

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN

Facultad de Ingeniería

Departamento de Ingeniería Metalúrgica

Profesor Patrocinante

Dr. Fernando Betancourt

Ingeniero(s) Supervisor(es)

Julio Díaz M.
Marcos Rubilar B.

**“EVALUACIÓN TÉCNICA-ECONÓMICA DE LA IMPLEMENTACIÓN DE SISTEMA
PST EN PLANTA SAG, DIVISIÓN EL TENIENTE”**

RAFAEL IGNACIO SEPÚLVEDA BELLO

Informe de Memoria de Título
para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Enero 2020

AGRADECIMIENTOS

A mi familia, por heredarme el mayor bien que se le puede dar a un hijo, la educación, solo ellos saben el esfuerzo y sacrificio que se invirtió a lo largo de todos estos años, gracias por haber estado ahí siempre. A mis amigos y amigas que conocí en el camino y aportaron con la buena onda y las experiencias que hicieron más llevadera esta travesía.

A mis tutores Julio y Marcos que fueron mi principal motor y pilar de apoyo para la ejecución y desarrollo de esta tesis durante los meses que me desenvolví en El Teniente, a las personas que conocí en la GDI, SIP y Laboratorio Metalúrgico que me acogieron y recibieron, haciéndome sentir parte de sus equipos, gracias por su tiempo, trabajo y experiencia entregada.



RESUMEN

El presente trabajo consiste en la validación técnica del sistema PST (Particle Size Tracking) implementado en la BHI512 de la Planta SAG2 junto con estudiar la factibilidad económica del escalamiento del sistema al resto de la Planta SAG. Como parte de la validación técnica se consideró el contraste entre la medición de $+ \#100$ realizada por el sistema y el análisis mediante tamizaje en laboratorio, el impacto en control granulométrico en el producto fino enviado a flotación y el aporte en tratamiento adicional a partir de la lógica de control implementada. El análisis se desarrolló a partir de los datos capturados del sistema PST y operación planta en plataforma Pi System, datos de muestreos realizados a la batería de hidrociclones y análisis estadístico en Minitab y JMP.

A partir de la validación técnica de la medición entregada por el sistema, se determinó que este entrega la medición con una desviación absoluta del orden del 3% $+ \#100$ con respecto al análisis vía tamizaje en seco de laboratorio. En cuanto al control granulométrico hubo una reducción absoluta de 0.48% $+ \#100$, lo cual mediante una estimación mediante modelo de laboratorio generó un aporte en 0.15% en recuperación, mientras que en tonelaje adicional al circuito bolas-ciclón se logró un aporte de 0.67%.

Finalmente, en el estudio de factibilidad económica del escalamiento del sistema, se evaluaron dos casos, el primer caso que comprende la implementación del sistema en las dos baterías pertenecientes a la Planta SAG2, con un inversión inicial de 1.36 MUS\$ y evaluando a 5 años se obtuvo un VAN, IVAN y CAE de 1.28 MUS\$, 0.94 US\$ y 608 KUS\$, respectivamente. El segundo caso de evaluación consiste en la implementación conjunta de la planta SAG2 y planta SAG1, sumando así un total de 5 baterías a implementar, alcanzando una inversión de 2.71 MUS\$ y evaluando a 5 años se obtuvo un VAN, IVAN y CAE de 1.14 MUS\$, 0.42 US\$ y 1.19 MUS\$, respectivamente, acusando en ambos casos de evaluación una alta inversión con una baja rentabilidad.

ABSTRACT

This thesis consists of the technical validation of PST system (Particle Size Tracking) implemented in the BHI512 of SAG2 plant and the economic feasibility of scaling the system to the entire SAG plant. As part of the technical validation, a comparison was made between the measurement of + #100 performed by the system and the analysis by laboratory screening. The technical validation also considers the impact on the granulometric control of the fine product sent to flotation and the contribution on additional treatment based on the control logic implemented. The analysis were carried out based on the data captured from the PST system and plant operation on the Pi System platform and hydrocyclon battery samples. The analysis were carried out on Minitab and JMP.

As a result of the technical validation, the system measurement has an absolute deviation of 3% + #100 in respect to the dry screening analysis. As for the granulometric control, there was an a absolute reduction of 0.48% + #100, which by an estimate using a laboratory model generated a contribution of 0.15% in recovery, while an additional tonnage contribution of 0.67% was achieved on the balls-cyclone circuit.

Finally, in the economic feasibility study of the scaling of the system, two cases were evaluated, the first case comprising the implementation of the system in the two batteries belonging to the SAG2 plant, with an initial investment of 1.36 MUS\$ and evaluating to 5 years, a VNA, IVAN and CAE of 1.28 MUS\$, 0.94 US\$ and 608 KUS\$ were obtained respectively. The second evaluation case consists of the implementation of the SAG2 and SAG1 plants, which means implementing the system on 5 batteries. Considering an investment of 2.71 MUS\$ and evaluating at 5 years were obtained a VNA, IVAN and CAE of 1.14 MUS\$, 0.42 US\$ and 1.19 MUS\$, respectively. In both cases the evaluation shows a high investment with a low profitability.

ÍNDICE

1	INTRODUCCIÓN	1
1.1.	Objetivo general	1
1.2.	Objetivos específicos	1
2	ANTECEDENTES.....	2
2.1.	División El Teniente.....	2
2.2.	Planta concentradora Colón.....	3
2.3.	Planta de molienda SAG.....	5
2.3.1.	Proceso de molienda SAG2	6
3	ANTECEDENTES TEÓRICOS DE MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN.....	8
3.1.	Conminución	8
3.1.1.	Tipos de fracturamiento	8
3.2.	Tipos de molienda.....	9
3.2.1.	Molienda semiautógena SAG.....	9
3.2.2.	Molienda secundaria	11
3.2.3.	Parámetros de molienda.....	13
3.3.	Hidrociclones.....	15
3.3.1.	Curva de eficiencia	16
3.3.2.	Diseño y variables de operación en el desempeño del hidrociclón	17
3.3.3.	Roping	20
3.4.	Descripción de sistema PST.....	21
3.4.1.	Funcionamiento.....	22
3.4.2.	Estrategias de operación de PST.....	23
3.4.3.	Ventajas por sobre otros sistemas de medición	24
4	DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	26
4.1.	Levantamiento de data	26

4.2. Plan de implementación de sistema PST.....	26
4.2.1. Calibración	27
4.3. Procedimiento de evaluación técnica.....	29
4.3.1. Validación de modelo de calibración	29
4.3.2. Implementación de lógica de alarma	31
4.3.3. Análisis del impacto en granulometría y recuperación.....	32
4.4. Procedimiento de evaluación económica.....	33
4.4.1. Beneficios.....	34
4.4.2. Descuentos y costos asociados venta y producción	35
4.4.3. Costo de inversión y mantenimiento	36
4.4.4. Análisis de sensibilidad.....	37
5 RESULTADOS	38
5.1. Evaluación técnica.....	38
5.1.1. Validación de modelo de calibración PST.....	38
5.1.2. Caracterización de ciclones	40
5.1.3. Control granulométrico.....	42
5.1.4. Impacto en tratamiento.....	47
5.1.5. Disponibilidad	50
5.2. Evaluación económica.....	51
5.2.1. Evaluación planta SAG2	51
5.2.2. Evaluación planta SAG	54
6 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	58
7 BIBLIOGRAFÍA Y REFERENCIAS	60
8 ANEXOS	61
8.1. ANEXO A: Cálculo de descuentos a concentrados de Cu	61
8.2. ANEXO B: Detalle de muestreos realizados durante campañas de validación...	63

8.3. ANEXO C: Utilización y granulometrías mensuales.....	67
8.4. Anexo D: Flujos de caja asociados a evaluaciones económicas.....	68
8.5. Anexo E: Gráficos de tornado	72



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Representación de yacimiento y principales sectores productivos.	2
Figura 2.2 Esquema de planta concentradora Colón, División El Teniente. [3]	4
Figura 2.3 Diagrama simplificado de Planta SAG. [2]	5
Figura 2.4 Diagrama de planta de molienda SAG2 (Plataforma PI System).	7
Figura 3.1 Asociaciones minerales en la progenie de partículas producidas en la reducción de tamaño. [9]	8
Figura 3.2 Mecanismos de fractura. [6]	9
Figura 3.3 Esquema de molino SAG. [7]	10
Figura 3.4 Molino de bolas 512 planta SAG2, División El Teniente.....	11
Figura 3.5 Corte transversal de carga de molino. [5]	12
Figura 3.6 Detalle de flujos de circuito inverso de molienda y clasificación.[4].....	13
Figura 3.7 Representación de componentes y flujos de un ciclón. [9]	16
Figura 3.8 Gráfica de curva de eficiencia y B_{pf} . [6]	17
Figura 3.9 Curva de capacidad de ciclón en función del diámetro. [9]	18
Figura 3.10 Tipos de descarga. [9]	21
Figura 3.11 Sensor PST.....	22
Figura 3.12 Visualización de PST en tubería de rebose.	23
Figura 3.13 Representación esquemática de operabilidad de PST en planta. [10].....	23
Figura 4.1 Sensor PST implementado en ciclón 4, BHI512.	27
Figura 4.2 Procedimiento de tamizaje en húmedo.....	28
Figura 4.3 Etiquetado de muestras, filtrado en vacío y tamizaje por tamaños.....	30
Figura 4.4 Diagrama de lógica de alarmas.	32
Figura 4.5 Modelo de Recuperación flotación rougher SAG en función de + #100 (Laboratorio Metalúrgico, Mayo 2019).....	33
Figura 5.1 Contraste + #100 PST versus + #100 laboratorio.....	38
Figura 5.2 Efecto de contenido en sólidos en rebose sobre + #100.....	40
Figura 5.3 Tendencia mensual de % + #100 de BHI512.....	41
Figura 5.4 Comparación de + #100 y desgaste de ápex.	42
Figura 5.5 Utilización y + #100 de ciclones durante agosto.	43
Figura 5.6 Aceptación de alarma de baja presión.....	44
Figura 5.7 Simulación de Montecarlo sobre utilización de ciclones.....	44
Figura 5.8 Utilización y + #100 de ciclones acumulado "Sin y Con lógica"	45

Figura 5.9 Presión de operación "Sin lógica" y "Con lógica".....	47
Figura 5.10 Acciones realizadas ante eventos de baja presión.....	48
Figura 5.11 Adición de pebbles a molino de bolas 512.....	48
Figura 5.12 Tratamiento de molino de bolas 512.	49
Figura 5.13 Disponibilidad operacional de sensores PST.	50
Figura 5.14 Sensibilización caso Planta SAG2 respecto a %Inversión.	52
Figura 5.15 Sensibilización caso SAG2 en función del tiempo de operación con lógica.	53
Figura 5.16 Simulación de Montecarlo caso optimista SAG2.	54
Figura 5.17 Sensibilización Planta SAG respecto %inversión.	56
Figura 5.18 Sensibilización caso Planta SAG en función del tiempo de operación con lógica.....	56
Figura 5.19 Simulación de Montecarlo caso optimista Planta SAG.	57
Figura 8.1 Utilización y granulometrías septiembre.	67
Figura 8.2 Utilización y granulometrías octubre.	67
Figura 8.3 Utilización y granulometrías noviembre.....	67
Figura 8.4 Gráfico de tornado de VAN evaluación optimista Planta SAG2.	72
Figura 8.5 Gráfico de tornado de VAN evaluación optimista Planta SAG.	72

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 3.1 Eficiencia de water split según contenido de agua en la descarga. [9]	19
Tabla 3.2 Comparación de PST con otros métodos de medición. [12]	25
Tabla 4.1 Detalle de dimensiones de hidrociclones de BHI512.	29
Tabla 4.2 Descuentos aplicados a concentrado de Cu y valor final de venta (Orientaciones Comerciales 2020).	35
Tabla 4.3 Costo por tonelada de mineral procesada (Costos Unitarios 2019).	36
Tabla 4.4 Costo de inversión para baterías de 13 y 8 ciclones.	36
Tabla 5.1 Detalle de error absoluto y desviación estándar de cada ciclón.	39
Tabla 5.2 Condiciones operacionales durante campañas de muestreos.	40
Tabla 5.3 Detalle mensual de + #100 y Recuperación "Sin Lógica" y "Con Lógica". ...	46
Tabla 5.4 Indicadores económicos de evaluación planta SAG2.	51
Tabla 5.5 Caso pesimista planta SAG2 sin ingresos por recuperación.	52
Tabla 5.6 Indicadores económicos evaluación Planta SAG.	55
Tabla 5.7 Caso pesimista Planta SAG sin ingresos por recuperación.	55
Tabla 5.8 Comparación evaluaciones Plantas SAG.	57
Tabla 8.1 Flujo de cálculo de descuentos aplicados a concentrado de cobre.	61
Tabla 8.2 Detalle de muestras contrastadas ciclón 1 y 6.	63
Tabla 8.3 Detalle de muestras contrastadas ciclón 2 y 5.	63
Tabla 8.4 Detalle de muestras contrastadas ciclón 4 y 7.	64
Tabla 8.5 Detalle de muestras contrastadas ciclón 8 y 9.	64
Tabla 8.6 Detalle de muestras contrastadas ciclón 10 y 13.	65
Tabla 8.7 Detalle de muestras contrastadas ciclón 11 y 12.	65
Tabla 8.8 Detalle de muestras contrastadas ciclón 3.	66
Tabla 8.9 Flujo de caja Planta SAG2 considerando ingresos por tratamiento y recuperación.	68
Tabla 8.10 Flujo de caja Planta SAG2 considerando sólo ingresos por tratamiento. ...	69
Tabla 8.11 Flujo de caja Planta SAG considerando ingresos por tratamiento y recuperación.	70
Tabla 8.12 Flujo de caja Planta SAG considerando sólo ingresos por tratamiento.	71

NOMENCLATURA

- PST: particle size tracking (rastreador de tamaño de partícula).
- μm : micrón.
- SAG: semiautógeno.
- $\% + \# \text{Ty}$: porcentaje de mineral retenido sobre malla Tyler.
- tpd: toneladas por día.
- PTR: planta de tratamiento de relaves.
- DET: División El Teniente.
- CIO: centro integrado de operaciones.
- HP: horse power (caballo de fuerza).
- in ("): pulgada.
- F80: tamaño de mineral de alimentación inferior al 80%.
- ft ('): pie.
- psi: pressure square inch (presión por pulgada cuadrada).
- ton: tonelada.
- P80: tamaño de mineral de producto inferior al 80%.
- CEE: consumo de energía específico.
- kWh: kilowatthora.
- h: hora.
- B_{pf} : bypass de finos.
- E_i : eficiencia de clasificación ideal.
- E_i^c : eficiencia de clasificación corregida.
- d_{50}^c : tamaño del 50% corregido.
- D_c : diámetro de ciclón.
- K_{D2} : constante de ajuste.
- D_o : diámetro de vortex.
- D_u : diámetro de ápex.
- P : presión de alimentación.
- ρ_p : densidad de pulpa de alimentación.
- g : aceleración de gravedad.
- λ : factor de corrección.
- R_f : recuperación de agua en la descarga.

- BHI: batería de hidrociclones.
- l/min: litros por minuto.
- GPTA: gerencia de plantas.
- UCC: unidad de control de calidad.
- DCS: distributed control system (sistema de control distribuido).
- TC: treatment charge (costo de tratamiento).
- RC: refining charge (costo de refinación).
- PQ: plan quinquenio.
- tph: toneladas por hora.
- tmf: tonelada de mineral fino.
- TMS: tonelada de mineral seco.
- TMH: tonelada de mineral húmedo.
- CC: carga circulante.



1 INTRODUCCIÓN

Uno de los desafíos claves que hoy enfrentan las plantas concentradoras de gran tamaño es optimizar el rendimiento y a la vez mantener el nivel de recuperación de metal valioso. En la medida que la ley de mineral cae, las tasas de producción deben incrementarse para mantener los objetivos establecidos. Más aún, el depender de un número menor de circuitos de molienda ha producido un aumento en la sensibilidad ante los cambios del tipo de mineral y las tasas de alimentación. Mientras antes detecten los operadores estos cambios, menor será el impacto sobre el rendimiento. [1]

En División El Teniente el mejoramiento continuo de los procesos operativos es clave para mantener la competitividad de la división en la industria minera. En base a esta premisa, nació la necesidad de implementar un sistema de rastreo de partículas en el rebose de los hidrociclones a fin de permitir capturar data adicional que sea relevante y con gran potencial para mejorar la comprensión y control operacional del proceso SAG.

El sistema implementado corresponde a CYCLONEtrac PST proporcionado por CiDRA, el cual permite conocer el porcentaje de partículas en el rebose del ciclón superiores en tamaño a #100 o 150 μm . La implementación de esta tecnología se enmarcó bajo un convenio de cooperación tecnológica entre DET y el proveedor, implementando el sistema en la batería de hidrociclones 512 de la planta SAG2, a fin de validar divisionalmente el sistema y el potencial beneficio entregado al circuito de molienda y flotación, sentado las bases para la factibilidad del escalamiento del sistema.

1.1. Objetivo general

Evaluar técnicamente el sistema PST implementado en la batería de hidrociclones 512 de la planta SAG2 y estudiar la factibilidad económica de su escalamiento al resto de la planta SAG.

1.2. Objetivos específicos

- Evaluar la confiabilidad de la medición entregada por el sistema PST determinando su desviación con respecto al tamizaje en seco.
- Determinar el impacto de la lógica de control implementada sobre el producto granulométrico fino y tratamiento del circuito de molienda.
- Evaluar económicamente la factibilidad del escalamiento del sistema PST a las instalaciones de Planta SAG2 y Planta SAG completa.

2 ANTECEDENTES

2.1. División El Teniente

División El Teniente es una de las 7 divisiones perteneciente a Codelco, se encuentra ubicada en la región del Libertador General Bernardo O´Higgins a 44 km al este de la ciudad de Rancagua a una altura aproximada de 2.100 m.s.n.m.

El Teniente es el yacimiento de cobre subterráneo más grande del mundo, comenzó a ser explotado en 1905 y cuenta con una red de galerías de más de 4.000 kilómetros, siendo la división más productiva de Codelco con cerca del 30% de la producción total. Dentro de sus productos se obtienen principalmente concentrado de cobre, concentrado de molibdeno, ánodos de cobre y en menor medida cátodos de cobre a partir del tratamiento vía SX-EW de agua de mina.

El yacimiento subterráneo es explotado mediante el método de block caving dada las características geológicas de la roca y morfología del yacimiento, sus unidades productivas principales corresponden a los yacimientos Esmeralda, Recursos Norte, Diablo Regimiento y el futuro Nuevo Nivel Mina. Las menas principales de cobre (Cu) que se encuentran son calcopirita (CuFeS_2) en mayor medida y bornita (Cu_5FeS_4), que en conjunto entregan una ley promedio de 0,96% de cobre en el mineral de cabeza, además del contenido de molibdenita (MoS_2) que aporta una ley de 0,02% de molibdeno (Mo).

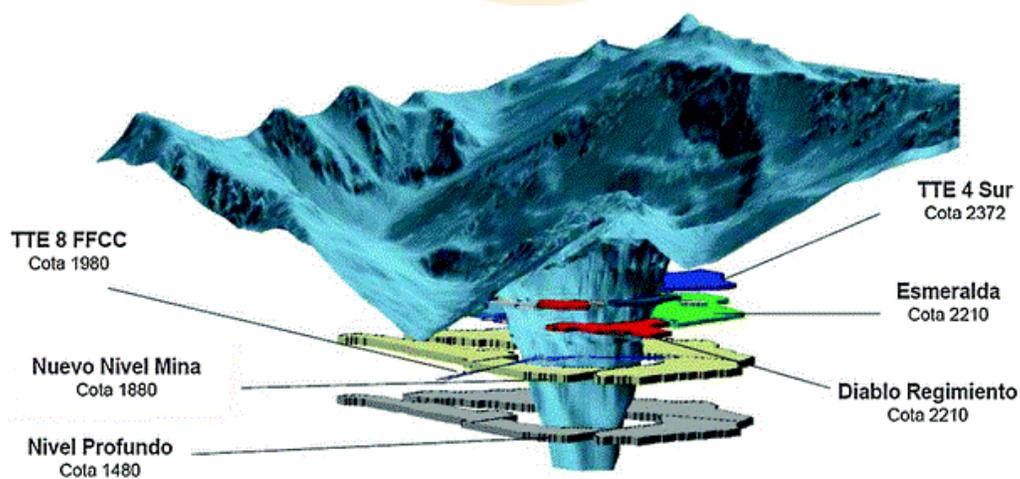


Figura 2.1 Representación de yacimiento y principales sectores productivos.

2.2. Planta concentradora Colón

Actualmente la planta concentradora Colón consta de 3 líneas de procesos de reducción de tamaño que procesan en conjunto un promedio de 150.000 tpd. La primera línea de procesos Sewell que procesa alrededor de 15.000 tpd provenientes del rajo Sur, consta en primer lugar de una etapa de reducción primaria con chancadores de cono y posteriores etapas de molienda por medio de molinos de barras y bolas, donde el fino obtenido es luego enviado a flotación en la planta PTR o Convencional según sea la disponibilidad operacional. La segunda línea de procesos Convencional trata aproximadamente 55.000 tpd, cuenta con etapas de chancado secundario y terciario, con posterior molienda secundaria en un conjunto de 12 molinos de bolas convencionales y un treceavo molino unitario, operando todos de forma paralela, el producto fino es enviado posteriormente a la planta de flotación Convencional. Finalmente, la tercera línea de procesos SAG consistente en dos plantas, SAG1 y SAG2, las cuales en conjunto procesan en promedio 90.000 tpd, estas dos plantas de molienda SAG están compuestas análogamente por molinos semiautógenos con clasificación mediante harneros y molienda secundaria en molinos de bolas en circuito cerrado con sus respectivas baterías de hidrociclones, el producto obtenido de la clasificación es enviado luego a la planta de flotación colectiva, en la denominada planta de flotación SAG, mientras que el sobretamaño obtenido en los harneros es enviado a la planta centralizada de chancado de pebbles siendo el producto de esta recirculado a la alimentación del molino SAG o molinos de bolas de la línea SAG2.

Luego, el concentrado obtenido desde las plantas de flotación colectiva es enviado a la planta de flotación selectiva de molibdeno, donde se obtienen concentrados de cobre y molibdeno por separado con leyes de 29% y 50%, respectivamente. La recuperación global de la concentradora es de entorno al 89% y 60% para cobre y molibdeno, respectivamente.

Finalmente, el concentrado de cobre obtenido desde la planta de flotación selectiva se ajusta su concentración de sólidos en la planta de espesamiento a un 50% en peso y enviado posteriormente a través del concentraducto hacia la fundición Caletones para su filtración y disposición para ser fundido a ánodos o directamente comercializado como concentrado, mientras que el concentrado de molibdeno es dispuesto en maxisacos para su venta. Por su parte, los relaves obtenidos de la flotación colectiva son procesados en

los recuperadores de agua para la recirculación de agua de proceso y posterior envío del relave para su disposición a través de un canal de 87 km de longitud hasta el embalse Carén, ubicado en la comuna de Álhue.

