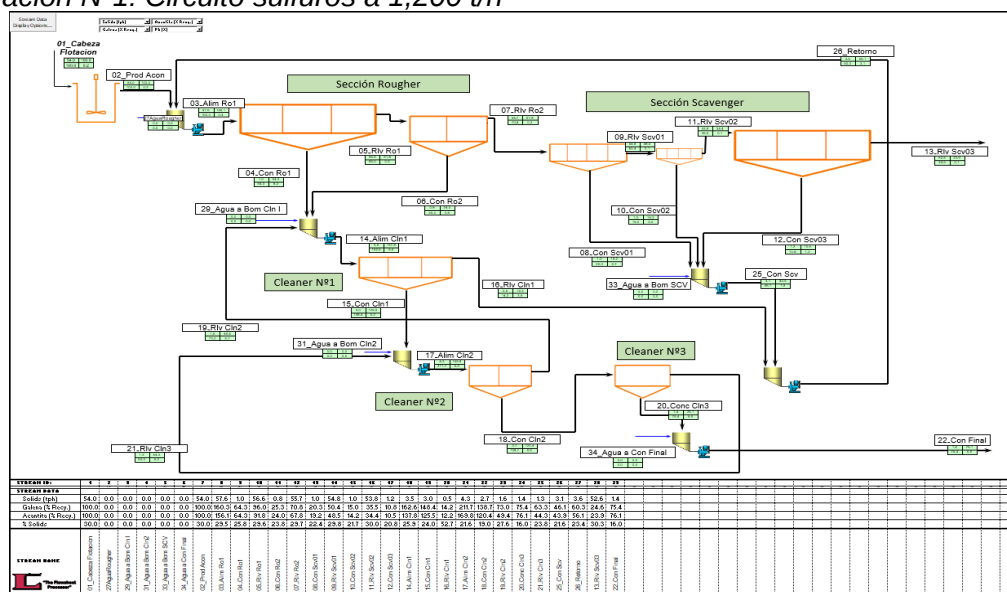
Leyes de Cabeza utilizadas en las proyecciones a 1,200 t/d

Elemento	Unidad	Valor
Ag	g/t	140
Pb	%	0.24
Zn	%	0.30
Cu	%	0.03
Fe	%	1.25
Mn	%	0.50
Au	g/t	0.14

Fuente: Elaboración propia

Resultados de la simulación de la nueva configuración del circuito a 1,200 t/d fueron validados mediante el análisis de los índices de flotabilidad de cada una de las especies mineralógicas prediciendo leyes de 3,600 g/t Ag y 5.81% de Pb con recuperaciones de 77.3 de Ag y 74.0% y con una producción de concentrado de 2.94% la masa de alimentación.

Simulación N°1: Circuito sulfuros a 1,200 t/h



Ello se logró mediante la incorporación de un banco, uno de cuatro celdas DR-50 para la sección Scavenger N°2 y otro de tres celdas DR-300 para la sección Scavenger N°3.

Conclusiones

Impacto del muestreo en la simulación:

La calidad del muestreo inicial es el factor más crítico en la confiabilidad de la simulación. Para obtener datos precisos y representativos, es fundamental diseñar campañas de muestreo adecuadas, aplicar métodos de preparación y análisis de muestras bajo estándares como Amira P754, y asegurar el cumplimiento de criterios establecidos en la teoría de muestreo.

La estabilidad del proceso durante la toma de muestras es esencial para evitar sesgos, garantizar la representatividad de los datos y minimizar la variabilidad en los datos de ingreso hacia los modelos matemáticos.

El diseño y operación adecuados de los muestreadores (automáticos o manuales) permiten minimizar errores en la recolección de muestras, asegurando que los datos reflejen con precisión el comportamiento del proceso real.

Para garantizar la representatividad de los datos, es crucial respetar la masa mínima requerida y determinada por el error fundamental en la toma de muestras, asegurando así que las mediciones sean confiables y reproducibles.

El conocimiento de los ocho tipos de errores en el muestreo permite implementar medidas preventivas y correctivas, reduciendo la posibilidad de sesgos y fallos en la calidad de los datos a ser utilizados de manera posterior en la simulación.

La aplicación de técnicas de repetitividad y reproducibilidad en el muestreo asegura la consistencia de los resultados, facilitando su replicabilidad en la simulación y reduciendo la variabilidad en los modelos de simulación.