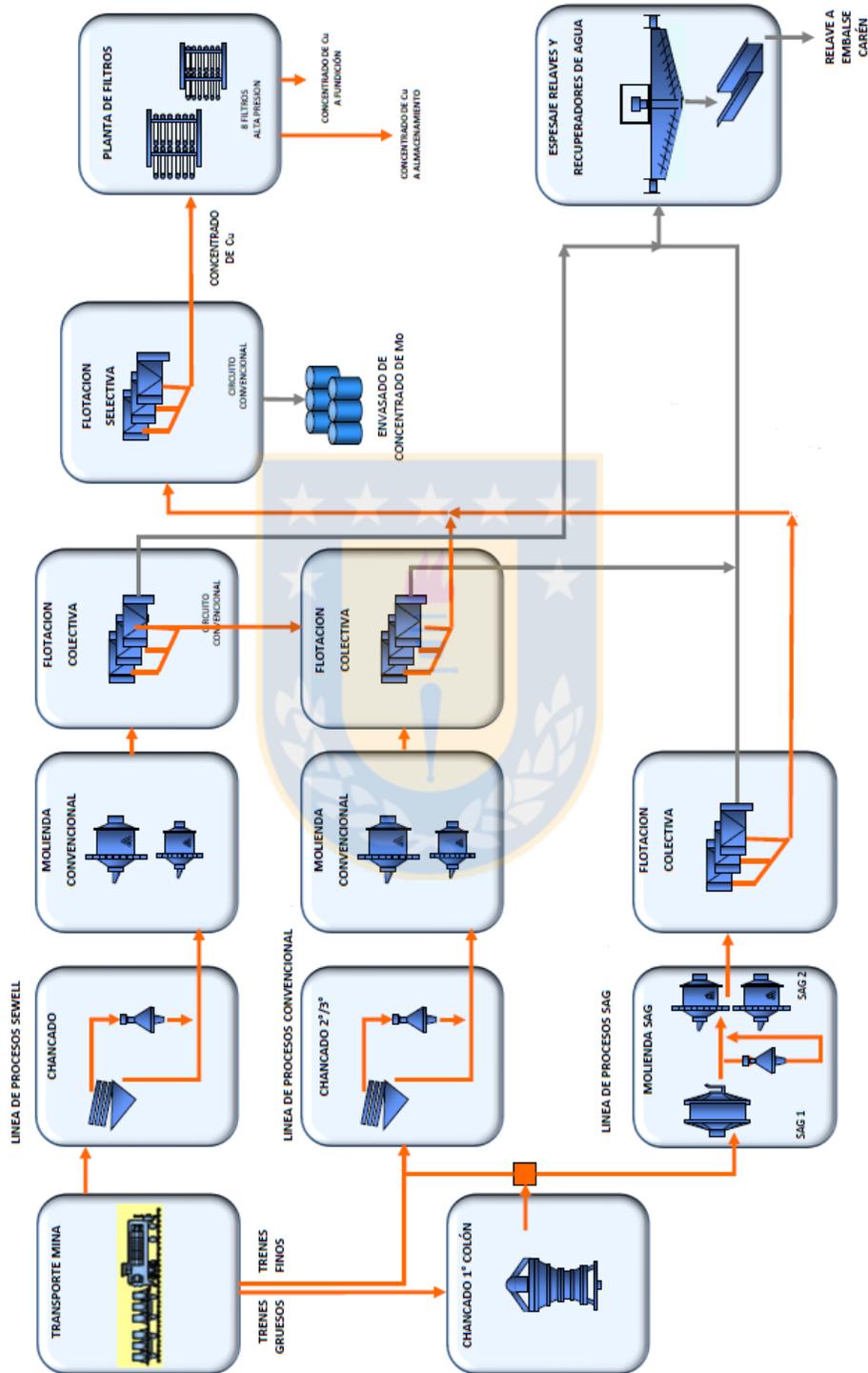


Figura 2.2 Esquema de planta concentradora Colón, División El Teniente. [3]

2.3. Planta de molienda SAG

La planta de molienda SAG perteneciente a la línea de procesos SAG de molienda y flotación, data sus inicios desde septiembre de 1991, poniendo en marcha el primer molino SAG de DET en conjunto con dos molinos de bolas y una planta centralizada de pebbles, la producción inicial de esta planta contemplaba 24.700 tpd, las que luego eran enviadas por medio de tuberías y canaletas hacia la planta de flotación convencional.

Casi una década más tarde, en 2003, se puso en marcha un segundo molino SAG en conjunto con dos molinos de bolas, una nueva planta de chancado de pebbles, con capacidad de 18.000 tpd, y una planta de flotación colectiva que recibe el producto de las líneas SAG1 y SAG2, las cuales poseen capacidades de diseño de 30.000 y 60.000 tpd, respectivamente.

La planta SAG es operada desde 2018 vía remota desde la sala CIO en Rancagua, mediante un sistema de control distribuido, bajo plataforma compuesta por el sistema Experion EPKS, donde se controlan las áreas de molienda SAG1 y SAG2, flotación y chancado de pebbles. [2]

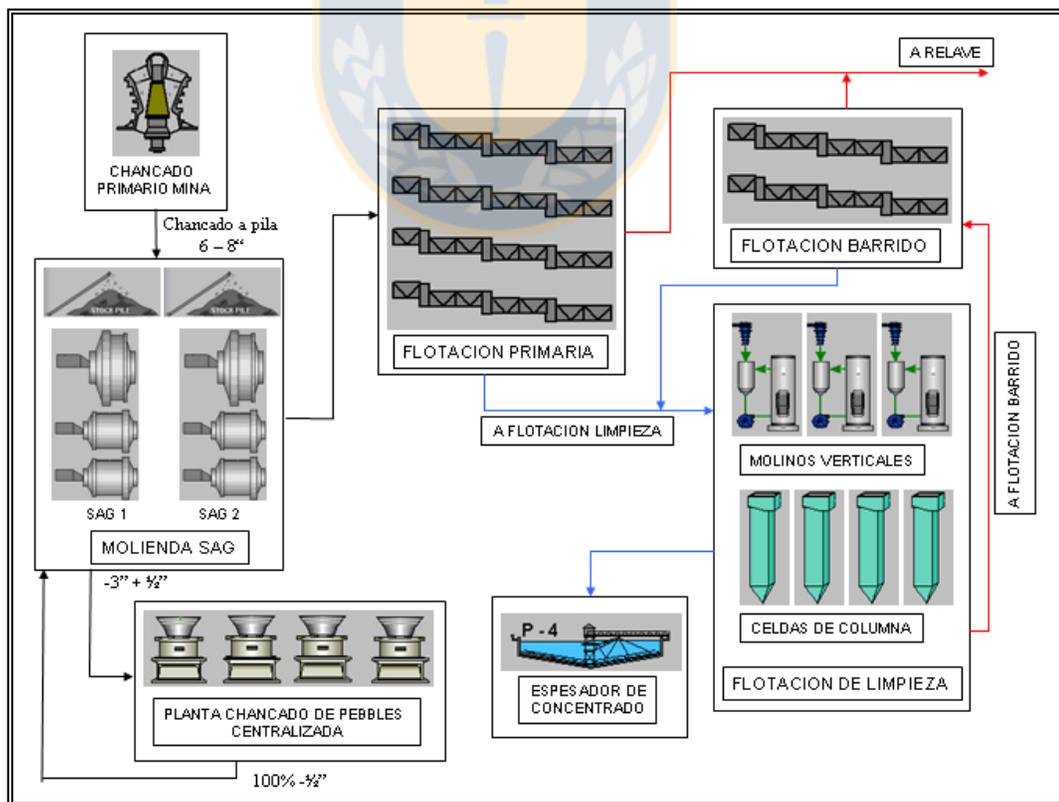


Figura 2.3 Diagrama simplificado de Planta SAG. [2]

2.3.1. Proceso de molienda SAG2

La planta de molienda SAG2 es alimentada en promedio con 60.000 tpd de mineral fresco desde la pila de acopio de mineral por medio de 6 alimentadores de correa que transfieren el mineral hacia la correa transportadora que alimenta al molino SAG501 de dimensiones 38'x22' y 26.000 HP de potencia, la alimentación entrante al molino está compuesta por mineral fresco y una fracción pebbles chancados de recirculación, que en conjunto poseen tamaños típicos de 100% bajo 7-8" y un F80 de 4". Adicionalmente se alimenta al chute del molino; agua para ajustar la concentración de sólidos, lechada de cal para el ajuste de pH en el proceso, colector primario para flotación de cobre y diésel para la flotación de molibdeno.

El molino semiautógeno SAG Metso utiliza medios de molienda de 5,5" y descarga la pulpa con una concentración de sólidos aproximada entre 65 y 78% de sólidos sobre harneros vibratorios de doble parrilla de 10'x24', con slot de 20x50mm y 12x20mm. El bajotamaño cae a la cuba de descarga y mientras que el sobretamaño es enviado a la planta de chancado de pebbles, esta planta chancado está compuesta por cuatro chancadores de cono de 800HP configurados en circuitos cerrado con harneros tipo "banana" de 8'x24' que entregan un producto final de 100% bajo 12mm, el cual es alimentado mayoritariamente como pebbles de avance a los molinos de bolas 511 y 512 o en ocasiones ante requerimiento de disponibilidad como pebbles recirculados al molino SAG.

La pulpa proveniente del bajotamaño del harnero SAG, ingresa a la cuba, donde es mezclada con agua para reducir el porcentaje de sólido y luego ser impulsada en forma paralela mediante bombas hacia el cajón de cada molino de bolas operando en circuito cerrado inverso con las baterías de hidrociclones. En el cajón el porcentaje de sólido se ajusta mediante la adición de agua y la descarga del molino de bolas correspondiente, luego la pulpa es impulsada hacia la batería de hidrociclones, de los cuales usualmente once están en operación y dos stan-by, con el objetivo de trabajar con buena carga circulante en el molino, el rango de presión recomendable de operación es entre 8.0 y 9.5 psi y una concentración de sólidos en la alimentación cercana al 65%. El rebose obtenido de las baterías constituye el producto final de la planta con una granulometría igual o menor al 25% + #100Ty que es enviado a la planta de flotación SAG, mientras que la descarga es recirculada a la alimentación de los molinos de bolas. [2]

3 ANTECEDENTES TEÓRICOS DE MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN

3.1. Conminución

Dentro de cualquier faena minera la conminución o molienda cumple un rol fundamental en el proceso productivo. Consiste en el primer paso en la separación y recuperación de las especies valiosas desde las rocas mineralizadas mediante la pulverización de tales rocas a tamaños suficientemente pequeños de manera que las menas de interés resulten liberadas y por tanto, superficialmente expuestas para poder ser selectivamente concentradas en etapas posteriores de procesamiento, tal como flotación [4]. La liberación se lleva a cabo mediante el empleo de medios de molienda que pueden ser bolas de acero o incluso las mismas rocas mineralizadas que mediante tres tipos de mecanismos de fracturamiento logran la reducción de tamaño y liberación.

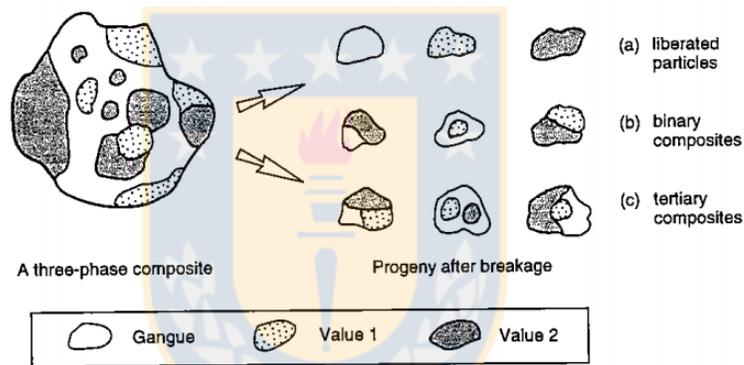


Figura 3.1 Asociaciones minerales en la progenie de partículas producidas en la reducción de tamaño. [9]

3.1.1. Tipos de fracturamiento

El primer tipo corresponde al fracturamiento por impacto, ocurre cuando se aplica una fuerza normal sobre la superficie de la partícula mineral, comprendiendo así la escisión y rotura de la partícula. La escisión de la partícula ocurre cuando la energía aplicada es suficiente para aplicar una carga sobre una pequeña región de la superficie alcanzando el punto de fractura. El tamaño de la progenie resultante es comparativamente similar a la partícula original, este tipo de fractura ocurre bajo condiciones de baja compresión cuando la fractura libera rápidamente la carga de la partícula. Por otra parte, la fractura por rotura se produce cuando la energía aplicada es superior a la requerida para producir la fractura, bajo esta condición una gran región de la partícula es sobrecargada resultando en una progenie de partículas con un amplio

espectro de distribución de tamaño. Esto ocurre bajo condiciones de carga rápida y gran velocidad de impacto.

En segundo lugar se tiene la fractura por abrasión, es considerada como un fenómeno de superficie que toma lugar cuando dos partículas se mueven paralelamente sobre un plano común de contacto. Durante el contacto son fracturas o removidas pequeñas partículas desde la superficie mineral, la cual no se ve notablemente afectada producto de que la energía aplicada es insuficiente para causar un daño mayor, como resultado se obtienen partículas de granulometría muy fina.

Por último, cuando un molino está operando a baja velocidad, la molienda es resultado de una acción conjunta del frotamiento entre las bolas y el revestimiento del molino, recibiendo el nombre de fractura por compresión. Este mecanismo de fractura se produce por la acción compresiva entre la carga del molino y el revestimiento del mismo, produciendo mayormente partículas gruesas y algunas finas.

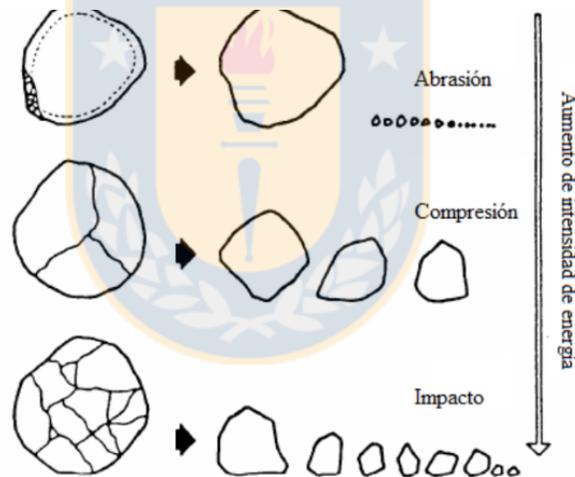


Figura 3.2 Mecanismos de fractura. [6]

3.2. Tipos de molienda

3.2.1. Molienda semiautógena SAG

Este tipo de molienda se caracteriza por recibir el mineral directamente desde el chancado primario (o stockpile) a diferencia de la molienda convencional que recibe la alimentación desde el chancado terciario. El molino SAG consiste en un molino rotatorio

cilíndrico de gran diámetro respecto a su largo, comúnmente relacionado mediante la razón $D/L = 1.7$.

La reducción de tamaño es llevada a cabo mediante el empleo de bolas de acero de típicamente 5.5" que logran un nivel de llenado entre el 12 y 18%, además de las mismas rocas de mayor tamaño que también actúan como medios de molienda favoreciendo la reducción. El uso de este tipo de medios de molienda implica un gran ahorro económico en acero respecto a las plantas convencionales que emplean chancado secundario, terciario y molinos de barras. Adicionalmente, se agrega a la alimentación del molino agua para generar una pulpa que favorece la dinámica de molienda así como también reactivos varios de utilidad para procesos aguas abajo.

El mecanismo de molienda se logra mediante el giro del molino a una determinada velocidad, menor a la velocidad crítica, donde mediante los lifters interiores del molino se produce el levantamiento de la carga de bolas más pulpa, los cuales por medio de la gravedad cae impactando la carga de la zona baja del molino, este mecanismo de movimiento continuo de la carga e impacto bola-roca y roca-roca produce la reducción de tamaño.

Generalmente, este tipo de molinos operan seguidos de harneros vibratorios donde el bajotamaño puede ser alimentado directamente al molino de bolas o previa clasificación mediante hidrociclones, según sea el caso, mientras que el sobretamaño o también conocido como pebbles es enviado hacia la planta de chancado.

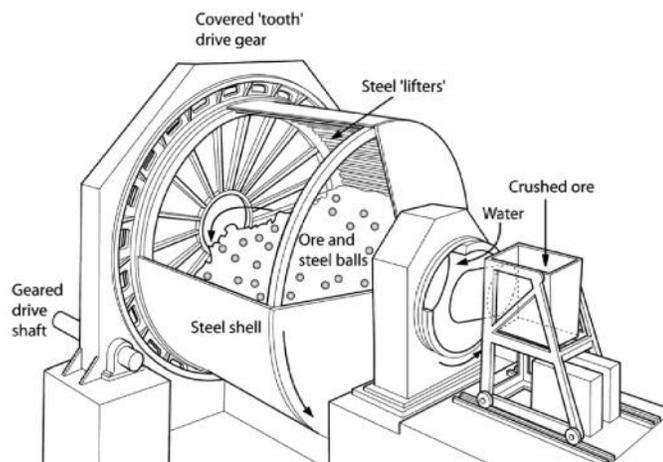


Figura 3.3 Esquema de molino SAG. [7]

3.2.2. Molienda secundaria

En circuitos del tipo molienda-flotación, el molino de bolas es el encargado de llevar a cabo la reducción de tamaño final, a fin de lograr una granulometría ideal para el proceso de flotación. El molino de bolas, al contrario del molino SAG, posee una mayor longitud que diámetro, típicamente entorno a la relación $D/L=0,6$.

En este caso el medio de molienda empleado son bolas de acero, típicamente de 3.5" diámetro y un nivel de llenado cercano al 30%. Por lo general, estos molinos operan en circuito cerrado inverso con una batería de hidrociclones para el caso de circuitos de molienda SAG, donde ocurre primeramente la clasificación del bajo tamaño producido por el molino SAG mediante el empleo de ciclones, constituyendo la descarga de estos la alimentación al molino de bolas, además de la adición de agua para generar una concentración de sólidos óptima.

La molienda es llevada a cabo en su mayoría por las bolas de acero y en menor medida por el propio mineral, que producto del giro del molino y los lifters la carga es levantada para luego caer sobre la carga de la zona baja del molino produciendo la fractura de las partículas por los mecanismos anteriormente mencionados.



Figura 3.4 Molino de bolas 512 planta SAG2, División El Teniente.

Bajo la acción rotatoria del molino en conjunto con los lifters se produce el movimiento y levantamiento de la carga interior, esta acción conjunta produce la formación de 3 zonas principales en las cuales se lleva a cabo la molienda de las

partículas, la primera zona, denominada zona de cascada, los medios molidores tienden a rodar suavemente por sobre la carga de la zona baja formando un flujo tipo cascada. Esta cascada favorece la abrasión generando gran cantidad de finos además de un mayor desgaste de la coraza.

La zona de catarata se caracteriza por el movimiento que realizan medios molidores que al llegar al hombro de la carga se separan de esta y caen desarrollando una trayectoria parabólica, produciendo la conminución por impacto. Se debe tener presente que en la zona de catarata los medios molidores caen libremente y no ocurre fractura hasta que ellos impactan contra la carga o los revestimientos. Cuando el nivel de carga del molino es bajo el impacto de las bolas se puede producir directamente sobre los revestimientos provocando un desgaste acelerado. Adicionalmente, se produce la zona cascada que corresponde a aquella fracción de carga que no alcanza a desprenderse y cae rodando hacia la zona baja de la carga.

Por último, se tiene la zona de compresión, la carga en esta zona tiende a pegarse a la coraza, en este caso se reduce drásticamente la ruptura por impacto y actúan mayoritariamente los mecanismos de abrasión y compresión debido a la presión ejercida por la misma carga, esta zona también es conocida como riñón debido a su forma.

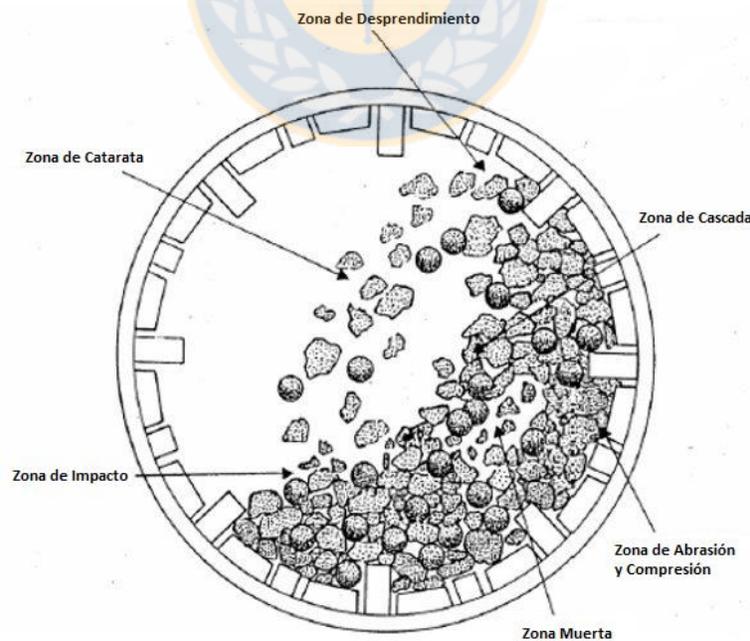


Figura 3.5 Corte transversal de carga de molino. [5]

3.2.3. Parámetros de molienda

3.2.3.1. Carga circulante

En los procesos de concentración de minerales se requiere obtener partículas bajo un determinado rango de tamaño óptimo. En general, el producto descargado por el molino SAG que constituye la alimentación fresca y la descarga del molino de bolas para el caso de un circuito inverso de molienda-clasificación, como el de la figura 3.6, solo un porcentaje del mineral reducido cumple con el rango de tamaño requerido para el proceso siguiente de flotación, por lo que se hace necesario que esta descarga deba ser clasificada para así retornar la fracción de partículas gruesas al molino, este tonelaje de material que retorna al molino depende altamente de la eficiencia de operación del molino, de la batería de ciclones y sus características geométricas.