Mantener una cadena de custodia rigurosa, junto con un manejo y preparación adecuados de las muestras, previene la contaminación y degradación de los datos colectados, garantizando la calidad de las muestras que serán derivadas al análisis.

El uso de nomogramas de muestreo en el laboratorio permite optimizar la cantidad de muestras a analizar, minimizando costos sin comprometer la calidad de los datos.

Precisión y confiabilidad de la simulación:

La aplicación de la metodología planteada en este estudio permite obtener resultados con una precisión menor al 15% en términos de recuperación de metales y calidad del concentrado, lo que demuestra que la simulación es una herramienta confiable cuando se implementa correctamente.

Las discrepancias entre simulaciones y resultados reales no se deben a fallos en la simulación, sino a deficiencias en la calidad de los datos de entrada y en el ajuste de los modelos matemáticos. Un adecuado conocimiento metalúrgico y una correcta calibración de modelos son esenciales para minimizar estos errores.

La validación de los modelos con datos históricos y operacionales es fundamental para garantizar su precisión predictiva y su utilidad en la toma de decisiones estratégicas en la industria metalúrgica.

Existe una percepción errónea en el sector metalúrgico latinoamericano sobre la precisión de las herramientas de simulación, atribuida más a fallos en la recolección de datos y ajuste de modelos que a limitaciones inherentes a la tecnología.

Análisis de datos y balance metalúrgico:

El uso de estadística descriptiva e inferencial facilita la identificación de patrones, tendencias y valores atípicos en los datos, permitiendo una mejor interpretación de los datos colectados del proceso y su posterior aplicación en la optimización. Asimismo, la redundancia de datos en los balances metalúrgicos es una herramienta clave para la detección de errores y la mejora de la confiabilidad de los modelos.

La aplicación de técnicas estadísticas avanzadas, como la propagación de varianzas y la asignación de modelos de error e incertidumbre, mejora significativamente la confiabilidad en el desarrollo de los balances metalúrgicos y la precisión de los datos de entrada en la simulación. Además, la implementación de análisis de tendencias temporales y detección de sesgos permite identificar errores sistemáticos y periodicidades en las mediciones, optimizando la calidad de los datos utilizados.

La validación y estructuración de los datos utilizados en la simulación son fundamentales para su efectividad. La correcta organización de los datos de corrientes, junto con el aislamiento de modelos de unidades individuales dentro del proceso global, facilita la reutilización y actualización constante de los modelos, optimizando la eficiencia del trabajo de ingeniería.

El balance metalúrgico es una etapa crítica y además una herramienta de verificación de la calidad del muestreo, permite detectar errores de medición, optimizar y jerarquizar la confiabilidad en los datos colectados. La implementación de métodos estandarizados de balance, como la minimización de la suma de cuadrados de errores ponderados, proporciona resultados más consistentes y matemáticamente sólidos en comparación con las aproximaciones manuales tradicionales.

La integración de datos de múltiples fuentes (lecturas de instrumentos, análisis de laboratorio y conocimiento experto) mejora la robustez y fiabilidad de los modelos de simulación, permitiendo una representación más realista del proceso. Para optimizar esta integración, es crucial la asignación de modelos de error e incertidumbre a cada medición, lo que permite ponderar los datos de entrada según su confiabilidad y reducir la variabilidad en los posteriores modelos para simulación.

Modelos matemáticos:

Los modelos matemáticos utilizados en la simulación de procesos metalúrgicos requieren un ajuste preciso de parámetros basado en datos operacionales reales. La falta de calibración adecuada puede generar simulaciones inexactas y afectar la toma de decisiones operativas. Su ajuste debe ser un proceso iterativo que combine validación matemática con interpretación metalúrgica, asegurando que las simulaciones base sean representaciones precisas del proceso real.

El conocimiento profundo de la naturaleza, estructura y limitaciones de los modelos matemáticos es fundamental para su correcta aplicación en la industria. Comprender sus supuestos, restricciones y parámetros es esencial para evitar interpretaciones erróneas y

garantizar que reflejen las condiciones reales de la planta. El desconocimiento de estos aspectos puede llevar a decisiones equivocadas y generar desconfianza en la simulación.

La utilización de softwares especializados en simulación, como JKSImMet, METSIM, LIMN® y Bruno, ha demostrado ser eficaz cuando se emplea con datos de calidad y con un conocimiento adecuado de sus fundamentos teóricos y operacionales. Sin embargo, su efectividad depende del grado de comprensión que tengan los profesionales sobre sus alcances, limitaciones y correcta aplicación en procesos.

Simulación en la optimización de procesos:

La simulación de procesos metalúrgicos es una herramienta adecuada cuando se aplican correctamente los estándares y conocimientos en cada etapa, desde el diseño del muestreo hasta la calibración de modelos, asegurando la coherencia y calidad de los datos empleados.

La simulación permite evaluar múltiples escenarios operativos sin afectar la producción real, facilitando la optimización de variables críticas como granulometría, leyes de alimentación, composición mineralógica y tiempos de residencia. Esta capacidad predictiva contribuye a la mejora del rendimiento y la eficiencia del proceso.

La integración de datos de caracterización geometalúrgica con modelos de simulación permite predecir con mayor exactitud el comportamiento del proceso ante variaciones en la alimentación, lo que resulta fundamental para la planificación estratégica y la toma de decisiones operativas.

El uso de herramientas de simulación posibilita la identificación de oportunidades de mejora y optimización del proceso, evaluando distintas configuraciones y estrategias operativas sin riesgos para la producción.

La simulación debe considerarse parte de un ciclo de mejora continua, en lugar de una simple ejecución automática de software. Su implementación debe abarcar desde el diseño del muestreo hasta la validación y monitoreo de los cambios aplicados, siguiendo el método científico para garantizar su efectividad.

La comunicación efectiva de los resultados de la simulación a los responsables de la toma de decisiones es esencial para garantizar que se implementen las mejoras identificadas, asegurando una interpretación y su impacto en la operación.

Estandarización y capacitación en la industria:

La falta de metodologías estandarizadas en la industria minera genera inconsistencias en la aplicación de balances metalúrgicos y simulaciones, lo que limita la confianza en estos métodos y afecta su adopción en la toma de decisiones operativas. Para mejorar la fiabilidad de la simulación, es necesario establecer protocolos homogéneos de validación y reconciliación de datos, asegurando que la información utilizada en los modelos sea precisa y representativa del proceso real.

Las inconsistencias en la aplicación de metodologías para el balance y reconciliación de datos generan desconfianza en los resultados de simulación, siendo esta una de las principales razones por las que muchas empresas aún no adoptan plenamente estas herramientas. La falta de un enfoque estandarizado dificulta la comparación de resultados entre distintas operaciones y reduce la credibilidad de los modelos predictivos.

La estandarización de criterios y metodologías en la simulación metalúrgica es clave para fomentar su confiabilidad y establecer un lenguaje común en la industria, facilitando la comunicación entre consultores, operarios y empresas mineras. Esto permitiría que las simulaciones sean utilizadas de manera consistente en la optimización de procesos y toma de decisiones estratégicas.

La integración de la simulación en la educación universitaria es fundamental para la formación de nuevos ingenieros metalurgistas, incorporando competencias que mejoren la eficiencia de la industria. Es necesario actualizar los planes de estudio de las universidades para incluir formación en balance, modelado, simulación y validación de datos, asegurando que los futuros profesionales comprendan su correcta aplicación en la optimización de procesos.

La capacitación en simulación dentro de universidades y empresas es esencial para reducir la brecha de conocimiento y mejorar su implementación en la industria,

promoviendo una mayor adopción de estas herramientas en la operación real. Las empresas deben invertir en programas de formación continua que permitan a los profesionales actualizarse en nuevas metodologías y tecnologías de simulación.

La uniformización del conocimiento en técnicas de simulación entre universidades, empresas consultoras y operaciones mineras facilitaría la implementación de mejores prácticas y elevaría el estándar profesional del sector, asegurando que los modelos sean aplicados con precisión y coherencia en distintos escenarios operativos.

La aplicación de mejores prácticas en la simulación de procesos minero-metalúrgicos podría generar importantes mejoras en recuperación de metales, reducción de costos y eficiencia operacional, consolidando la simulación como una herramienta clave para la optimización y toma de decisiones estratégicas en la industria.¹

Recomendaciones

Diseñar protocolos de muestreo en las operaciones asegurando que los datos sean representativos y reduciendo errores que puedan afectar la calidad de la simulación.

Desarrollar guías metodológicas para la recolección y validación de datos metalúrgicos, asegurando que incluyan criterios de masa mínima requerida y reducción de errores sistemáticos en el muestreo.