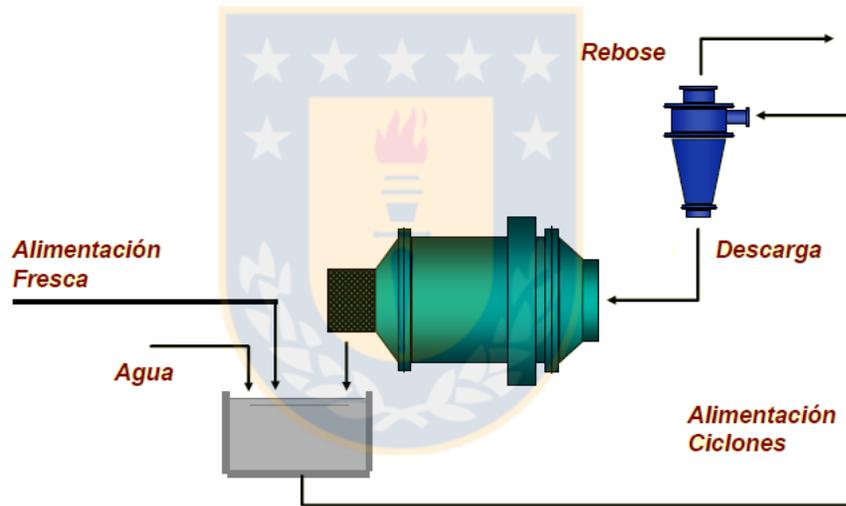


Figura 3.6 Detalle de flujos de circuito inverso de molienda y clasificación.[4]

En este caso la para un circuito de molienda y clasificación en estado estacionario, donde el tonelaje de alimentación fresca es igual al tonelaje de rebose que abandona el circuito, la carga circulante se define como la razón entre el tonelaje de descarga del hidrociclón y el rebose del mismo (Ec. 1) [8]. Altos niveles de carga circulante indican una pobre clasificación, retornando más mineral del necesario al molino, llegando incluso a producir la sobrecarga del mismo, por otra parte, bajos niveles de carga circulante indican vaciado del molino produciendo un aumento en el consumo de acero. Si bien el

nivel de carga circulante es propio del diseño de cada circuito de molienda, típicamente se busca trabajar con niveles del orden del 400%.

$$Carga\ Circulante = \frac{Descarga\ (ton)}{Rebose\ (ton)} \times 100 \quad (1)$$

3.2.3.2. Consumo específico de energía

En este punto la dureza y textura del mineral poseen un importante rol en el consumo de energía en la reducción de tamaño. Bond estableció que, dentro de un amplio rango de tamaños, la energía específica necesaria para la conminución se puede relacionar a los tamaños de alimentación F80 y producto P80 mediante la expresión de la ecuación 2.

$$CEE = W_i \left[\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}} \right] \quad (2)$$

Donde CEE es el consumo de energía específico en kWh/ton y P80 y F80 son los tamaños del 80% del producto y alimentación al circuito en micrones, W_i es el índice de trabajo de Bond en kWh/ton y es propio de cada tipo de mineral o mezcla de estos. A partir de esta expresión se puede definir el consumo de energía específico como la cantidad de energía requerida para reducir una tonelada de mineral desde un tamaño de alimentación F80 a un determinado tamaño de producto P80 [8]. Además se puede notar que a medida que menor sea la diferencia entre los tamaños de alimentación y producto, menor será el consumo específico de energía y viceversa. Adicionalmente, el consumo de energía específico puede ser también representado como la razón entre la potencia consumida por el molino y el tonelaje de mineral alimentado por hora.

$$CEE = \frac{Potencia\ Molino\ (kW)}{Alimentación\ Fresca\ \left(\frac{ton}{h}\right)} \quad (3)$$

En un circuito de molienda y clasificación este indicador sirve como parámetro de control en el rendimiento del circuito y consumo energético asociado.

3.3. Hidrociclones

Se denomina clasificación a la operación de separación de los componentes de una mezcla de partículas en dos o más fracciones de acuerdo a su tamaño, siendo cada grupo obtenido más uniforme en esta propiedad que la mezcla original y logrando así que aquellas partículas que alcanzaron un tamaño adecuado no sean recirculadas nuevamente a la etapa previa de reducción de tamaño, evitando así la sobremolienda. Dentro de las plantas de procesamiento de minerales se emplean principalmente dos tipos de clasificadores, harneros e hidrociclones. [8]

En la clasificación mediante hidrociclones se obtienen como productos dos fracciones, una fracción integrada preferentemente por partículas gruesas que recibe el nombre de descarga (o underflow) y otra conformada por las partículas finas llamada rebose (u overflow). Sin embargo, al ser clasificadores no ideales que no producen una operación y separación perfecta, es probable que partículas con características similares de tamaño, densidad y forma reciban una distinta acción de clasificación.

El principio de acción de los hidrociclones consiste en la entrada tangencial de la alimentación en la parte superior, donde el movimiento del vórtice produce un campo de fuerza centrífugo que arrastra las partículas hacia las paredes del equipo. Durante la trayectoria radial las partículas deben vencer la resistencia del fluido que se mueve hacia el eje central, por esta razón las partículas de mayor tamaño llegarán más cerca de las paredes siendo arrastradas por la corriente descendente abandonando el equipo por el apex y reportándose en la descarga, mientras que las partículas finas serán arrastradas hacia el vortex finder por la corriente ascendente reportando así al rebose. [8]

La correcta operación de los circuitos de molienda-clasificación tiene como resultado la reducción del contenido de ultrafinos y gruesos en la alimentación al proceso de flotación, la reducción de la presencia de estos dos tipos de tamaños trae consigo una mayor recuperación del metal al reducir pérdidas debido a poca flotabilidad, lo que a la vez también se traduce en una menor presencia de ganga ultrafina que flota por arrastre hidráulico. En adición, al existir un adecuado control de la batería de ciclones trae consigo un mejor manejo de la carga circulante, se beneficia la reducción de la sobremolienda, el CEE, el consumo de medios de molienda y el desgaste de bombas y cañerías.

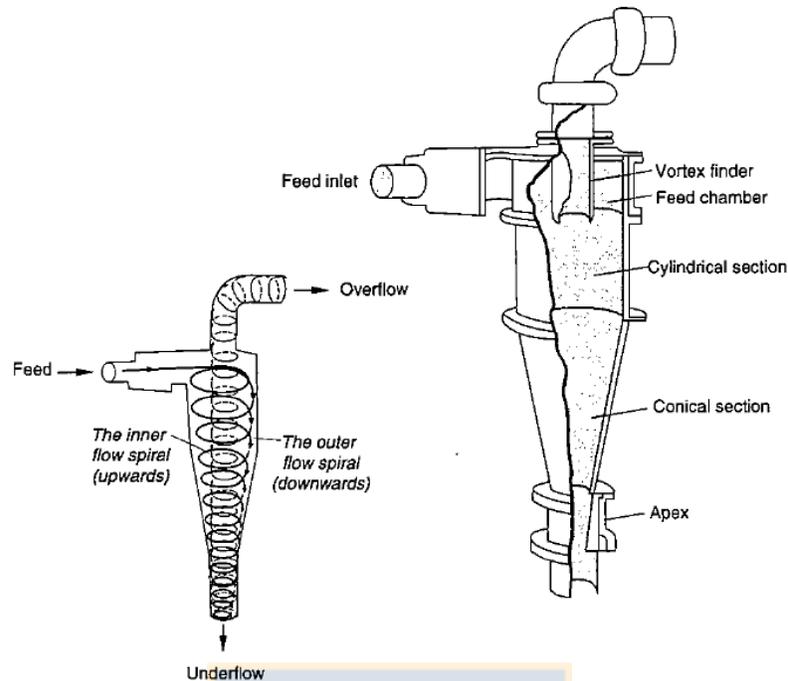


Figura 3.7 Representación de componentes y flujos de un ciclón. [9]

3.3.1. Curva de eficiencia

El rendimiento de un clasificador sólido-líquido, en términos de tamaño de separación y recuperación de sólidos, es posible representarlo mediante una curva de eficiencia o también llamada curva de partición o selectividad. En el caso de un hidrociclón esta curva tiene la labor de representar la cantidad de sólidos de la alimentación que reportan ya sea a la descarga o rebalse de este.

Sin embargo, dado que los ciclones no son separadores ideales, en la práctica existe una fracción de mineral fino que producto del arrastre ejercido por las partículas más gruesas terminan siendo reportadas a la descarga del ciclón, este fenómeno recibe el nombre de cortocircuito o Bypass de finos (B_{pf}) [6]. La ocurrencia de este fenómeno es perjudicial para el circuito de molienda, debido a la recirculación de mineral fino hacia el molino de bolas produciendo la sobremolienda y consumo innecesario de capacidad de molienda y transporte.

En base a esto la curva de clasificación real puede ser descompuesta en términos del B_{pf} y la eficiencia de clasificación ideal, es decir, sin ocurrencia de cortocircuito.

$$E_i = B_{pf} + (1 - B_{pf})E_i^c \quad (4)$$

De otra forma, la curva de eficiencia puede ser representada también mediante el modelo de Plitt, la cual corresponde a una expresión matemática del tipo Rosin-Rammler. El valor del parámetro "m" en esta expresión constituye una medida directa de la eficiencia global de la clasificación. De esta forma, si $m > 3$, se tendrá el caso de una clasificación nitida de partículas gruesas y finas en los flujos de descarga y rebalse del hidrociclón, respectivamente. Valores de "m" inferiores a 2 indicarán una separación relativamente pobre entre partículas gruesas y finas, y así sucesivamente.

$$E_i = B_{pf} + (1 - B_{pf})[1 - \exp(-\ln(2)(d_i/d_{50}^c)^m)] \quad (5)$$

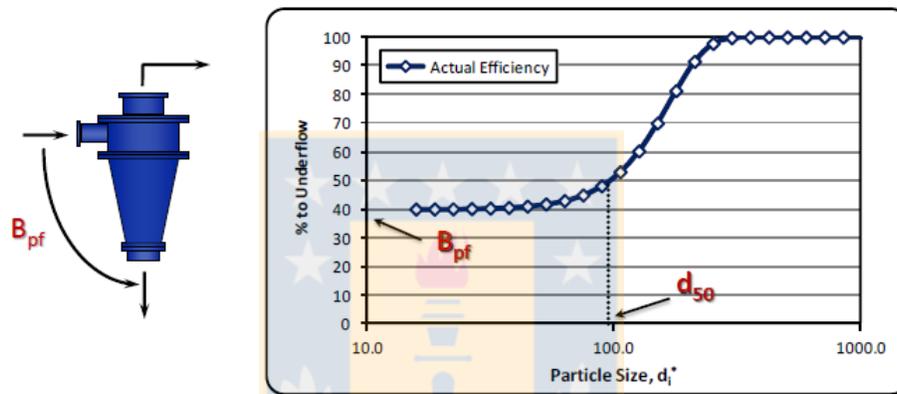


Figura 3.8 Gráfica de curva de eficiencia y B_{pf} . [6]

3.3.2. Diseño y variables de operación en el desempeño del hidrociclón

Para lograr la optimización de una batería de hidrociclones en un circuito de conminución generalmente implica alcanzar un determinado tamaño de producto fino, densidad de los flujos de producto o water Split, eficiencia de clasificación y la capacidad de tratamiento en caso de ser necesario.

Sin embargo, realizar la optimización de los ciclones se complica ante la dependencia de los factores nombrados anteriormente entre ellos mismos, por ejemplo, modificar los flujos de sólidos en los productos del ciclón o la eficiencia de separación trae consigo una modificación inherente al water split. Ante esto toma un rol importante las herramientas de simulación y así poder predecir este tipo de comportamientos, siempre y cuando los modelos se encuentren adecuadamente calibrados. Dentro de las variables disponibles para lograr la optimización de ciclones se considera la modificación

de las componentes geométricas (diámetro ciclón, vortex finder, ápex, etc.) y por otra parte las variables asociadas a la alimentación tales como concentración de sólidos, volumen de flujo de pulpa y presión.

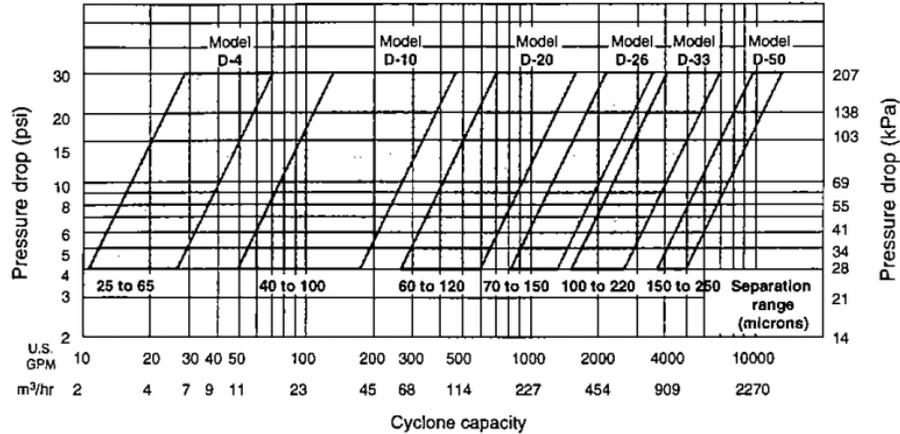


Figura 3.9 Curva de capacidad de ciclón en función del diámetro. [9]

i. Tamaño de clasificación

A partir del modelo de Nageswararao para el tamaño de clasificación (Ec. 6) se puede establecer la dependencia de este con el diámetro del ciclón, lo cual se deriva debido a la influencia de la velocidad tangencial que establece la fuerza centrífuga sobre las partículas minerales y produce el efecto de clasificación, por ejemplo, ciclones pequeños alcanzan grandes velocidad y fuerza, lo que produce una clasificación fina, cumpliéndose lo opuesto para ciclones de mayor diámetro.

$$\frac{d_{50c}}{D_c} = K_{D2} \left(\frac{D_o}{D_c} \right)^{0.52} \left(\frac{D_u}{D_c} \right)^{-0.47} \lambda^{0.93} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c} \right)^{-0.22} \quad (6)$$

Adicionalmente, se identifica la proporcionalidad que existe entre el d_{50c} y el recíproco de la presión, es decir, a medida que se aumenta la presión de operación del ciclón o la batería, manteniendo las demás variables operacionales constantes, el tamaño de separación se verá reducido, por otra parte, si se desea mantener el tamaño de corte constante mientras se aumenta el flujo de alimentación a la batería, dada la proporcionalidad que existe entre la presión de alimentación y la capacidad del ciclón,

se hace necesario aumentar el número de hidrociclones procurando mantener la presión acotada.

En las fases de diseño de ciclones una vez que se establece el tamaño de corte objetivo en función del diámetro del ciclón, se debe tener también en consideración el cómo afectan las dimensiones del ápex y vortex, donde un ápex pequeño o vortex grande producen un aumento del tamaño de corte, aumentando la granulometría del overflow o también produciendo sobrecarga del ápex y posterior acordonamiento del ciclón ante condiciones críticas de operación.

Por otra parte, el incremento de la presión de alimentación tiene un efecto reductor en el tamaño de corte, por el contrario del aumento de la densidad de alimentación (o viscosidad de pulpa) que produce el aumento del tamaño de corte, lo cual puede ser revertido aumentando la adición de agua a la cuba y lograr la dilución de la alimentación.

ii. Flow split y densidad de flujos

La división volumétrica de los flujos y agua están fuertemente correlacionados durante la clasificación de sólidos, estas dos condiciones en conjunto definen la densidad de los flujos de producto obtenidos, impactando directamente en la carga circulante y el producto enviado a flotación. También se debe considerar el efecto bypass el cual se ve minimizado ante una recuperación de agua en la descarga no menor a 40%. [9]

Tabla 3.1 Eficiencia de water split según contenido de agua en la descarga. [9]

%Agua a Descarga (Rf)	Eficiencia
> 50%	Muy Pobre
40 - 50%	Pobre
30 - 40%	Razonable
20 - 30%	Bien
10 - 20%	Sujeta a condición de roping

La proporción de agua que es recuperada en la descarga puede ser reducida mediante el empleo de ápex más pequeños, vortex de mayor tamaño, incremento de presión de alimentación o incluso por inclinación del ciclón, donde una mayor inclinación permite un menor contenido de agua en la descarga.

iii. Eficiencia de clasificación

La eficiencia de clasificación o nitidez de la curva de clasificación, tiene un importante rol en el cumplimiento de la tarea de clasificación pero que es relativamente difícil manipular. Como se mencionó anteriormente, la curva de eficiencia reducida es casi constante para un determinado diseño de ciclón y características de alimentación, sin embargo, este índice de nitidez se ve maximizado ante la reducción del contenido de agua en la descarga. Por el contrario, la eficiencia se ve reducida ante alimentaciones con una alta concentración de sólidos o gran presencia de arcillas que afectan la reología de la pulpa, este puede ser mitigado mediante la dilución de la alimentación. [9]

iv. Tipo de mineral

Dos son las propiedades del material que tienen la mayor influencia en el comportamiento de un hidrociclón: la densidad del mineral, si éste es puro, y la composición, si está constituido por una mezcla. En base a esto la diferencia de densidad entre el sólido y el líquido, donde a mayor diferencia menor será el tamaño de corte. También se considera la distribución granulométrica de la alimentación y el cambio de la proporción en la mezcla de los materiales. [9]

3.3.3. Roping

Alteraciones en el punto de operación normal o características del flujo generan un cambio en el comportamiento interno del hidrociclón, lo cual puede desembocar en puntos de operación inestables e indeseables como la descarga tipo roping, proceso en el cual se suprime el núcleo de aire que asciende hacia el vortex, generando así una descarga con una elevada concentración de sólidos y un rebalse con un gran contenido de partículas gruesas. Bajo esto, el proceso deseable está asociado a descargas de tipo spray, donde se observa la existencia del núcleo de aire y la descarga presenta una forma cónica.

La importancia del roping en la clasificación de un hidrociclón es muy relevante en la operación y diseño de plantas de procesamiento de minerales. El punto de operación óptimo de un hidrociclón está asociado a una descarga cercana al roping, en donde el núcleo de aire se encuentra bien definido y puntos de operación indeseables

son asociados a descargas de tipo semi-roping y roping donde hay una tendencia a disminuir el tamaño del núcleo y posterior colapso de este, pudiendo llegar incluso en casos extremos al bloqueo del hidrociclón.

Se debe tener en cuenta que este fenómeno es función del tamaño de partícula y la distribución de tamaño de estas, la fracción de sólido presente en la mezcla, la velocidad y presión de la alimentación del equipo.

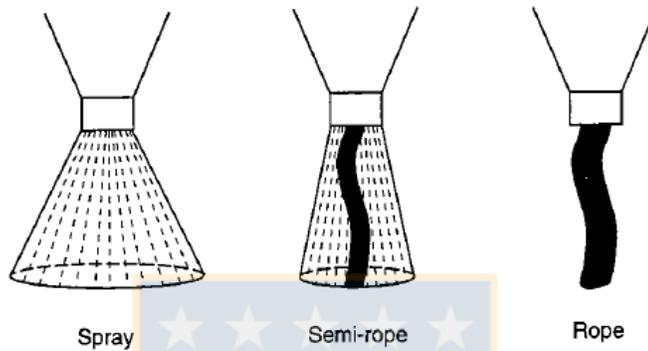


Figura 3.10 Tipos de descarga. [9]

3.4. Descripción de sistema PST

El control de las variables anteriormente mencionadas durante la clasificación es posible de potenciar mediante el empleo de la tecnología PST proporcionada por CiDRA. Esta tecnología consiste en sensores acústicos instalados en cada ciclón de la batería, con los cuales se detecta y mide el contenido porcentual de partículas por sobre un determinado tamaño de forma individual para cada uno de ellos. Este sistema en apoyo de un controlador experto u operador, usa esta medición activamente para cerrar ciclones que están produciendo clasificación de mineral grueso por sobre o bajo un rango establecido, reduciendo así la variabilidad de la granulometría entre los ciclones, permitiendo entonces generar un producto de molienda de granulometría más homogénea y más cercana a la ideal ante la reducción del contenido de gruesos y ultrafinos.

A partir de la propuesta de valor del proveedor la medición del tamaño de partícula en el rebalse del hidrociclón permite llevar a cabo un óptimo control del sistema de molienda-clasificación teniendo un efecto positivo en los procesos aguas abajo sensibles

al tamaño de partículas, como lo es el caso de la aparición de piedras o pebbles en la flotación. Dentro de las principales características del sistema se encuentra el rastreo del tamaño de partículas de 150 μm , parámetro clave en el rendimiento de la molienda, de forma remota mediante señales precisas y repetibles en tiempo real permitiendo el control individual de cada ciclón, beneficiando así el producto de molienda y recuperación en la flotación.



Figura 3.11 Sensor PST.

3.4.1. Funcionamiento

El sistema de rastreo de tamaño de partículas consiste en una sonda que es insertada en la pared de la tubería del rebose de cada hidrociclón para tomar contacto de manera perpendicular con el flujo de pulpa. Las partículas de mineral que impactan con la sonda generan ondas acústicas de alta frecuencia, las cuales mediante un sistema electrónico de captura transforma las señales acústicas en un espectro de frecuencias eléctricas que mediante un modelo empírico de calibración permite obtener como salida el % +150 μm (o %+#100Ty) en un sistema de control distribuido (DCS) con una frecuencia de actualización de 4 segundos y disponibilidad mayor al 98%. [10]

Las tuberías de overflow requieren una perforación de 2" para instalación del dispositivo PST que luego es fijado por un sistema tipo abrazadera. La sonda ocupa un área transversal pequeña comparada con la sección total disponible de la tubería y su forma cilíndrica produce una perturbación mínima del flujo, no existiendo entonces un impacto sobre el funcionamiento del ciclón por obstrucción en el flujo de rebose.

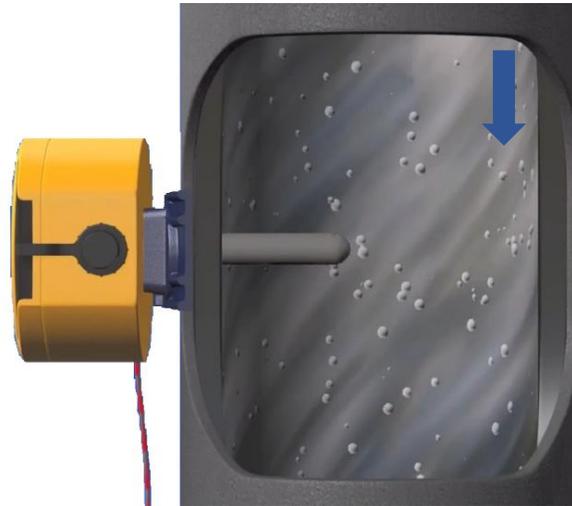


Figura 3.12 Visualización de PST en tubería de rebose.

3.4.2. Estrategias de operación de PST

Una vez el sistema PST ha sido implementado en la batería de ciclones, su operación permite ciertas ventajas en la operabilidad del circuito SAG-Molino de bolas-BHC, basándose en la medición de tamaño de partículas entregada por el sistema es posible tomar acciones correctivas ante un producto fino que se desvía del esperado.

Las acciones correctivas ante las desviaciones de tamaño de partícula involucran el correcto control de 3 principales variables, siendo éstas, el flujo de alimentación fresca al molino SAG, presión y contenido de sólidos en la alimentación a la batería, tal como se detalla en la figura siguiente.