Capacitar al personal involucrado en las campañas de muestreo y análisis de laboratorio en las mejores prácticas y técnicas de control de calidad, con énfasis en la repetitividad y reproducibilidad.

Desarrollar metodologías claras para la determinación de incertidumbre en mediciones metalúrgicas, considerando las limitaciones de los equipos analíticos disponibles en los laboratorios y su impacto en la calidad de los modelos de simulación.

Utilizar software especializado para el análisis de datos y la reconciliación de balances, permitiendo cuantificar la incertidumbre asociada a las mediciones y mejorar la confiabilidad de los modelos de simulación.

Implementar programas de control de calidad de datos en plantas metalúrgicas, incluyendo auditorías técnicas periódicas para la detección y corrección de sesgos e inconsistencias en la información utilizada en modelos de simulación.

Aplicar técnicas avanzadas de balance metalúrgico, como la minimización de errores ponderados, para mejorar la confiabilidad de los datos antes de ingresarlos a los modelos de simulación y minimizar incertidumbres en la predicción de escenarios operativos

Validar los modelos con datos experimentales y operacionales, asegurando que representen adecuadamente el comportamiento del proceso y evitando la toma de decisiones basadas en simulaciones inexactas o mal calibradas.

Fomentar el uso de herramientas de análisis de sensibilidad en la simulación, identificando las variables críticas que afectan el rendimiento del proceso y enfocando los esfuerzos de optimización en áreas de mayor impacto.

Capacitar a los metalurgistas en la estructura matemática y las limitaciones de los modelos, evitando aplicaciones incorrectas y asegurando que las simulaciones reflejen con precisión las condiciones reales de operación.

Desarrollar estudios comparativos entre distintas técnicas de modelado, identificando las más efectivas según el tipo de proceso metalúrgico y su aplicabilidad en la industria minera.

Promover auditorías y certificaciones en procesos de modelado y simulación, asegurando que se sigan estándares reconocidos a nivel internacional y garantizando la confiabilidad de los resultados obtenidos.

Impulsar la integración de la simulación en la toma de decisiones operativas, asegurando que los modelos sean utilizados estratégicamente para la optimización de procesos y no solo como herramientas de validación teórica.

Facilitar el acceso a software de simulación en la academia e industria, asegurando que los profesionales puedan aplicar y validar modelos en entornos reales y tomar decisiones fundamentadas.

Fomentar la colaboración entre universidades, centros de investigación y la industria minera, estableciendo alianzas con instituciones como el JKMRC de Australia para la transferencia de conocimiento avanzado sobre modelamiento y simulación de procesos metalúrgicos.

Difundir los beneficios y limitaciones de la simulación en la comunidad metalúrgica, generando mayor confianza en su aplicación y promoviendo su adopción en más operaciones mediante conferencias, publicaciones científicas y programas de capacitación

Referencias bibliográficas

- Austin L. y Concha F. (1994). *Diseño y Simulación de circuitos de Molienda y Clasificación*. CYTED
- Gupta, A. y Yan, D. (2006). *Mineral Processing Design and Operation An Introduction*. Elsevier Scientific Publishing Company.
- King, R.P. (2012). *Modeling and Simulation of Mineral Processing Systems*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME)
- Lynch, A.J., et al. (1977). *Mineral Crushing and Grinding Circuits: Their Simulation and Control*. Elsevier Scientific Publishing Company.
- Lynch, A. J. et al. (1981). *Mineral and Coal Flotation Circuits: Their Simulation and Control*. Elsevier Scientific Publishing Company.
- Malhotra, D. (2015). *Plant Auditing: A Powerful Tool for Improving Metallurgical Plant Performance*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME).
- Morrison, R. D. (2008). *An Introduction to Metal Balancing and Reconciliation*. JKMRRC, University of Queensland.
- Mular, A. (2002). *Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control Proceedings*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME)
- Napier-Munn, T. J. et al. (1996). *Mineral comminution circuits: their operation and optimisation*. JKMRRC, University of Queensland.
- Napier-Munn, T. J. (2014). *Statistical Methods for Mineral Engineers*. JKMRRC, University of Queensland.
- Pitard, F. (1993). *Pierre Gy's Sampling Theory and Sampling Practice*. CRC PRESS.
- Wills, B.A. y Napier-Munn, T. J. (2006). *Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral*. JKMRRC, University of Queensland.