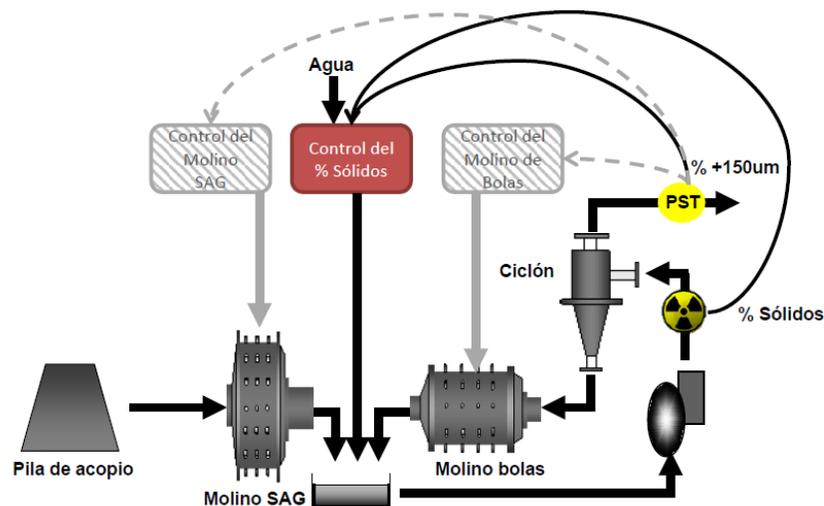


Figura 3.13 Representación esquemática de operabilidad de PST en planta. [10]

Dentro de las estrategias generales de control del sistema PST, se puede definir la micro estrategia de control de señales individuales, la cual consiste en la manipulación individual de cada ciclón según sea su señal de rastreo individual, es decir, si uno o más ciclones se encuentran clasificando por sobre el límite de tamaño superior fijado, deben ser cerrados, en caso de existir conflictos operacionales se debe abrir un nuevo ciclón, teniendo en cuenta la data de cada ciclón individual es posible determinar aquellos de mejor desempeño manteniendo una operación continua e instruir en mantención correctiva los ciclones de bajo rendimiento.

Por otra parte, existe también la macro estrategia de señal compuesta, la cual consiste en controlar la batería de forma general a partir de la mediana de las señales individuales de cada ciclón, permitiendo así optimizar el proceso al tamaño óptimo de molienda según la relación entre el tamaño de molienda y el tonelaje procesado lo permita, esto tiene por consecuencia operar el molino de bolas dentro de su rango de mayor eficiencia permitiendo el ahorro energético, además de reducir la variabilidad del tamaño de producto y otros parámetros del proceso.

3.4.3. Ventajas por sobre otros sistemas de medición

Históricamente las plantas concentradoras han dependido de varios métodos para la medición y control de partículas, como por ejemplo, la estimación de partículas basada en el tipo de mineral, rendimiento histórico y condiciones operacionales de la planta que son usados para la implementación empírica de "sensores livianos", análisis granulométricos puntuales en rebalse de un hidrociclón o alimentación a flotación. Todo esto ha funcionado hasta un cierto punto, pero en general produce una tasa de actualización de datos lenta e intermitente con resultados deficientes en el largo plazo.

Dentro de las tecnologías empleadas actualmente se tiene el sistema de rastreo de partículas PSI, el cual consiste en la extracción de una fracción del flujo de pulpa de rebose mediante un by-pass, usualmente 70 – 170 l/min, esta fracción inicial de pulpa es reducida mediante cortadores de muestra internos a un flujo de 10-20 l/min, el flujo es previamente acondicionado eliminando el sobre tamaño y burbujas, permitiendo así analizar el flujo y entregando como resultado el contenido de partículas con tamaño sobre un determinado tamaño con una tasa de actualización aproximada de 1 segundo

basado en 120 mediciones realizadas durante los últimos 60 segundos [11]. Sin embargo, dado su condición de operación mediante by-pass lo hace un sistema muy susceptible a sufrir atollos, afectando directamente su disponibilidad, además de requerir mantenciones periódicas ante los mismos atollos y desperfectos mecánicos de sus componentes.

Por otra parte, el sistema más recurrente utilizado corresponde al tamizaje de laboratorio, el cual consiste en el corte de muestras directamente desde los flujos que se desea medir, posteriormente la muestra obtenida debe ser debidamente procesada mediante el empleo de balanzas, horno de secado, tamiz y plataforma vibratoria, por ejemplo rotap. Este proceso puede durar alrededor de 4 a 8 horas aproximadamente, antes de lograr obtener el resultado esperado.

Tabla 3.2 Comparación de PST con otros métodos de medición. [12]

	PST	PSI	Tamizaje en seco
Tasa Actualización	4 segundos	1 segundo	4 a 8 horas
Disponibilidad	Mayor a 98%	Baja	Alta
N° de tamaños	1 tamaño clave	1 tamaño clave	Múltiples
Calibración	Una vez	Continua	No Aplica
Monitoreo individual de hidrociclones	Si	No	Posible, pero no recurrente

4 DESARROLLO EXPERIMENTAL

4.1. Levantamiento de data

Mediante el empleo del software PI System se hizo posible visualizar la operación de la planta y sus variables asociadas en tiempo real, adicionalmente esta herramienta permite la extracción de data histórica de estos parámetros por medio de una etiqueta o tag asociado, que en conjunto con el complemento de Excel "PI Data Link" logran generar planillas de data en intervalos de tiempo y frecuencia según sea requerido.

El levantamiento de data realizado desde la plataforma PI, corresponde a aquella data promedio comprendida entre los meses de Junio y Noviembre de 2019, procurando filtrar data que representativa de estados de operación normal, por otra parte, también fue posible la obtención de data por medio de reportes GPTA, laboratorio de metalurgia y reportes UCC. Una vez que la data fue filtrada, se realizó un análisis estadístico usando el software Minitab y JMP, este análisis estadístico consistió en el desarrollo de histogramas y curvas de tendencia que permitieron discriminar y comparar las variables operacionales entre los distintos periodos de estudio seleccionados.

4.2. Plan de implementación de sistema PST

El plan de implementación del sistema PST consistió en 4 principales etapas de trabajo que involucró el trabajo de personal mecánico, eléctrico, electrónico y metalúrgico. La primera etapa consistió en realizar una perforación de 2 pulgadas de diámetro en la cañería de rebose de cada ciclón y posterior montaje del sensor PST introduciendo la sonda en la perforación y anclado de los sensores por sujeción mediante abrazadera.

La siguiente etapa de implementación involucró la conexión eléctrica, la cual tuvo por objetivo instalar el cableado y sistemas de soporte de estos mismos, para así lograr energizar el sistema y extender el cableado necesario para la transmisión de señales generadas hacia el tablero de interconexión. A partir de esto, el tercer paso a seguir fue generar la conexión entre el tablero de interconexión en terreno y el sistema DCS, la ejecución de esta conexión permitió la visualización de las señales emitidas por el sistema, tanto en plataforma Expirion para la operación de la batería desde la sala de control, como en plataforma PI system.



Figura 4.1 Sensor PST implementado en ciclón 4, BHI512.

De forma paralela a la etapa anterior, se procedió al armado de andamios en la plataforma de la batería de hidrociclones con el fin de dar una mayor seguridad y facilitar el procedimiento de muestreo requerido para la cuarta etapa de calibración, consistente en la toma de muestras y posterior tamizaje en húmedo.

4.2.1. Calibración

El sistema PST al basar su medición en el impacto sobre la sonda, necesitó ser previamente calibrado teniendo en cuenta las características del flujo de rebose que es influenciado por la geometría del ciclón, las condiciones operacionales y el lugar de instalación del sensor. La calibración fue llevada a cabo por CiDRA consistiendo en la toma de 15 muestras por ciclón, repartidas en 3 muestras por cada rango de distribución de tamaño $+ \#100$, siendo estos rangos $<15\%$, $15-20\%$, $20-25\%$, $25-30\%$ y $>30\%$, arrojando un total de 195 muestras mínimas requeridas para la batería completa.

Una vez fueron definidas las condiciones operacionales para un determinado rango de tamaño objetivo, se realizó el corte de forma perpendicular de tres muestras sucesivas a cada ciclón de la batería procurando dejar registro del número de ciclón, presión y tiempo exacto en hh:mm:ss del instante en el que se realizó cada corte. Una vez completada la tanda de muestreos correspondientes, se procede a realizar el análisis

de cada muestra mediante el método de tamizaje en húmedo, este método de procesamiento tiene por objetivo conocer mediante relaciones empíricas de masa y volumen de pulpa el contenido de material retenido sobre los 150 μm con un error aproximado del 3% con respecto al tamizaje de laboratorio, este método permite el análisis diario de aproximadamente 40 muestras, muy superior al que se pudiese lograr mediante el análisis en laboratorio.

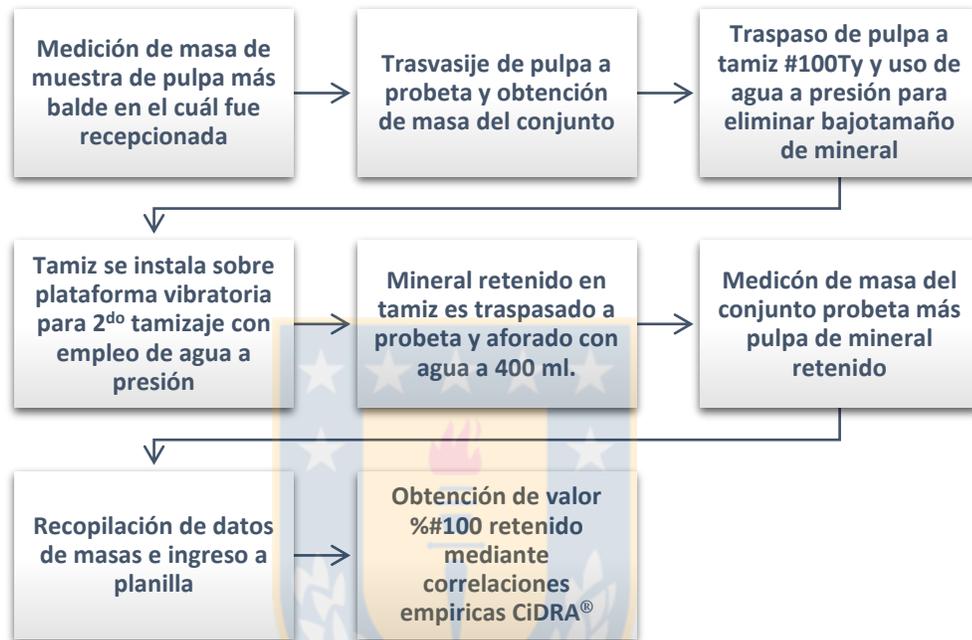


Figura 4.2 Procedimiento de tamizaje en húmedo.

Durante la campaña de calibración se hizo necesaria la modificación de los parámetros del circuito de molienda de forma individual, tales como, presión de la batería, adición de agua a la cuba y tonelaje de alimentación fresca SAG. Para lograr alcanzar aquellos rangos de granulometría fina ($+\#100 < 15\%$), los muestreos fueron realizados durante las detenciones o puestas en marchas del circuito de molienda, periodos en los cuales dadas las condiciones de bajo tonelaje de alimentación fresca, produce sobremolienda en la molienda en el molino de bolas generando así un producto de rebose más fino. Por su parte, los rangos de tamaño intermedio (15 a 25%) fueron logrados durante condiciones de operación normal, mientras que para aquellos rangos superiores al 25% de mineral retenido, se hizo necesaria la reducción de la presión mediante la abertura de ciclones y la reducción de la adicción de agua a la cuba, favoreciendo el engrosamiento del tamaño de corte de los ciclones, sin embargo, no fue

posible obtener tamaños mucho más allá del 30% mostrando en parte la gran estabilidad que posee el circuito de molienda y clasificación ante condiciones operacionales más exigentes.

Luego de una vez completado el total de muestreos requeridos, se correlacionaron los datos de + #100 obtenidos de cada muestreo y la señal recibida por el sensor durante los instantes de muestreo, además de datos operacionales como tonelajes, densidades y adiciones de agua los cuales permiten robustecer el modelo de calibración final. El modelo de calibración proporcionado por CiDRA se encuentra certificado entre un 10 y 27% de + #100 con una desviación estándar de $\pm 3.45\%$ de error absoluto con un límite de exactitud máxima de $\pm 4.5\%$, además dada su naturaleza empírica es aplicable sobre cualquier otro hidrociclón que cumpla con características similares.

Tabla 4.1 Detalle de dimensiones de hidrociclones de BHI512.

Modelo	KREBS GMAX26
Vortex	14"
Ápex	7"
Diámetro	26"
Inlet	10"
Inclinación	11.25°
N° Hidrociclones	13

Cabe mencionar además que el procedimiento correspondiente al corte de muestras y su procesamiento fueron realizados por parte de personal CiDRA, bajo los estándares y protocolos de seguridad DET correspondientes, a fin asegurar la integridad del personal y la continuidad del proceso SAG2.

4.3. Procedimiento de evaluación técnica

4.3.1. Validación de modelo de calibración

Dentro de los indicadores fijados para la evaluación del sistema PST, se encuentra la validación del modelo empírico de calibración, es decir, se debe verificar cuán precisa es la señal de granulometría que está entregando el sistema y su desviación respecto de la realidad del proceso.

Para ello se consideró realizar campañas de muestreo del rebose de los ciclones de manera similar a la metodología empleada durante la calibración, sin embargo, cambiando el método de análisis de tamizaje en húmedo por el de tamizaje en seco en las instalaciones del laboratorio de metalurgia, el cual representa un método más certero y exacto respecto del tamizaje húmedo. Durante cada campaña de muestreo, previamente se seleccionaron 3 ciclones de la batería hasta lograr completar la totalidad de los ciclones de la batería, de los ciclones seleccionados por campaña se cortaron un total de 30 muestras divididas en 10 muestras consecutivas por cada ciclón con aproximadamente un minuto de tiempo de diferencia por cada corte procurando dejar registro del instante de tiempo en cual fue cortada la muestra en hh:mm:ss, de forma sincronizada con el servidor PST.

El procedimiento llevado a cabo en laboratorio para el análisis granulométrico de las muestras, consistió en el filtrado en vacío de la pulpa y posterior secado en horno del queque filtrado, dejando registro de las masas previo al filtrado y posterior al secado para el cálculo del contenido de sólidos. Una vez obtenida la muestra de mineral del horno, esta se disgregó en tamiz #10 para luego obtener una muestra representativa de entre 350 y 450 gramos por medio del uso de un cortador tipo Jones, posteriormente la muestra obtenida fue lavada en tamiz #325, permitiendo así eliminar todo el mineral de tamaño inferior a 45 μm que pudiera interferir durante la etapa de tamizaje colmatando las mallas, después del lavado nuevamente la muestra se secó en el horno, para ser luego separada por tamaños en un juego de tamices desde la #28 a la #325 mediante empleo de Ro-tap, finalmente se determinó la masa de mineral retenida en cada tamiz, obteniéndose así la curva granulométrica para cada muestra y su respectivo + #100.



Figura 4.3 Etiquetado de muestras, filtrado en vacío y tamizaje por tamaños.

4.3.2. Implementación de lógica de alarma

Como parte del proceso de implementación del sistema PST en la operación de la batería de ciclones en busca de mejorar la administración de estos mismos desde el punto de vista de granulométrico y presión de la BHI, se realizó la compilación en una lógica de despliegue de alarmas con la cual se buscó reducir los tiempos de operación con presiones fuera de rango de 8 a 9.5 psi y la selección de cierre de ciclones bajo el criterio granulométrico entregado por el PST, esta alarma se despliega bajo condiciones de operación normal de tonelaje SAG2 (mayor a 2000 tph) y cantidad de hidrociclones en operación (mayor a 8 ciclones), evitando así dar recomendaciones vagas durante eventos de detención o puesta en marcha.

La lógica de despliegue de alarmas consiste en sugerir al operador CIO ante eventos de presión bajo 8.0 psi el cierre de un ciclón, el cual es seleccionado en base al criterio de la señal PST como el ciclón de corte más grueso durante un determinado periodo de tiempo previo. En contra parte, para eventos de presión sobre 9.5 psi se sugiere la apertura de un ciclón el cual es seleccionado por el operador según la disponibilidad de ciclones que exista en ese instante.

Mediante esta lógica se buscó reducir la variabilidad de la operación de la batería mediante un mejor control y acotamiento del rango de presión en ayuda con la selección de ciclones vía PST logrando una mejor administración de los ciclones y buscando reducir el tamaño de la granulometría enviada a flotación beneficiando la recuperación de cobre fino.

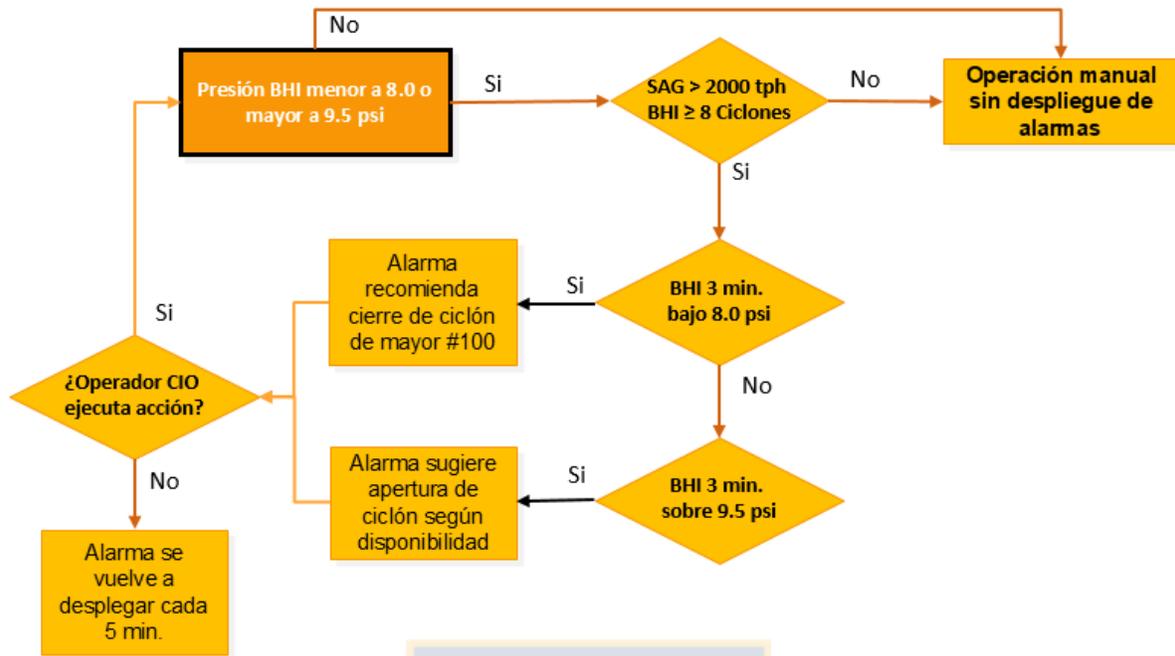


Figura 4.4 Diagrama de lógica de alarmas.

4.3.3. Análisis del impacto en granulometría y recuperación

Para llevar a cabo la cuantificación del impacto de la mejora en la administración de los ciclones en la reducción granulométrica, se contrastaron los tiempos de operación en los cuales se trabajó bajo el criterio del operador donde no existieron despliegues o recomendaciones por parte de la alarma versus los periodos en los cuales se presentaron eventos de baja presión que fueron corregidos bajo la recomendación de cierre de ciclón entregada por la alarma, dado que no todos los ciclones presentan el mismo tamaño de clasificación (como se muestra en el punto 5.1.2.) ni tampoco el mismo nivel de utilización se hizo necesario ponderar estas dos condiciones y así obtener global de granulometría entregado por la batería.

$$+\#100 \text{ Global} = \frac{\sum_{i=1}^n +\#100C_{y_i} * Utilización_i}{\sum_{i=1}^n Utilización_i} \quad (7)$$

Donde, $+\#100C_{y_i}$ corresponde al $+\#100$ de cada ciclón de la batería enumerado del 1 al 13 multiplicado por su respectivo nivel de utilización durante el periodo considerado. Esta reducción granulométrica tiene un impacto en la recuperación de cobre fino durante el proceso de flotación SAG, si bien es sabido que la recuperación es

función tanto de la granulometría como de la mineralogía, la dosificación de reactivos y las condiciones operacionales de la celda, se pudo determinar a una aproximación del efecto mediante el empleo del modelo de flotación de laboratorio de la figura 4.5, el cual muestra la relación que existe entre la granulometría y la recuperación que se obtiene en función de esta.

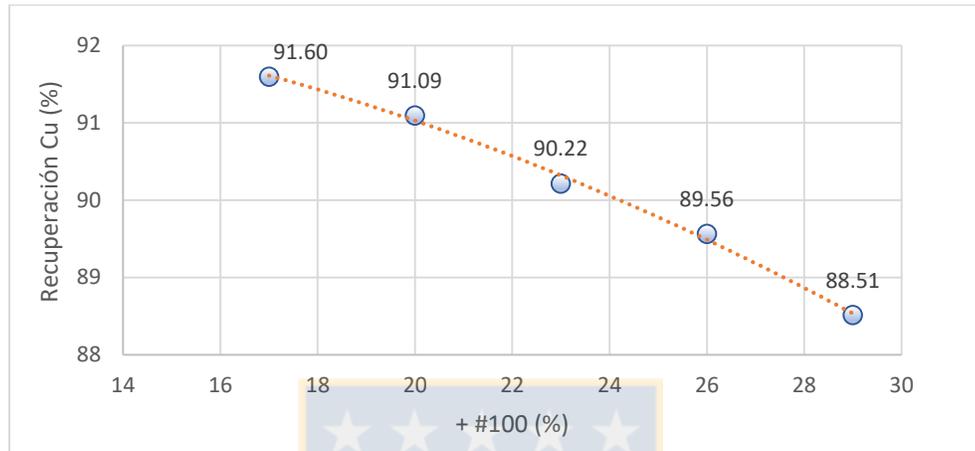


Figura 4.5 Modelo de Recuperación flotación rougher SAG en función de + #100 (Laboratorio Metalúrgico, Mayo 2019)

De forma análoga a la determinación de la granulometría se obtuvo el ponderado global de recuperación en función del + #100 y la utilización respectiva de cada ciclón durante cada periodo evaluado.

$$\% \text{ Recuperación Global} = \frac{\sum_{i=1}^n MRec(+\#100C_{y_i}) * Utilización_i}{\sum_{i=1}^n Utilización_i} \quad (8)$$

4.4. Procedimiento de evaluación económica

La evaluación económica se sustenta en la creación de valor o generación de beneficios a partir del aumento de producción de cobre fino, debido al aumento en recuperación y tonelaje adicional que permite obtener la operación conjunta del sistema PST y la lógica implementada. Adicionalmente, se consideran los costos asociados por mantenimiento y renovación de equipos PST, los cuales tienen una vida útil aproximada de 12 meses, los costos por HH implicados en la realización de los trabajos, el costo adicional al proceso mismo de molienda y aguas abajo ante el aumento de tonelaje a

tratar y los descuentos que implica la comercialización del concentrado de cobre y molibdeno.

Se plantean 2 casos de evaluación a 5 años para el sistema PST, sustentados por medio de la evaluación técnica comprendida entre los meses de septiembre y Noviembre con el sistema implementado en la BHI512, el primer caso consiste en la evaluación de la implementación conjunta del sistema en las BHI511 y BHI512, teniendo así el sistema implementado en las dos baterías de la planta SAG2, mientras que el segundo caso de evaluación incluye la implementación del sistema en las dos baterías de la planta SAG2 más las 3 baterías pertenecientes a la planta SAG1. Los parámetros financieros a considerar en la evaluación comprenden el VAN, VAE, IVAN, VAC y CAE.

El contexto comercial para los casos de evaluación se definen a partir de las Orientaciones Comerciales 2020, documento el cual entrega una estimación del valor de venta en el corto y largo plazo para el cobre y molibdeno, además de los descuentos asociados al proceso de comercialización de estos, tal como costos de transporte, seguros, contenidos de impurezas, TC/RC, entre otros. El contexto operacional, se desarrolla a partir de la evaluación técnica del sistema aplicado sobre las estimaciones productivas de DET estipuladas en el PQ2019, donde definen de forma mensual a corto plazo y anual a largo plazo, los niveles de tratamiento, leyes de Cu y Mo, recuperaciones, entre otros.

4.4.1. Beneficios

Los beneficios esperados a partir del aumento marginal en producción de cobre como consecuencia del aumento en recuperación y aumento de tratamiento, se obtienen de la siguiente forma:

$$\text{Beneficio}_{Cu}(\text{US\$}) = \text{Total}_{Cu} * \text{VF}_{Cu} \quad (9)$$

$$\text{Total}_{Cu}(\text{tmf}) = \text{Cu}_{\Delta\%Rec} + \text{Cu}_{\Delta\text{Tonelaje}} \quad (10)$$

$$\text{Cu}_{\Delta\%Rec}(\text{tmf}) = \text{Tratamiento} * \text{LeyCu} * \Delta\%Rec_{Cu} * t_{PST} * t_{2400} \quad (11)$$

$$\text{Cu}_{\Delta\text{Tonelaje}} = \Delta\text{Tonelaje} * \text{LeyCu} * (\%Rec_{Cu} + \Delta\%Rec_{Cu}) \quad (12)$$

$$\Delta\text{Tonelaje}(\text{tpa}) = \text{Tratamiento} * \%ton_{PST} * t_{PST} * t_{2400} \quad (13)$$

$$\text{Tratamiento (tpa)} = \text{TonelajeSAG} * 24 * \text{DíasOperación} \quad (14)$$

$$VF_{Cu}(\text{US\$/tmf}) = \text{Valor}_{Cu} - \text{Descuentos}_{Cu} \quad (15)$$

Donde:

VF_{Cu} : Valor final Cu.

$Cu_{\Delta\%Rec}$: Ganancial de cobre por aumento de recuperación, en toneladas finas.

$Cu_{\Delta\text{Tonelaje}}$: Ganancial de cobre por aumento de tratamiento, en toneladas finas.

$\Delta\text{Tonelaje}$: Aumento de tratamiento, en toneladas por año.

$\%ton_{PST}$: Porcentaje de aumento en tratamiento bajo acción de PST/Lógica.

$\Delta\%Rec_{Cu}$: Aumento en porcentaje de recuperación de cobre.

t_{PST} : Porcentaje de tiempo de operación con lógica/PST.

t_{2400} : Porcentaje de tiempo de operación sobre 2400 tph SAG.

Tratamiento: Proyección de tonelaje anual a procesar, en toneladas por año.

4.4.2. Descuentos y costos asociados venta y producción

Además de los beneficios obtenidos por la venta de los concentrados obtenidos se deben considerar los costos y descuentos asociados a la comercialización, traslado, penalizaciones y otros que son aplicados. Para el caso del concentrado de cobre se consideran principalmente los descuentos asociados a los TC y RC, costos de transporte y seguros, los cuales se detallan de forma completa en el ANEXO A.

Tabla 4.2 Descuentos aplicados a concentrado de Cu y valor final de venta (Orientaciones Comerciales 2020).

	2019	2020	2021	2022	2023	2024
Valor Cobre (cUS\$/lb)	\$ 296	\$ 299	\$ 300	\$ 307	\$ 312	\$ 305
Valor Cobre (US\$/tmf)	\$ 6,526	\$ 6,592	\$ 6,614	\$ 6,768	\$ 6,878	\$ 6,724
Deducción Metalúrgica	3.4%	3.4%	3.4%	3.4%	3.4%	3.4%
TC	\$ 83.00	\$ 73.00	\$ 71.00	\$ 75.00	\$ 80.00	\$ 95.00
RC	\$ 8.30	\$ 7.30	\$ 7.10	\$ 7.50	\$ 8.00	\$ 9.50
Usc/lb						
Sub Total Base FURE Ext.	\$ -27.43	-24.75	-24.25	-25.63	-27.24	-30.46
Sub Total Base FOB (Usc/lb)	\$ -36.77	\$ -36.25	\$ -35.48	\$ -36.70	\$ -38.02	\$ -41.28
Descuento Final (Usc/lb)	\$ -42.08	\$ -41.02	\$ -40.29	\$ -41.76	\$ -43.29	\$ -46.47
Descuento Final (US\$/tmf)	\$ -928	\$ -904	\$ -888	\$ -921	\$ -954	\$ -1,025
Valor Final Cu (US\$/tmf)	\$ 5,598	\$ 5,687	\$ 5,726	\$ 5,847	\$ 5,924	\$ 5,699

Asociado al aumento de tratamiento cabe considerar además el costo marginal que implica el procesamiento de mineral extra en los procesos de molienda, flotación y filtros, principalmente. Para efecto de la evaluación se considera también un factor de actualización anual de costos de 1% y un 60% de costo variable marginal aplicado sobre el costo fijo GPTA.

Tabla 4.3 Costo por tonelada de mineral procesada (Costos Unitarios 2019).

	2019	2020	2021	2022	2023	2024
Costo Procesamiento GPTA (USD/TMS)	\$ 8.09	\$ 8.17	\$ 8.25	\$ 8.34	\$ 8.42	\$ 8.50
Costo Variable Marginal (US\$/TMS)	\$ 4.85	\$ 4.90	\$ 4.95	\$ 5.00	\$ 5.05	\$ 5.10

4.4.3. Costo de inversión y mantenimiento

El costo de inversión inicial en la implementación del sistema varía según la cantidad de ciclones que contenga la batería, necesitando una cantidad proporcional de sensores, además de los costos en HH en servicios entregados por parte del proveedor durante la puesta en marcha del sistema. Para la evaluación desarrollada se consideran los costos adjuntos en la tabla 4.4, cotizados con el proveedor CiDRA, correspondientes al costo unitario de implementación en una batería de 13 ciclones para el caso de la planta SAG2 y una batería de 8 ciclones para el caso de la planta SAG1.

Tabla 4.4 Costo de inversión para baterías de 13 y 8 ciclones.

Equipos	13 PST	8 PST
Sensores PST		
Cables, 150 ft		
Junction Box	\$ 526,500	\$ 324,000
Power Entry Box		
Control Room Computer		
PST Software License		
Servicios		
Comisionamiento		
Capacitaciones	\$ 154,100	\$ 154,100
Muestreos Calibración		
Desarrollo Modelo		
Costo Total	\$ 680,600	\$ 478,100

El costo de mantenimiento del sistema PST considera la reposición de los sensores una vez que la sonda ha llegado a su máximo de desgaste, los cuales tienen un costo

individual aproximado de 12 mil dólares, sumado a esto se tiene el costo en HH para llevar a cabo la reposición del sensor en el ciclón, el mantenimiento de los conectores eléctricos y cajas de interconexión, lo cual se asume como un 5% del costo de la inversión inicial referente a sensores y equipos adicionales.

$$\text{Costo HH (US\$/año)} = \text{Inversión inicial(equipos)} * 5\% \quad (16)$$

4.4.4. Análisis de sensibilidad

El análisis de sensibilidad consiste en el cambio de uno o más parámetros de evaluación permitiendo generar nuevos flujos de caja que posicionen el proyecto ante distintos escenarios que condicionen o beneficien su rentabilidad. En este caso los parámetros determinantes en el análisis económico son los indicadores fijados durante la evaluación técnica como recuperación y tratamiento que sienta las condiciones bases para la evaluación de los dos casos de implementación considerados.

A partir de la evaluación base, se desarrolla el caso pesimista de evaluación donde no se perciben ingresos por recuperación adicional de cobre, dada la incertidumbre que existe sobre la estimación realizada a partir del modelo de recuperación y la dificultad de corroborar esto en a nivel industrial dado el contexto operacional en el que se realizó la prueba. Adicionalmente, dado el alto costo de inversión que implican las implementaciones, se simula la rebaja en este costo de forma gradual dada la posibilidad de un acuerdo con el proveedor, además del aumento del tiempo de operación del sistema ante la mejora o automatización de la lógica de control.

Por último, se considera el caso más optimista de evaluación bajo el supuesto, de la instauración de una metodología operacional en la cual se busque optimizar la producción neta de cobre, mediante la búsqueda de un setpoint de granulometría que maximice el tratamiento a costa de un ajuste en la recuperación. En este punto se empleó el uso del software @Risk, el cual es un software complemento de Excel que permite realizar la predicción estadística de que ocurra un determinado escenario mediante el empleo de simulaciones de Montecarlo, estas simulaciones consisten en la evaluación aleatoria de ciertos parámetros de entrada en el flujo de caja del proyecto, tal como recuperación y tratamiento en este caso, dentro de un determinado rango de variación, obteniéndose como salida la distribución de probabilidades de los valores que puede tomar el VAN bajo las condiciones propuestas.

5 RESULTADOS

5.1. Evaluación técnica

5.1.1. Validación de modelo de calibración PST

La validación del modelo se llevó a cabo mediante la colección 196 muestras de pulpa y su respectivo análisis granulométrico en laboratorio, las cuales con un 95% de confianza componen una muestra representativa de la población total de 395 muestras utilizadas durante la calibración. Al observar la figura 5.1, que muestra la correlación entre el + #100 obtenido mediante tamizaje en laboratorio y el + #100 capturado a partir de la lectura del sensor PST, se puede evidenciar que existe una tendencia a sobrestimar la granulometría por parte del PST agrupándose el 63.77% de los datos dentro de la banda superior de +4.5% de máximo error permisible acordado entre DET y CiDRA, mientras que otro 22.45% supera el límite superior de error quedando solo el 13.78% de los datos en la banda inferior de error de -4.5%. Esta sobrestimación de gruesos se atribuye principalmente a que los métodos empleados para realizar la calibración y validación son distintos, siendo empleado durante la calibración la metodología de tamizaje en húmedo o sizing rápido, la cual se detalló en el punto 4.2.1, esta metodología es empleada por CiDRA dada la rapidez de análisis que confiere versus el tamizaje en seco empleado en laboratorio.

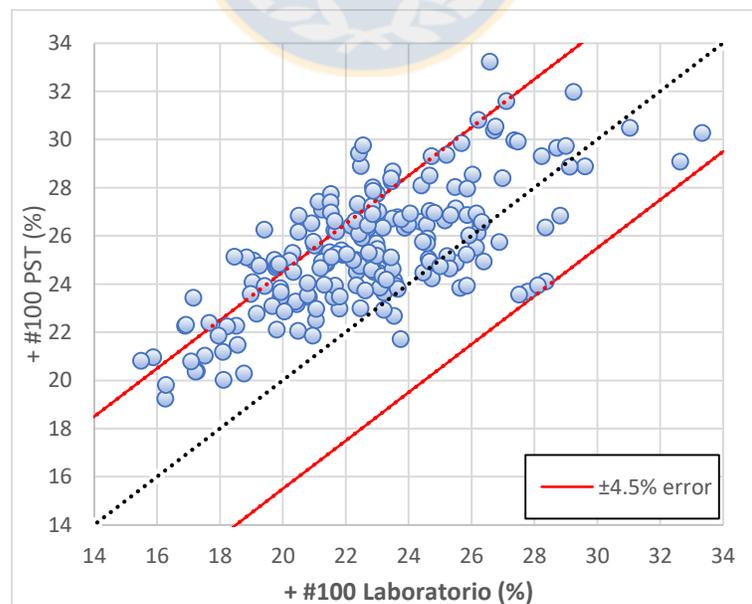


Figura 5.1 Contraste + #100 PST versus + #100 laboratorio.

En general, el sistema PST presenta un error absoluto promedio 3.04% con una desviación estándar de 1.76 para la totalidad de las muestras analizadas, mientras que del análisis individual de cada ciclón el error absoluto promedio se comprende entre 2.48%, correspondiente los ciclones 6 y 11, y 3.74% por parte del ciclón 9, el detalle de muestras analizadas por cada ciclón se encuentra adjunto en el anexo B. Si bien el sistema se encuentra certificado entre un 10 y 27% + #100, existe una fracción de 15 muestras comprendidas en 27 y 30% + #100 Laboratorio las cuales en el contraste con la señal PST se enmarcan dentro de la banda de error permisible, presentando un error absoluto promedio de 2.43%, lo cual indica que el modelo de calibración entrega una medición confiable en este último rango de tamaño a pesar de no estar certificado.

Tabla 5.1 Detalle de error absoluto y desviación estándar de cada ciclón.

	Muestras analizadas	Error absoluto (%)	Desviación estándar (%)
Ciclón 1	15	2.77	1.88
Ciclón 2	14	2.95	1.17
Ciclón 3	20	3.48	1.64
Ciclón 4	15	2.57	2.18
Ciclón 5	14	3.35	1.80
Ciclón 6	15	2.48	1.27
Ciclón 7	15	2.71	1.86
Ciclón 8	15	2.53	2.23
Ciclón 9	15	3.74	1.66
Ciclón 10	15	3.66	1.92
Ciclón 11	14	2.48	1.86
Ciclón 12	14	2.92	1.38
Ciclón 13	15	3.71	1.53
Global	196	3.04	1.76

Adicionalmente, durante las campañas de muestreos con los resultados generados a partir de los análisis granulométricos se hizo posible el cálculo de la carga circulante, tamaños de alimentación y productos de la batería así como también el Bypass de finos, sin embargo, durante la campaña N°3 no fue posible efectuar el muestreo del flujo de descarga de los ciclones dado que no existían las condiciones de seguridad necesarias, mientras que en las campañas restantes de la 6 a la 8 se optó por no realizar el control completo de la batería. Los muestreos fueron realizados durante condiciones

normales de tonelaje de alimentación al molino SAG, presión en la batería y adición de agua a la cuba.

Tabla 5.2 Condiciones operacionales durante campañas de muestreos.

Campaña	Fecha	TMH SAG (tph)	Pebbles (tph)	Presión (psi)	Agua Cuba (m3/h)	CC (%)	F80 (um)	P80 (um)	+#100 (%)	Bpf (%)
N°1	26-07-2019	2581	138	8.31	733	431	1112	167	22.67	33.4
N°2	06-08-2019	2553	126	7.83	721	498	1759	145	19.06	39.9
N°3	21-08-2019	2391	413	7.99	654	-	-	-	22.40	-
N°4	28-08-2019	2574	80	8.17	733	400	1167	170	23.31	39.5
N°5	10-09-2019	2597	47	8.08	695	308	1276	170	22.95	33.1
N°6	17-10-2019	2642	364	8.55	745	-	-	-	21.24	-
N°7	24-10-2019	2397	190	8.91	721	-	-	-	22.54	-
N°8	29-10-2019	2621	310	8.50	739	-	-	-	28.71	-

Como resultado anexo también a partir de los resultados de los análisis granulométricos realizados se obtuvo la curva concentración de sólido en el rebose y su efecto sobre el producto fino o + #100 en este caso, donde a medida que se incrementa la concentración de sólidos en el rebose mayor será el contenido de partículas gruesas enviadas a flotación, bajo ese punto para el caso de la operación de molienda y flotación SAG donde por estándar se busca obtener granulometrías no mayores a 25% + #100 la concentración en sólidos en el rebose no debiese superar el 36%.

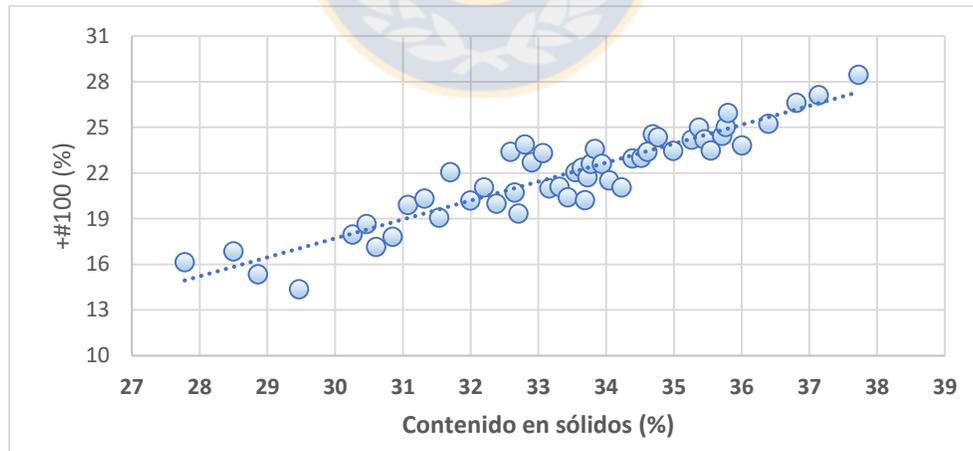


Figura 5.2 Efecto de contenido en sólidos en rebose sobre + #100.

5.1.2. Caracterización de ciclones

Por medio del seguimiento realizado a cada hidrociclón de forma individual, se logró evidenciar que todos presentan una distinta tendencia granulométrica de corte dependiendo de su ubicación dentro de la batería. En la figura 5.3, el gráfico radial de

%+#100 muestra la tendencia mensual de +#100 de cada ciclón, en primera instancia se observa que existe un aumento en la granulometría global de la batería conforme avanzan los meses, lo cual se atribuye al aumento de tratamiento que hubo en la planta durante ese tiempo, adicionalmente, puede notarse que no todos los ciclones clasifican de forma homogénea existiendo ciertos ciclones que tienden a clasificar sobre tamaños más gruesos como lo es el caso de los ciclones 5, 6, 10 y 11, mientras que existe otra fracción de ciclones que se inclinan en clasificar por tamaños más finos tales como los ciclones 1, 2, 3, 7 y 13, tendencia que se mantiene aun cuando se modifiquen las condiciones de tonelaje, manteniendo la misma irregularidad en la curva de +#100 conforme aumenta la granulometría global de la batería.

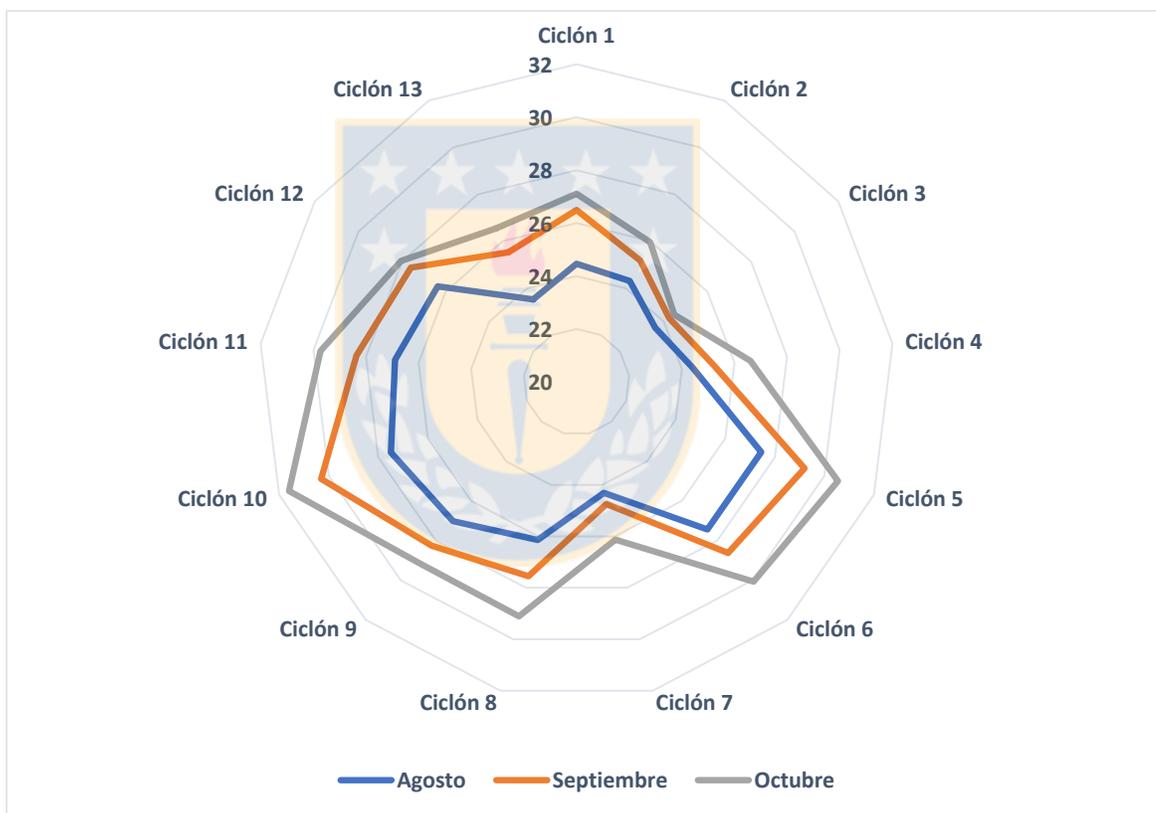


Figura 5.3 Tendencia mensual de %+#100 de BHI512.

Bajo esta condición de hidrociclones con distinto tamaño de clasificación se asoció en primera instancia como agente condicionante el desgaste propio de las componentes mecánicas de cada ciclón, al realizar el control de desgaste de ápex se registraron ciclones que poseían un mayor desgaste respecto a la medida original de 7" de diámetro,

en cuanto al vortex no se realizó medición ya que estos habían sido renovados en su totalidad en conjunto con la instalación de los sensores PST. Al contrastar el nivel de desgaste de ápex de cada ciclón y con su respectivo tamaño de corte, figura 5.4, no se logra apreciar una correlación clara entre ciclones de mayor desgaste de ápex y menor tamaño de clasificación o viceversa, por tanto, se infiere que esta distribución de tamaños de corte se origina principalmente a partir de la disgregación de las partículas de mineral durante la distribución del flujo de pulpa axial desde el interior del manifold hacia los ciclones en forma radial.

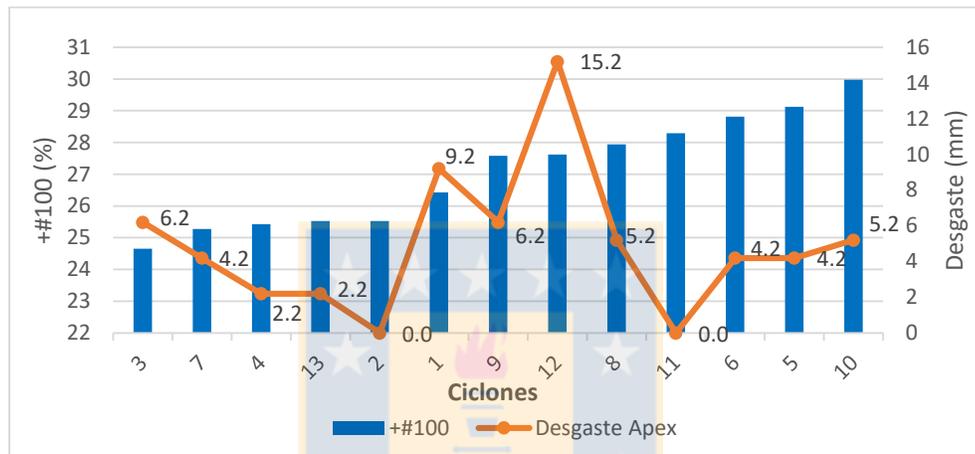


Figura 5.4 Comparación de + #100 y desgaste de ápex.

5.1.3. Control granulométrico

A partir de la caracterización de ciclones realizada respecto al distinto efecto de clasificación y producto granulométrico fino que entrega cada uno de ellos, se realizó el seguimiento al nivel de utilización que se le da a cada ciclón por medio del status ON/OFF que entregó cada sensor PST durante el mes de agosto, mes previo a la instalación de la lógica de alarmas. A partir de esto, se identificó que no existía un criterio de operación sobre los ciclones, siendo estos seleccionados para su apertura o cierre ante eventos de alta o baja presión, respectivamente, solo bajo el criterio propio del operador de sala CIO y disponibilidad que existía en el momento.

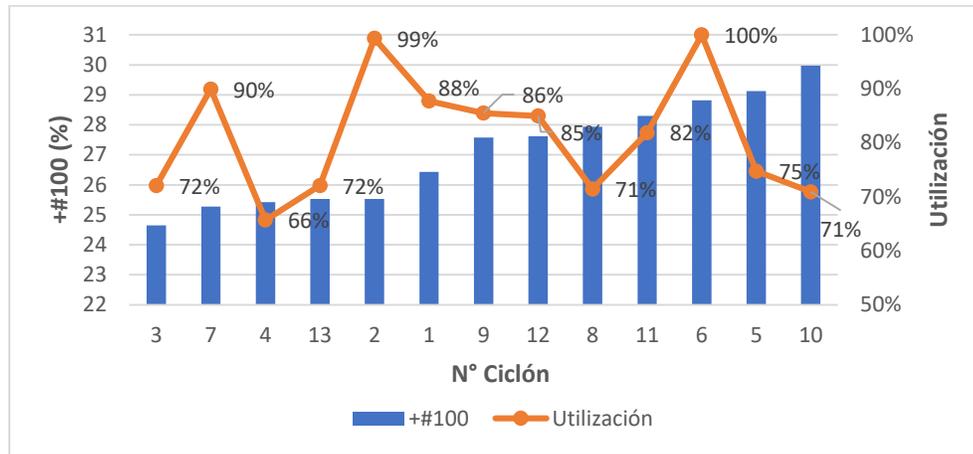


Figura 5.5 Utilización y + #100 de ciclones durante agosto.

Al dejar la selección de ciclones en operación bajo el libre criterio del operador, se observa una tendencia de utilización aleatoria, donde no necesariamente aquellos ciclones de tamaño de clasificación más finos poseen el mayor tiempo de utilización o viceversa para aquellos ciclones más gruesos, tal como se observa en la figura 5.5, en general, el criterio de selección la mayor parte del tiempo se basaba en utilizar los ciclones en orden correlativo de numeración.

Una vez que fue implementada la lógica de alarmas ante eventos de alta o baja presión durante la operación de la batería y permitió ante un evento de baja presión la selección del ciclón a cerrar bajo criterio granulométrico del ciclón más grueso según la data entregada por el PST, la utilización de los ciclones comenzó a desplazarse en mayor medida hacia aquellos ciclones de clasificación más fina, mientras que para aquellos ciclones más gruesos comenzó a reducirse, sin embargo, la efectividad de la lógica y la mejora en la utilización de los ciclones se vio condicionada por la aceptación o rechazo que existió por parte del operador ante la recomendación entregada por la alarma, donde una mayor aceptación implicó una mejor selección y tiempo de operación bajo el arreglo de ciclones recomendado. La aceptación durante los meses septiembre, octubre y noviembre alcanzó valores de 92, 51 y 61%, respectivamente, lo cual es equivalente a una aceptación ponderada global de 68%, en cuanto a la alarma de alta presión no se consideró su análisis dado que la frecuencia de este tipo de eventos fue muy baja.

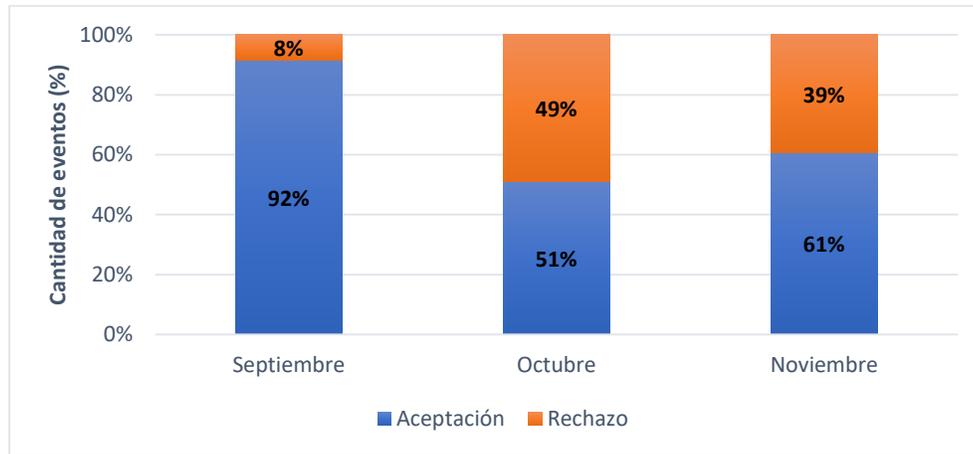


Figura 5.6 Aceptación de alarma de baja presión.

Sin embargo, al realizar una estimación mediante simulaciones de Montecarlo en @Risk, donde se plantean escenarios aleatorios variando la utilización de cada hidrociclón entre 10 y 100%, se obtiene con un 90% de confianza que el producto + #100 oscilará entre 27.62 y 28.19 con un promedio de 27.91 independientemente del arreglo de ciclones que se utilice, es decir, la estrategia de reducir el producto granulométrico + #100 solo mediante la modificación en el arreglo de ciclones apuntando a reducir la utilización de aquellos ciclones más gruesos genera un bajo impacto en el control granulométrico, esto se debe a que usualmente se mantienen en operación 11 a 12 hidrociclones dejando eventualmente solo 2 o 1 de los ciclones más gruesos stand-by.

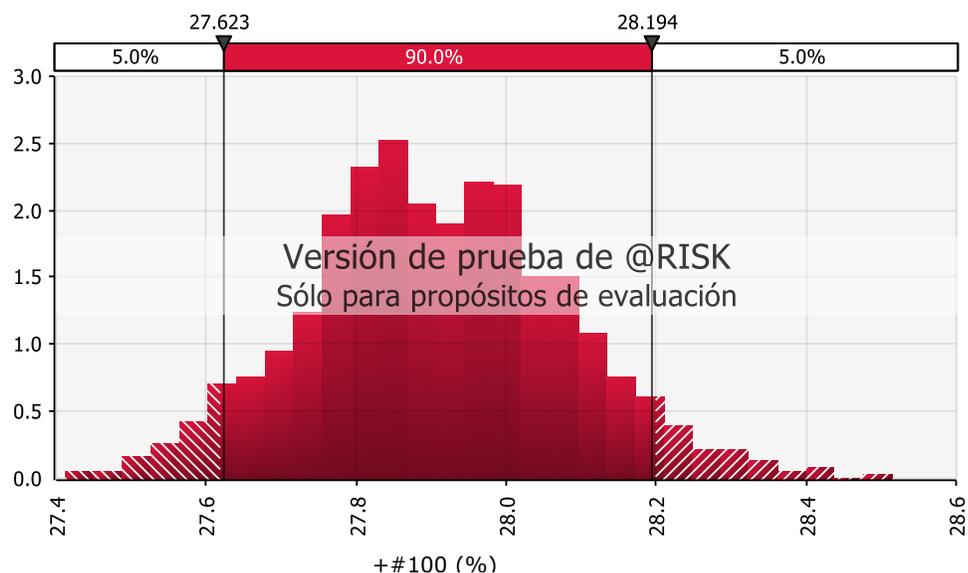


Figura 5.7 Simulación de Montecarlo sobre utilización de ciclones.

Se debe tener en cuenta que hasta este punto el análisis anterior se basa solo en la modificación de la utilización de los ciclones manteniendo el tamaño $+ \#100$ de cada ciclón constante, sin embargo, debe ser considerado también que el producto granulométrico durante la operación del circuito de molienda y clasificación no es constante y se ve afectado principalmente ante cambios en el tonelaje de alimentación al circuito (constituida por la alimentación al molino SAG y la adición de pebbles chancados al molino de bolas), presión y concentración de sólidos en la alimentación a la BHI, la cual depende de la adición de agua a la cuba. Dada las características de funcionamiento de la lógica de alarmas la cual se acciona ante eventos de baja presión permitiendo seleccionar el ciclón a cerrar bajo criterio granulométrico del más "grueso" y en contraparte ante eventos de alta presión dejando a criterio del operador la apertura de un ciclón, el cual por inercia tiende a ser abierto aquel ciclón disponible en orden numérico y no necesariamente el ciclón más "fino" disponible desconfigurando el arreglo de ciclones recomendado, al agrupar la data operacional haciendo distinción de los periodos de operación "Sin lógica" en los cuales no hubo eventos de baja presión por tanto no se ejercieron acciones de cierre de ciclones bajo el criterio de la lógica y otro grupo de periodos "Con lógica" conformado por el conjunto de tiempos operacionales comprendidos entre el cierre de un ciclón por un evento de baja presión alertado por la alarma hasta el instante en el cuál se realizó alguna otra acción de apertura o cierre de ciclones ajena al despliegue de la alarma. Se genera el siguiente análisis:

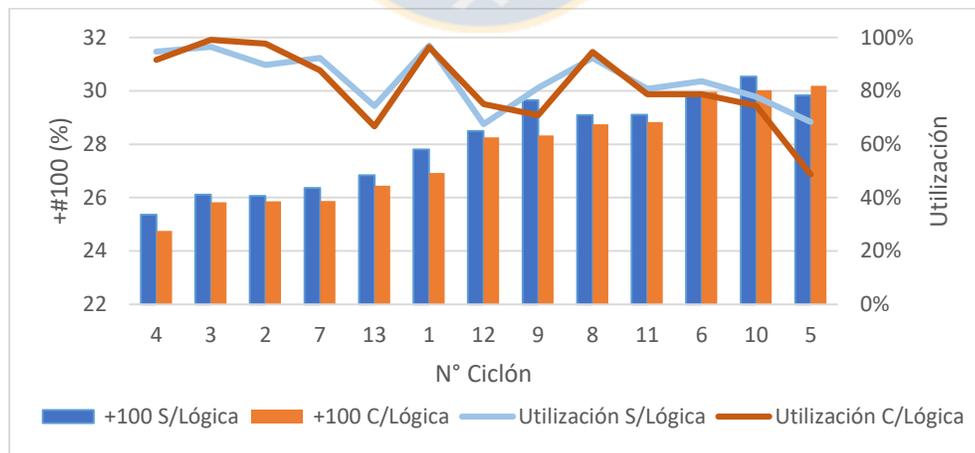


Figura 5.8 Utilización y $+ \#100$ de ciclones acumulado "Sin y Con lógica"

Del análisis de la figura 5.8, correspondiente al global de la data acumulada entre septiembre y noviembre para los periodos de operación sin y con lógica, en los cuales

el tamaño +#100 se ve reducido para el caso de la operación con PST como consecuencia del aumento de presión (figura 5.9) que se efectúa al momento corregir el evento de baja presión cerrando el ciclón sugerido por la alarma, en cuanto a la utilización de los ciclones se muestra una leve tendencia en la reducción de aquellos ciclones más gruesos como lo es el caso de los ciclones 6, 10 y 5, mientras que aquellos ciclones más finos aumentaron levemente su utilización, como lo es en el caso de los ciclones 3 y 2. En cuanto a los ciclones 12 y 13 que presentan utilidades que se desvían de la tendencia marcada por los demás ciclones, reafirmando el criterio de selección de ciclones por orden numérico por parte del operador, dejando esos ciclones la mayor parte del tiempo fuera del alcance recomendaciones de la lógica.

En las figuras 8.1, 8.2 y 8.3 (anexo C), se muestra el detalle mensual de utilización y +#100 de los meses de septiembre a noviembre, donde el mes de septiembre es el que se muestra más favorable en cuanto a utilización existiendo una notoria baja en la utilización de los ciclones más gruesos (9, 6 y 5), no obstante, durante el mes de octubre no existió una mejora clara, volviendo a mejorar durante noviembre, esta irregularidad a lo largo de los meses se relaciona directamente con el nivel de aceptación que existió, siendo el mejor mes septiembre con un 92% y el peor octubre con un 51%, es importante mencionar además que en los últimos dos meses ocurrieron eventos de desconexión de los PST 1,2 y 3 quedando fuera del análisis, sin embargo, estos ciclones por lo general presentan clasificaciones más finas quedando fuera de las recomendaciones de la lógica de cierre y no desviando la recomendación misma.

Tabla 5.3 Detalle mensual de +#100 y Recuperación "Sin Lógica" y "Con Lógica".

	+#100 (%)			Recuperación (%)		
	S/Lógica	C/Lógica	Delta	S/Lógica	C/Lógica	Delta
Septiembre	27.47	26.97	-0.50	88.99	89.14	0.16
Octubre	28.68	27.91	-0.76	88.59	88.84	0.25
Noviembre	28.27	28.23	-0.04	88.72	88.73	0.01
Global	27.98	27.51	-0.48	88.82	88.97	0.15

En cuanto al control granulométrico y recuperación se evidenció una reducción en el +#100 cada vez que se operó bajo el arreglo de ciclones seleccionado por el despliegue de la alarma en los primeros 2 meses, mientras que en el tercer mes no se logró una reducción importante debido al considerable aumento de tonelaje de adición de pebbles detallado en el punto 5.1.4. En general, se obtuvo una reducción global en

el producto granulométrico en 0.48% + #100, lo cual se vio subsidiado además de la reducción en la utilización de los ciclones más gruesos, por la reducción del tiempo de operación a presiones menores a 8 psi en un 8.43%, lo cual produjo un aumento de la presión desde 8.40 a 8.52 psi, tal como se muestra en la figura 5.9.

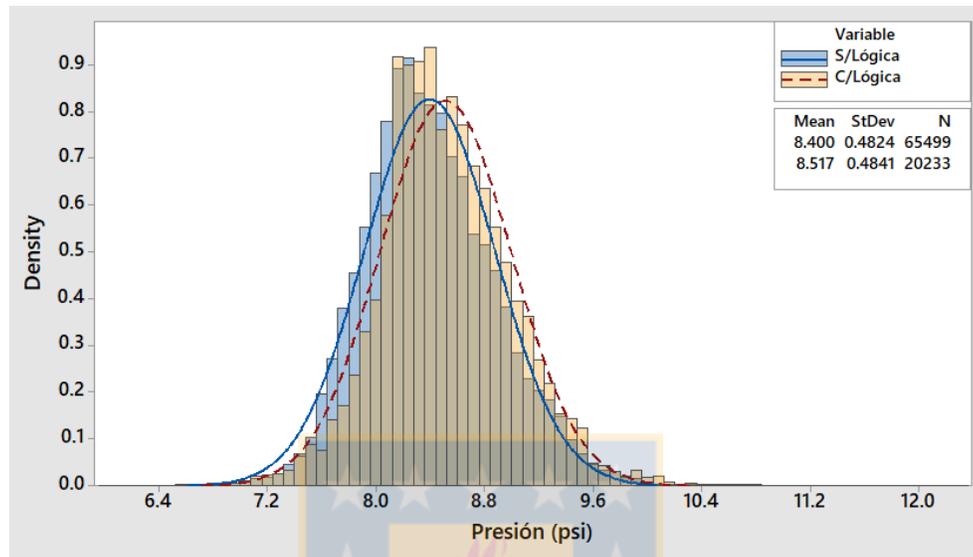


Figura 5.9 Presión de operación "Sin lógica" y "Con lógica".

5.1.4. Impacto en tratamiento

Por medio del levantamiento realizado se identificó además que ante eventos de baja presión alertados por la alarma, el operador corrigió el evento mediante una de las siguientes 3 tipos de acciones identificadas, el primer tipo de acción consistió en llevar a cabo el cierre de un ciclón según la recomendación entregada por la alarma (Cierre Cy), en el segundo tipo de acción el operador efectuó el cierre del ciclón recomendado y ante la disponibilidad de potencia en el molino adicionalmente aumentaba el tonelaje de alimentación de pebbles chancados (Cierre Cy + Adición Pbb), subsidiando así el aumento de presión en la batería de hidrociclones por aumento de carga, en el tercer tipo de acción también se aumentó el tonelaje de pebbles chancados (Adición Pbb) lo cual era beneficioso para el proceso, sin embargo, no se ejecutaba acción sobre el cierre de ciclón recomendado por la alarma no justificando así la utilización del PST en esos casos. Dentro del total de eventos alertados por la alarma en los meses de prueba, en un 48% de los casos se efectuó la primera acción de cierre de ciclón, mientras que la segunda acción de cierre de ciclón más adición de pebbles al molino alcanzó un 20%.

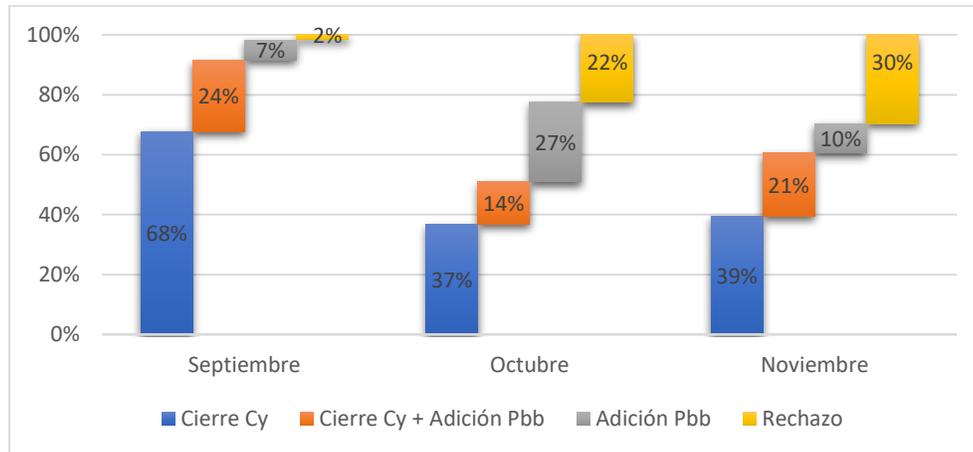


Figura 5.10 Acciones realizadas ante eventos de baja presión.

Esta acción de aumento de adición de pebbles al molino ante eventos de baja presión se ve reflejado en la figura 5.11, donde en los meses de septiembre y noviembre el tonelaje de adición es mayor para los periodos bajo el despliegue de la lógica en 9 y 40 tph, respectivamente, sin embargo, en el mes de octubre el resultado no es beneficioso entregando 7 tph menos en promedio, esto se debe a la baja aceptación que se alcanzó, llegando solo a un 14% para el caso de cierre de ciclón con adición de pebbles, al contrario de los otros dos meses restantes que superaron el 20%.

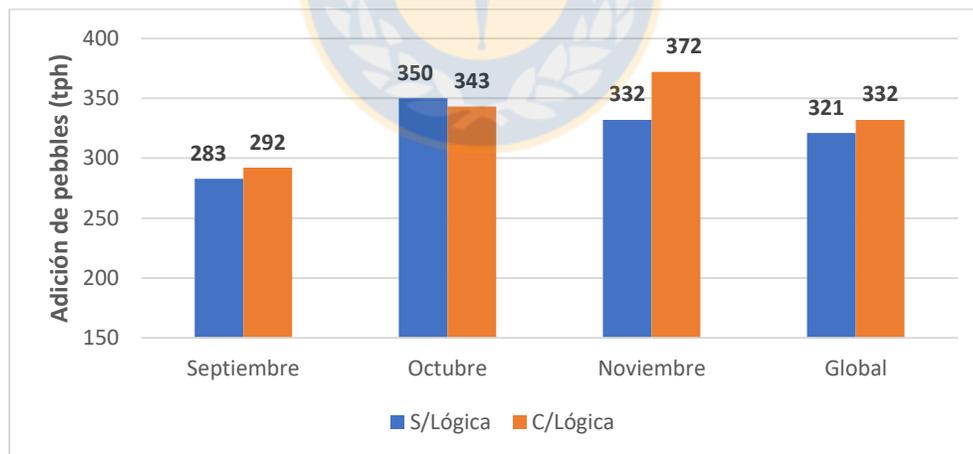


Figura 5.11 Adición de pebbles a molino de bolas 512.

Escalando la adición de pebbles chancados al tratamiento del molino de bolas 512, donde la alimentación al circuito bolas-ciclón se constituye a partir de una fracción de la descarga del molino SAG y la adición de los pebbles, tal como se muestra en la figura 2.4, se obtiene una tendencia similar a la registrada por la adición de pebbles debido a que el tonelaje de carga fresca alimentado al molino SAG se mantuvo medianamente

constante dentro del rango de tonelaje evaluado, lo cual se traduce en un aumento global de 9 tph con respecto al caso "Sin lógica" de 1351 tph, equivalente a un 0.67% adicional de tratamiento en el molino de bolas por efecto de adicción de pebbles.

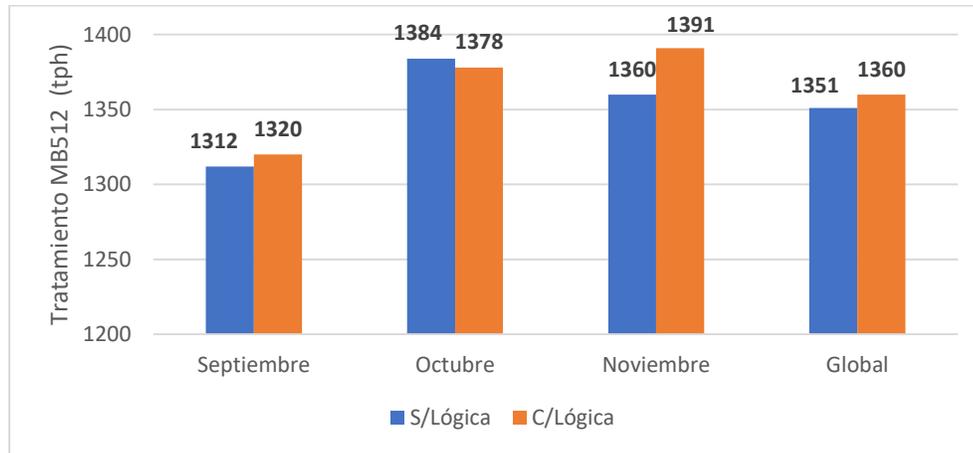


Figura 5.12 Tratamiento de molino de bolas 512.

Esta predominancia de aumento en la adición de pebbles por sobre carga fresca ante la oportunidad de eventos de baja presión se debe en parte al contexto operacional en el que se desarrolló la prueba, dado que al estar el sistema PST y la lógica asociada implementado solo en la BHI512, no se tenían las mismas garantías de operación en la BHI511, la cual también hasta la fecha opera con ciclones de vortex de 11.5" (BHI512 posee vortex de 14") restringiendo la capacidad de procesamiento del conjunto bolas-ciclón, por ende, ante requerimientos de aumento en el tonelaje de carga fresca para el molino 512 no necesariamente esto se ajustaría a las condiciones del molino 511 debido a que ambos comparten la descarga del molino SAG y no existen valvulas que regulen la cantidad de pulpa que se envia a cada molino. Sin embargo, este aumento de tratamiento por adicción de pebbles puede ser visto como una oportunidad en la reducción de pebbles circulantes en el circuito de chancado y buzones de acopio, dejando de paso una mayor disponibilidad para la generación de pebbles ante un aumento de alimentación de carga fresca al molino SAG.

Cabe mencionar además que todo el análisis anterior realizado comprende el rango de operación de tonelaje de alimentación al molino SAG2 superior a 2400 tph el cual comprende en promedio un 76% del tiempo de operación total de la planta, mientras que el rango de operación entre 2000 y 2400 tph corresponde principalmente a puestas en marcha o detenciones de uno de los dos molinos de bolas, donde las

recomendaciones entregadas por parte de la alarma suelen ser vagas o sin relevancia dada la condición operacional de inestabilidad. Por otra parte, el tiempo de operación del sistema PST bajo acción de la lógica, correspondiente a aquellos periodos descritos anteriormente como "Con lógica" alcanzan un 23.6% del tiempo de operación sobre 2400 tph, tiempo de operación que pudiese ser mejorado mediante la implementación de una lógica automática de apertura y cierre de ciclones bajo criterios granulométricos.

5.1.5. Disponibilidad

A través del contraste entre los tiempos de operación de cada hidrociclón mediante el status ABIERTO/CERRADO respectivo y el tiempo de operación de cada sensor PST desde mediados de julio hasta el fin de noviembre, se obtuvo una disponibilidad operacional del sistema PST completo del 92%, mientras que la disponibilidad individual se encuentra mayoritariamente sobre el 90%. El tiempo de indisponibilidad del sistema no corresponde directamente a fallas por parte de los equipos, sino a eventos en los cuales hubo desconexión del cable de alimentación eléctrica al sensor, lo cual se vio favorecido por la no notificación de la desconexión del sensor en pantalla por parte del operador y la lenta gestión de reconexión, lo cual a la vez desvió el criterio de cierre de ciclones recomendado por la lógica de alarma, no obstante, la disponibilidad mecánica de los sensores y el resto de componentes del sistema al no haber presentado ningún tipo de desperfecto en el tiempo operacional fue del orden del 100%.

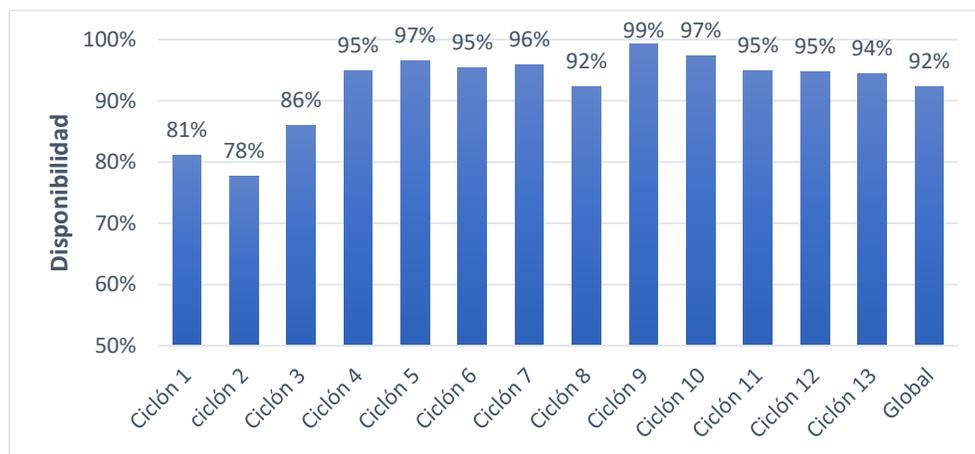


Figura 5.13 Disponibilidad operacional de sensores PST.

5.2. Evaluación económica

5.2.1. Evaluación planta SAG2

Uno de los casos de escalamiento del sistema PST consiste en su implementación adicional en la BHI511, teniendo así el sistema implementado en las dos baterías que componen la planta SAG2, sumando un total de 26 sensores. En base a la evaluación técnica se considera como beneficios de la implementación del sistema, un 0.15% de aumento en recuperación por efecto de la reducción granulométrica y un aumento en tratamiento de carga fresca de 9 tph por cada molino de bolas, lo cual al escalarlo al tratamiento del molino SAG2 y descontando un 20% por efecto de generación de pebbles, se traduce en un aumento de carga fresca de 0.53%. Considerando además que el tiempo de operación promedio a tonelajes superiores a 2400 tph alcanza el 76% del tiempo de operación total, del cual el 23.6% fue realizado bajo las recomendaciones de la lógica.

A partir de los parámetros mencionados y aplicados a la evaluación económica del proyecto de implementación del sistema en las BHI511 y 512 en un horizonte de 5 años a contar del año 2020, donde se tiene en base al flujo de caja en la tabla 8.9 (anexo D) ingresos brutos anuales entorno a 1 MUS\$ por procesamiento adicional y recuperación de cobre que acumulan en conjunto entre 170 y 190 tmf anuales y costos que rondan los 450 KMUS\$ asociados al costo marginal de procesamiento en planta, mantenimiento y renovación de los sensores al término de su vida útil de 12 meses, con una inversión inicial de 1.36 MUS\$ se obtiene un VAN positivo de 1.28 MUS\$ con un valor anual equivalente (VAE) de 321 KMUS\$, por ende el proyecto de implementación en las dos baterías es rentable bajo este criterio. Adicionalmente, se tiene los indicadores asociados a los costos de inversión y mantenimiento del sistema, donde el VAC alcanza los 2.43 MUS\$ con un costo anual equivalente (CAE) de 608 KUS\$.

Tabla 5.4 Indicadores económicos de evaluación planta SAG2.

Indicador	US\$
VAN	\$ 1,280,472
VAE	\$ 320,702
IVAN	\$ 0.94
Inversión	\$ 1,361,200
VAC	\$ 2,427,423
CAE	\$ 607,964

5.2.1.1. Sensibilización evaluación planta SAG2

En base a los parámetros de entrada supuestos de recuperación y tratamiento, se debe tener en cuenta que el impacto en recuperación se ve condicionado debido a que la reducción en granulometría es baja alcanzando solo 0.5 puntos, por tanto, considerando un caso pesimista en el cual no se perciben ingresos por recuperación adicional de cobre, a partir del flujo de caja de la tabla 8.10, se obtiene un VAN positivo de 292 KUS\$ con un VAE de 73 KUS\$, lo cual indica que la implementación sigue siendo rentable dentro del periodo de evaluación, sin embargo, el IVAN se reduce en un 78% con respecto al primer caso presentado.

Tabla 5.5 Caso pesimista planta SAG2 sin ingresos por recuperación.

Indicador	US\$
VAN	\$ 291,932
VAE	\$ 73,116
IVAN	\$ 0.21

Por otra parte, considerando que el costo de inversión del sistema es elevado surge la posibilidad de lograr mediante un acuerdo con el proveedor una reducción de este costo. Simulando que el costo de inversión pudiese ser reducido hasta un 50% de la inversión original, se obtiene en la figura 5.14 que a medida que el costo de la inversión desciende, el VAE (como es de esperarse) incrementa partiendo en 73 KUS\$ en el caso original hasta 231 KUS\$ en el caso más favorable de descuento, sin embargo, a pesar de este descuento que se aplica, el beneficio anual que se percibe sigue siendo bajo para tal inversión en el ámbito minero.

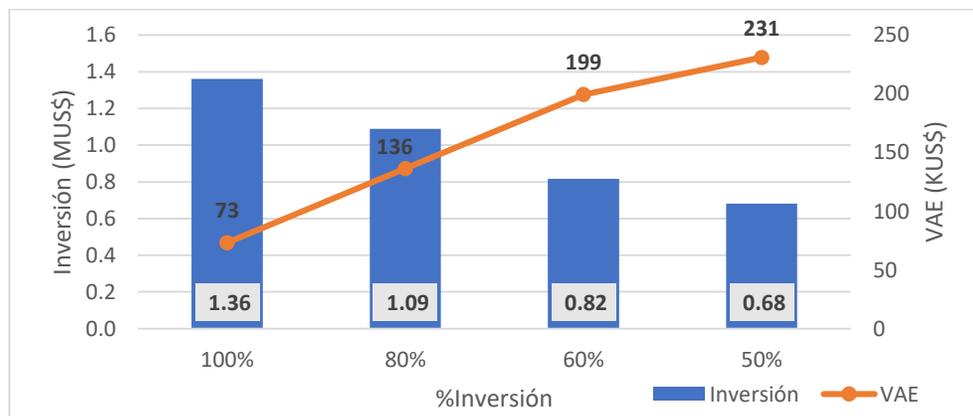


Figura 5.14 Sensibilización caso Planta SAG2 respecto a %Inversión.

Evaluando el proyecto un caso optimista donde se debe aspirar a una lógica automática de apertura y cierre de ciclones, que permita acotar la apertura de ciclones bajo criterio granulométrico, aumentado así el tiempo de operación bajo administración de ciclones via PST, el cual en promedio durante el periodo de prueba acumuló un 23.6%, pudiendo optar así a entregar con certeza un mejor y más completo control granulométrico que asegure el potencial aumento en recuperación de cobre fino de un 0.15%. Bajo esta aspiración de implementación de lógica automática que aumente el tiempo de operación y administración de ciclones, partiendo del caso base de un 23.6% durante la prueba hasta un 80% y considerando el 100% del costo de la inversión inicial, el VAN y VAE aumentan considerablemente debido al aumento en cobre fino recuperado, llegando a aumentar el VAN en casi un 200% en el caso más óptimo.



Figura 5.15 Sensibilización caso SAG2 en función del tiempo de operación con lógica.

Por último, debido a los requerimientos y proyecciones futuras de aumento de tratamiento que llevarán a la planta a condiciones operacionales más exigentes, generando granulometrías más gruesas y una mayor tendencia de acordonamiento de ciclones (fenómeno que no es recurrente actualmente), se puede establecer un caso más favorable para la operación del sistema PST, donde haciendo uso de la propuesta de valor entregada por el proveedor del PST de fijar un setpoint granulométrico que optimice la producción neta de cobre por aumento de tratamiento sacrificando un descuento en recuperación. Suponiendo que el ganancial de tratamiento de carga fresca por efecto de control via PST en el circuito aumente entre un 0 y 1%, mientras que la recuperación disminuya entre 0 y 1 punto en el peor de los casos, se obtiene mediante simulación de Montecarlo con un 90% de confianza un VAN entre 1.09 y 16 MUS\$ con un promedio de 8.63 MUS\$, demostrando que bajo esos parámetros el proyecto es

rentable favorablemente con un VAE promedio de 2.16 MUS\$. Este aumento considerable de la rentabilidad se debe a que el ganancial en cobre fino por tratamiento adicional es mucho mayor que el cobre que se pierde en recuperación, en el gráfico de tornado de la figura 8.4 (anexo E) se observa que el VAN es mucho más sensible ante la entrada baja y alta de tratamiento que por sobre las entradas de descuento en recuperación.

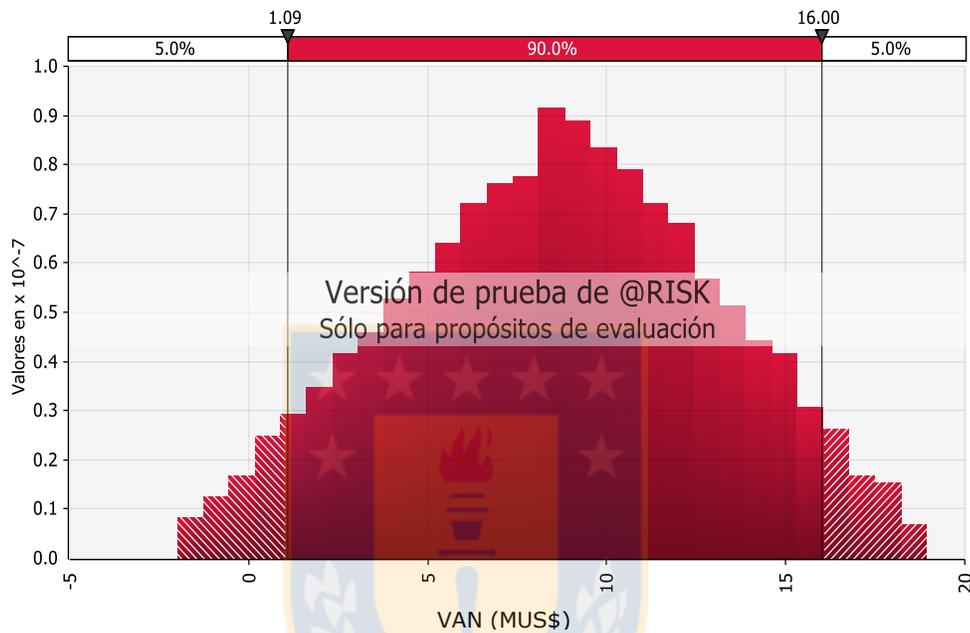


Figura 5.16 Simulación de Montecarlo caso optimista SAG2.

5.2.2. Evaluación planta SAG

El segundo caso de escalamiento en la implementación del sistema PST considera la instalación en la dos baterías de la planta SAG2 y las 3 baterías de las planta SAG1, de ocho ciclones cada una, sumando así un total de 50 sensores. Manteniendo los kpi de beneficios esperados de la evaluación de la planta SAG2 y añadiendo el proporcional correspondiente a la planta SAG1, dado que esta planta procesa alrededor de un 50% menos respecto de la SAG2, se obtiene para una evaluación en un horizonte de 5 años, detallada en el figura 8.11 (anexo E), donde se perciben ingresos brutos anuales de 1.6 MUS\$ por efecto de procesamiento y recuperación adicional de cobre, un VAN positivo de 1.14 MUS\$ equivalente a un VAE de 285 KUS\$ que indican la rentabilidad del proyecto en caso de concretarse. Sin embargo, debe tenerse en cuenta que la inversión inicial alcanza los 2.71 MUS\$ a lo que se le debe sumar el costo de la renovación anual de los 50 sensores al término de su vida útil que ronda los 600 KUS\$, por ende, en términos

de inversión y mantención del sistema se ostenta un VAC de 4.75 MUS\$ equivalente a un CAE de 1.19 MUS\$.

Tabla 5.6 Indicadores económicos evaluación Planta SAG.

Indicador	US\$
VAN	\$ 1,140,757
VAE	\$ 285,710
IVAN	\$ 0.42
Inversión	\$ 2,706,100
VAC	\$ 4,749,981
CAE	\$ 1,189,663

5.2.2.1. Sensibilización evaluación planta SAG

De forma análoga a la sensibilización realizada para el primer caso de implementación en la planta SAG2, se considera el escenario pesimista para la Planta SAG donde no se perciben ingresos por recuperación adicional de cobre, obteniéndose un VAN negativo de -340 KUS\$ y un VAE de -86 KUS\$, indicando que el proyecto deja de ser rentable bajo esa condición, teniendo como consecuencia una pérdida de 0.13 dólares por cada dólar invertido inicialmente.

Tabla 5.7 Caso pesimista Planta SAG sin ingresos por recuperación.

Indicador	US\$
VAN	\$ -340,109
VAE	\$ -85,182
IVAN	\$ -0.13

Por otra parte, teniendo en cuenta que el costo de la inversión es alto, se simula la posibilidad de reducir este costo ante una eventual negociación, beneficiando así de mejor manera la rentabilidad del proyecto, no obstante, si bien las condiciones son más favorables incrementando el VAE desde -86 a 228 KUS\$ en el escenario de 50% de descuento en la inversión, como se muestra en la figura 5.18, los beneficios netos esperados no se ajustan a lo esperado para una inversión de esa envergadura.

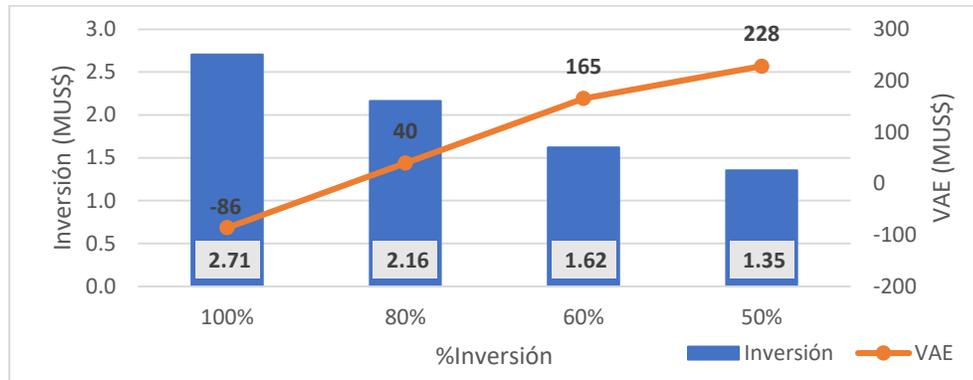


Figura 5.17 Sensibilización Planta SAG respecto % inversión.

Evaluando en el caso optimista, en el cual se aspira a la instauración de una lógica automática de apertura y cierre en las 5 BHI, que asegure de mejor manera la reducción granulométrica y su impacto en recuperación en un 0.15% aproximado, además del incremento del tiempo de operación bajo la lógica. Bajo este nuevo escenario simulando el incremento del tiempo de operación de la lógica desde el caso base hasta un 80%, el VAN y VAE aumentan favorablemente alcanzando el VAE un aumento de casi un 240% en el caso más óptimo.

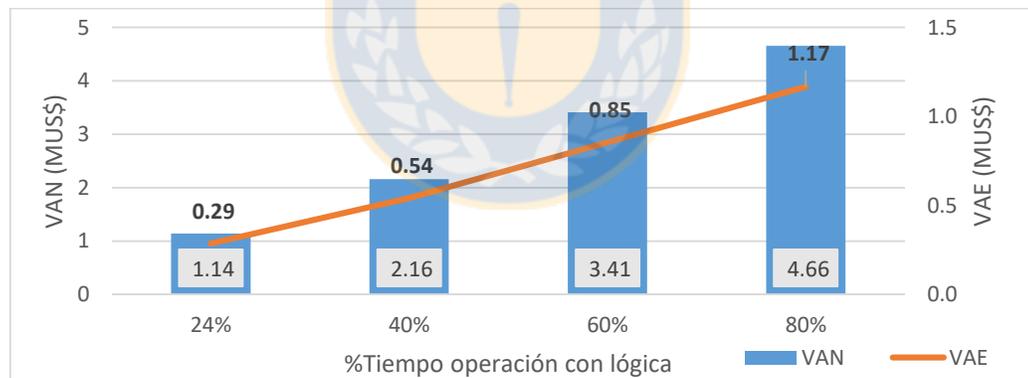


Figura 5.18 Sensibilización caso Planta SAG en función del tiempo de operación con lógica.

Por último, de forma análoga al caso de la planta SAG2, asumiendo condiciones de operación más exigentes y asegurando la propuesta de valor entregada por el proveedor donde por efecto de la operación con el sistema se obtenga un ganancial de tratamiento entre 0 y 1% para cada molino SAG, mientras que la recuperación pudiese disminuir en el global de la operación entre 0 y 1 punto en el peor de los casos, se tiene que con un 90% de confianza el VAN estará en 4.70 y 22.55 MUS\$ con un promedio de

13.64 MUS\$, mostrando que el proyecto es altamente rentable bajo estas condiciones con un VAE promedio de 3.42 MUS\$.

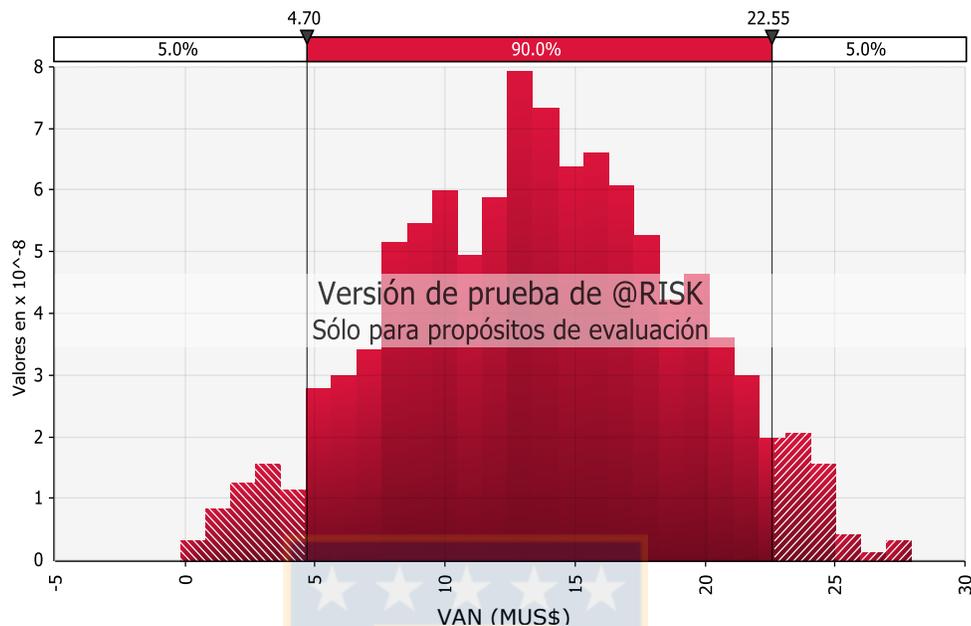


Figura 5.19 Simulación de Montecarlo caso optimista Planta SAG.

Contrastando las evaluaciones realizadas para el primer caso de implementación en la planta SAG2 y el segundo caso de implementación en la Planta SAG completa, se obtiene en el caso base planteado y al igual que en los demás casos estimados en la sensibilización, que el IVAN del proyecto SAG2 es superior al del proyecto Planta SAG, esto se debe a que los costos de inversión para la planta SAG2 y planta SAG1 de forma individual son del mismo orden de 1.3 MUS\$, mientras que los beneficios esperados por parte de cada planta dependen directamente del procesamiento de cada una, teniendo la ventaja la planta SAG2 al poseer aproximadamente un 50% más de capacidad de tratamiento con respecto a la planta SAG1, en la figura 8.5 (anexo E) se logra verificar la influencia del tratamiento de cada planta sobre el VAN.

Tabla 5.8 Comparación evaluaciones Plantas SAG.

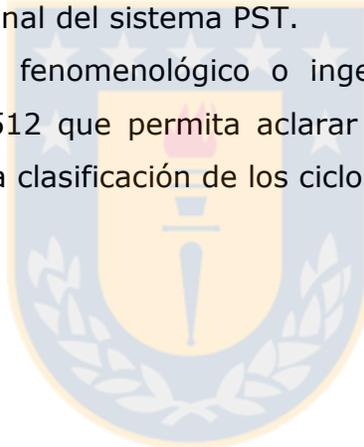
Indicador	Planta SAG2	Planta SAG1	Planta SAG
VAN	\$ 1,280,472	\$ 842,291	\$ 1,138,261
VAE	\$ 320,702	\$ 210,957	\$ 285,085
IVAN	\$ 0.94	\$ 0.63	\$ 0.42
Inversión	\$ -1,361,200	\$ -1,344,900	\$ -2,706,100
VAC	\$ -2,427,423	\$ -2,322,557	\$ -4,749,981
CAE	\$ -607,964	\$ -581,699	\$ -1,189,663

6 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Técnicamente el sistema PST presenta una desviación absoluta en la medición del +#100 del orden de 3% con respecto a la medición de tamizaje en seco realizada en laboratorio.
- El impacto de la lógica de alarmas implementada en cuanto al control granulométrico es mínimo, logrando solo una reducción de 0.48 puntos +#100 en el global de la operación, lo cual puede estar dentro del error mismo de medición del sistema, condicionando así el efecto de 0.15% en recuperación obtenido vía modelo de laboratorio.
- El impacto de la lógica en cuanto a tratamiento adicional del circuito bolas-ciclón por efecto de adición de pebbles, alcanzó un ganancial global de 9 tph equivalente a un aumento del 0.67%.
- La lógica de alarmas implementada no ofrece un control robusto de la operación de la batería debido a que se ve condicionada su efectividad ante la frecuencia de eventos de baja presión y el grado de aceptación de la recomendación por parte del operador, alcanzando así solo un tiempo de operación de 23.6% bajo el arreglo de ciclones recomendado.
- Económicamente la evaluación de la implementación del sistema en la planta SAG2 a 5 años es rentable con un VAN positivo de 1.28 MUS\$ y una inversión de 1.36 MUS\$, resultando un IVAN de 0.94 US\$ condicionando la real rentabilidad del proyecto para una inversión de esa envergadura en el ámbito minero.
- La implementación del sistema en la totalidad de la planta SAG alcanza un VAN positivo de 1.14 MUS\$ y una inversión de 2.71 MUS\$, resultando un IVAN de 0.42 US\$ mostrando una rentabilidad mucho menor que el primer caso de implementación.
- En general, la implementación del sistema bajo las condiciones actuales de operación bajo la lógica de control implementada no aprovechan el verdadero potencial y propuesta de valor alcanzable por el sistema PST, haciendo que los proyectos no sean atractivos económicamente debido al alto costo de inversión y mantención que implican y el bajo retorno de beneficios que entrega, por ende, no se recomienda su implementación bajo las condiciones actuales de operación.

Recomendaciones:

- Implementar una lógica de apertura y cierre de ciclones automática que potencie de manera robusta y constante el control granulométrico de la batería y no solamente ante eventos de baja presión.
- Establecer una metodología de operación y control que busque optimizar un setpoint de granulometría que favorezca la producción neta de cobre, por aumento de tratamiento y ajuste de la recuperación por efecto granulométrico.
- Incluir los eventos de desconexión de los sensores PST dentro de los "Reportes diarios CIO", permitiendo así reducir los tiempos de reconexión y aumentar la disponibilidad operacional del sistema.
- Adaptar la lógica de alarmas de eventos de baja presión, para mantener el ganancial en tratamiento por adición de pebbles al circuito, ante la probable no continuidad operacional del sistema PST.
- Realizar un estudio fenomenológico o ingenieril del estado mecánico del manifold de la BHI512 que permita aclarar con certeza la causa raíz de la heterogeneidad de la clasificación de los ciclones.



7 BIBLIOGRAFÍA Y REFERENCIAS

- [1] JONES, S.M.; PENA, R.F. *Milling of the millenium*, in proceeding of copper 99-cobre 99 international environment conference, volume ii – Mineral processing/environment, health and safety, pp 191-204 (The minerals, metals & materials society). 2016.
- [2] SUPERINTENDENCIA PLANTA SAG, GPTA, DIVISIÓN EL TENIENTE. *Procedimiento control operacional SAG*. 2018.
- [3] SUPERINTENDENCIA DESARROLLO, GRMD, DIVISIÓN EL TENIENTE. *Diagrama de flujo planta concentradora*. 2011.
- [4] SEPÚLVEDA, Jaime E.; *Apuntes curso: Aplicaciones de Moly-Cop tools a procesos de conminución*. 2017.
- [5] *Procesamiento de minerales: variables de operación molino*. 2012. <http://procesaminerales.blogspot.com/2012/09/variables-operacion-molino.html>
- [6] SEPÚLVEDA, Jaime E.; GUTIERREZ, Leonel. *Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática*. CIMM, 1986.
- [7] SCHLENSINGER, Mark E.; SOLE, Kathryn C.; DAVENPORT, William G. *Extractive metallurgy of copper*. Elsevier, 2011.
- [8] AUSTIN, Leonard G.; CONCHA, Fernando. *Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación*. CYTED. Programa Iberoamericano de Ciencia y Tecnología para el Desarrollo. Subprograma de Tecnología Mineral. Red de Fragmentación XIII-A, 1994.
- [9] NAPIER-MUNN, Timothy J., et al. *Mineral comminution circuits: their operation and optimisation*. 1996.
- [10] CIDRA MINERALS. *CYCLONEtrac™ PST: Sistema de operación para la clasificación*. 2018.
- [11] OUTOTEC. *PSI 300i: On-line slurry particle size analyzer*. 2019.
- [12] CIRULIS, Dylan. *Sistema de rastreo de partículas (PST) CYCLONEtrac™ versus sistema tradicional*. 2016.
- [13] MARON, Bob. *Certificado e informe de calibración, sistema de rastreo de tamaño de partículas CYCLONEtrac PST de CiDRA*. 2019.

8 ANEXOS

8.1. ANEXO A: Cálculo de descuentos a concentrados de Cu

Tabla 8.1 Flujo de cálculo de descuentos aplicados a concentrado de cobre.

	2019	2020	2021	2022	2023	2024
Valor Cobre (cUS\$/lb)	\$ 296	\$ 299	\$ 300	\$ 307	\$ 312	\$ 305
Valor Cobre (US\$/tmf)	\$ 6,526	\$ 6,592	\$ 6,614	\$ 6,768	\$ 6,878	\$ 6,724
Valor Plata (US\$/oz)	\$ 16.30	\$ 16.80	\$ 16.80	\$ 16.70	\$ 16.50	\$ 18.20
Flete CIF MJP (US\$/Tmh)	\$ 47.10	\$ 59.50	\$ 58.60	\$ 56.60	\$ 54.30	\$ 54.90
Logística DET FOB Ventana (US\$/Tmh)	\$ 47.60	\$ 47.90	\$ 48.20	\$ 48.60	\$ 48.90	\$ 48.70
Flete DET-FOT Ventana (US\$/Tmh)	\$ 22.80	\$ 23.10	\$ 23.30	\$ 23.70	\$ 23.90	\$ 23.70
Ley de Concentrado Teniente	27.80%	28.00%	28.30%	27.80%	27.50%	27.58%
Deducción Metalurgica	3.4%	3.4%	3.4%	3.4%	3.4%	3.4%
TC	\$ 83.00	\$ 73.00	\$ 71.00	\$ 75.00	\$ 80.00	\$ 95.00
RC	\$ 8.30	\$ 7.30	\$ 7.10	\$ 7.50	\$ 8.00	\$ 9.50
Usc/lb						
Descuento Combinado (Usc/lb)	\$ -21.56	\$ -18.88	\$ -18.24	\$ -19.48	\$ -20.92	\$ -24.80
Deducción Metalúrgica (Usc/lb)	\$ -10.06	\$ -10.17	\$ -10.20	\$ -10.44	\$ -10.61	\$ -10.37
Crédito Plata (Usc/lb)	\$ 4.19	\$ 4.29	\$ 4.19	\$ 4.29	\$ 4.29	\$ 4.72
Sub Total Base FURE Ext.	\$ -27.43	-24.75	-24.25	-25.63	-27.24	-30.46
Seguros	\$ -0.05	\$ -0.05	\$ -0.05	\$ -0.05	\$ -0.05	\$ -0.05
Flete MJP	\$ -8.45	\$ -10.59	\$ -10.32	\$ -10.15	\$ -9.84	\$ -9.92
Flete + Seguros	\$ -8.50	\$ -10.64	\$ -10.37	\$ -10.20	\$ -9.90	\$ -9.97
Comisiones	\$ -0.09	\$ -0.09	\$ -0.09	\$ -0.09	\$ -0.09	\$ -0.09
Muestreo y Análisis	\$ -0.10	\$ -0.10	\$ -0.10	\$ -0.10	\$ -0.10	\$ -0.10
Costo Financiero	\$ -0.65	\$ -0.67	\$ -0.67	\$ -0.68	\$ -0.69	\$ -0.67
Sub Total Base FOB (Usc/lb)	\$ -36.77	\$ -36.25	\$ -35.48	\$ -36.70	\$ -38.02	\$ -41.28
Logística nacional	\$ -8.53	\$ -8.53	\$ -8.49	\$ -8.71	\$ -8.86	\$ -8.80
Flete DET-Ventanas	\$ -4.09	\$ -4.11	\$ -4.10	\$ -4.25	\$ -4.33	\$ -4.28
Ahorro Fletes (25%)	25%	25%	25%	25%	25%	25%
Ahorro Fletes	\$ 3.22	\$ 3.75	\$ 3.68	\$ 3.65	\$ 3.59	\$ 3.61
Descuento Final (Usc/lb)	\$ -42.08	\$ -41.02	\$ -40.29	\$ -41.76	\$ -43.29	\$ -46.47
Descuento Final (US\$/tmf)	\$ -928	\$ -904	\$ -888	\$ -921	\$ -954	\$ -1,025
Valor Final Cu (US\$/tmf)	\$ 5,598	\$ 5,687	\$ 5,726	\$ 5,847	\$ 5,924	\$ 5,699

El detalle de las ecuaciones utilizadas en el flujo de cálculo es el siguiente:

$$DescuentoCombinado = \frac{TC}{LeyConc. Cu} 22.046 + RC * (1 - \%DeducciónMetalúrgica) \quad (17)$$

$$DeducciónMetalúrgica = \%DeducciónMetalúrgica * PrecioCu \quad (18)$$

$$Crédito Plata = \frac{(Cont. Plata - Deduc. Pt)}{22046} * \frac{PrecioPt * 32.1507}{LeyConc. Cu} \quad (19)$$

$$\text{SubTotal Base FURE Ext.} = \text{DescuentoCombinado} + \text{DeducciónMetalúrgica} - \text{Crédito Plata} \quad (20)$$

$$\text{Seguros} = 110\% * \text{prima del seguro} * (\text{PrecioCu} + \text{subtotal base ref. externas}) \quad (21)$$

$$\text{Fleta MJP} = \frac{\text{FleteCIF}}{\text{LeyConc. Cu} * (1 - \% \text{Humedad})} * \frac{1}{22046} \quad (22)$$

$$\text{Comisiones de ventas} = \frac{(1 - \% \text{DeducciónMetalúrgica})}{22046} * \text{Comisión} \quad (23)$$

$$\text{Muestreo y Análisis} = \frac{0.6}{\text{LeyConc. Cu} * 22046} \quad (24)$$

$$\text{CostoFinanciero} = (\text{PrecioCobre} + \text{SubTotal Base FURE Ext.}) * \text{Tasa interés} * \frac{\text{DiasPago}}{360} \quad (25)$$

$$\text{SubTotal base FOB} = \text{SubTotal Base FURE Ext.} + \text{Seguros} + \quad (26)$$

$$\text{Flete MJP} + \text{Comisiones} + \text{Muestreo y Análisis} + \text{CostoFinanciero} \quad (27)$$

$$\text{LogísticaNacional} = \frac{\text{Logística Nacional DET FOB Ventanas}}{\text{LeyConc. Cu} * (1 - \% \text{Humedad}) * 22046} \quad (28)$$

$$\text{Flete DET_Ventanas} = \frac{\text{Flete DET_FOT Ventanas}}{\text{LeyConc. Cu} * (1 - \% \text{Humedad}) * 22046} \quad (29)$$

$$\text{AhorroFletes} = (\text{Flete DET_Ventanas} + \text{LogísticaNacional} + \text{FleteMJP}) * 25\% \quad (30)$$

$$\text{DescuentoFinal} = \text{SubTotal Base FOB} + \text{LogísticaNacional} - \text{AhorroFletes} \quad (31)$$

$$\text{Valor Venta Cu} = \text{PrecioCu} - \text{DescuentoFinal} \quad (32)$$

8.2. ANEXO B: Detalle de muestreos realizados durante campañas de validación

Tabla 8.2 Detalle de muestras contrastadas ciclón 1 y 6.

Ciclón 1			Ciclón 6		
#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error	#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error
21.91	25.21	3.30	21.33	24.86	3.53
26.19	26.12	0.07	24.59	25.88	1.29
21.86	25.40	3.54	22.82	24.59	1.77
22.67	24.72	2.05	25.64	23.84	1.80
22.91	24.50	1.59	24.47	24.48	0.01
19.73	25.00	5.27	23.17	24.33	1.16
22.43	24.75	2.32	21.66	23.93	2.27
23.54	24.14	0.60	21.25	24.93	3.68
23.60	23.92	0.32	23.41	25.08	1.67
25.49	24.87	0.62	22.17	26.42	4.24
18.56	21.47	2.91	24.73	29.31	4.58
15.49	20.82	5.34	24.40	28.09	3.69
19.17	22.77	3.60	24.82	26.96	2.14
19.41	23.91	4.50	23.99	26.47	2.48
19.24	24.76	5.51	23.77	26.69	2.92
Promedio		2.77	Promedio		2.48
Desviación estándar		1.88	Desviación estándar		1.27

Tabla 8.3 Detalle de muestras contrastadas ciclón 2 y 5.

Ciclón 2			Ciclón 5		
#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error	#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error
23.04	24.47	1.43	22.74	25.70	2.96
21.01	25.60	4.58	22.47	28.89	6.42
20.31	25.29	4.98	28.23	29.31	1.08
22.47	22.99	0.52	25.49	27.14	1.65
22.35	24.51	2.16	23.88	26.34	2.46
20.83	23.45	2.62	21.24	27.09	5.85
21.38	24.84	3.46	23.65	26.78	3.13
20.41	23.27	2.86	23.46	28.26	4.80
20.79	23.54	2.75	25.15	26.64	1.49
21.20	24.66	3.46	23.04	27.01	3.97
22.98	25.17	2.19	24.05	26.94	2.88
21.71	25.24	3.54	20.91	26.52	5.61
21.55	25.12	3.57	23.28	24.18	0.90
22.03	25.24	3.21	22.42	26.08	3.66
Promedio		2.95	Promedio		3.35
Desviación estándar		1.17	Desviación estándar		1.80

Tabla 8.4 Detalle de muestras contrastadas ciclón 4 y 7.

Ciclón 4			Ciclón 7		
#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error	#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error
20.21	24.96	4.75	23.53	22.68	0.85
27.79	23.68	4.11	19.92	23.82	3.91
24.74	24.24	0.50	28.36	24.11	4.26
26.39	24.93	1.45	23.75	21.71	2.03
23.65	23.80	0.15	23.21	22.93	0.28
25.23	25.16	0.06	22.33	25.00	2.67
18.45	25.13	6.67	22.97	25.69	2.71
28.10	23.94	4.17	23.22	23.64	0.42
23.08	23.86	0.78	21.80	22.98	1.18
23.49	28.67	5.17	21.41	25.22	3.81
23.49	24.62	1.13	21.06	22.97	1.91
25.00	24.73	0.26	18.97	23.59	4.61
23.44	25.11	1.67	26.58	33.23	6.65
23.48	26.71	3.24	22.84	27.24	4.40
21.70	26.17	4.47	20.95	21.86	0.91
Promedio		2.57	Promedio		2.71
Desviación estándar		2.18	Desviación estándar		1.86

Tabla 8.5 Detalle de muestras contrastadas ciclón 8 y 9.

Ciclón 8			Ciclón 9		
#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error	#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error
19.41	26.26	6.85	22.71	26.33	3.62
21.53	26.96	5.44	26.14	25.51	0.63
24.63	25.04	0.40	25.30	24.65	0.65
27.51	23.56	3.95	20.50	26.16	5.67
25.85	23.94	1.91	22.50	25.91	3.41
26.32	26.58	0.26	24.67	27.03	2.36
24.59	25.69	1.11	19.82	24.76	4.94
24.66	24.94	0.28	22.86	28.01	5.15
25.84	25.23	0.61	23.00	25.45	2.45
25.92	26.02	0.10	21.49	25.32	3.84
22.73	25.31	2.57	20.50	26.84	6.33
23.17	26.34	3.16	23.44	28.39	4.95
22.87	27.86	4.99	22.30	26.62	4.32
24.45	25.76	1.31	22.70	26.45	3.75
21.64	26.61	4.97	22.85	26.90	4.05
Promedio		2.53	Promedio		3.74
Desviación estándar		2.23	Desviación estándar		1.66

Tabla 8.6 Detalle de muestras contrastadas ciclón 10 y 13.

Ciclón 10			Ciclón 13		
#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error	#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error
29.61	28.89	0.72	19.78	24.68	4.90
26.71	30.38	3.67	17.15	23.43	6.27
27.36	29.97	2.61	16.89	22.26	5.37
26.98	28.39	1.41	18.51	22.27	3.76
26.03	28.54	2.51	16.92	22.31	5.39
22.41	29.42	7.01	21.05	22.49	1.44
22.55	29.75	7.20	19.80	22.11	2.31
25.48	28.03	2.55	17.51	21.03	3.52
24.38	26.58	2.20	20.44	23.17	2.72
21.13	27.42	6.29	19.07	24.97	5.90
24.66	28.51	3.85	21.81	23.48	1.67
25.21	29.35	4.15	19.93	23.46	3.53
25.68	29.85	4.18	21.31	23.96	2.65
29.24	31.97	2.73	19.67	23.08	3.42
26.76	30.53	3.78	20.05	22.86	2.81
Promedio		3.66	Promedio		3.71
Desviación estándar		1.92	Desviación estándar		1.53

Tabla 8.7 Detalle de muestras contrastadas ciclón 11 y 12.

Ciclón 11			Ciclón 12		
#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error	#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error
22.38	27.33	4.95	18.09	21.19	3.10
21.52	27.39	5.87	18.76	20.29	1.53
26.29	26.50	0.21	17.26	20.37	3.11
28.35	26.35	2.00	17.22	20.36	3.15
25.86	26.87	1.01	17.08	20.79	3.71
28.82	26.84	1.98	16.25	19.24	2.99
25.34	26.87	1.53	15.87	20.96	5.09
22.99	27.75	4.76	18.12	20.02	1.90
26.15	26.93	0.78	16.28	19.81	3.53
33.34	30.27	3.07	26.21	30.82	4.60
28.71	29.65	0.94	29.00	29.73	0.73
29.12	28.88	0.24	31.04	30.49	0.55
32.63	29.08	3.55	27.47	29.91	2.44
34.53	30.76	3.77	27.11	31.59	4.48
Promedio		2.48	Promedio		2.92
Desviación estándar		1.86	Desviación estándar		1.38

Tabla 8.8 Detalle de muestras contrastadas ciclón 3.

Ciclón 3		
#100 Lab (%)	#100 PST (%)	Error
18.85	25.10	6.26
25.86	27.95	2.10
26.88	25.74	1.14
21.53	27.73	6.21
24.58	26.46	1.88
20.97	25.75	4.78
19.87	24.83	4.96
21.64	26.22	4.58
22.24	24.99	2.75
22.34	23.95	1.61
20.33	24.49	4.16
22.62	23.73	1.12
20.79	24.03	3.25
19.03	24.08	5.05
21.60	23.45	1.85
19.94	23.67	3.73
17.65	22.39	4.74
18.23	22.24	4.01
20.48	22.06	1.57
17.95	21.86	3.91
Promedio		3.48
Desviación estándar		1.64

8.3. ANEXO C: Utilización y granulometrías mensuales

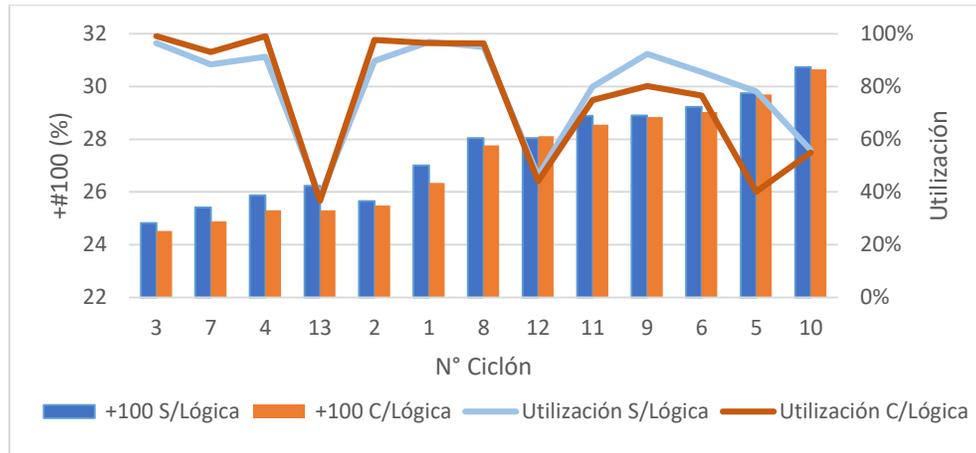


Figura 8.1 Utilización y granulometrías septiembre.

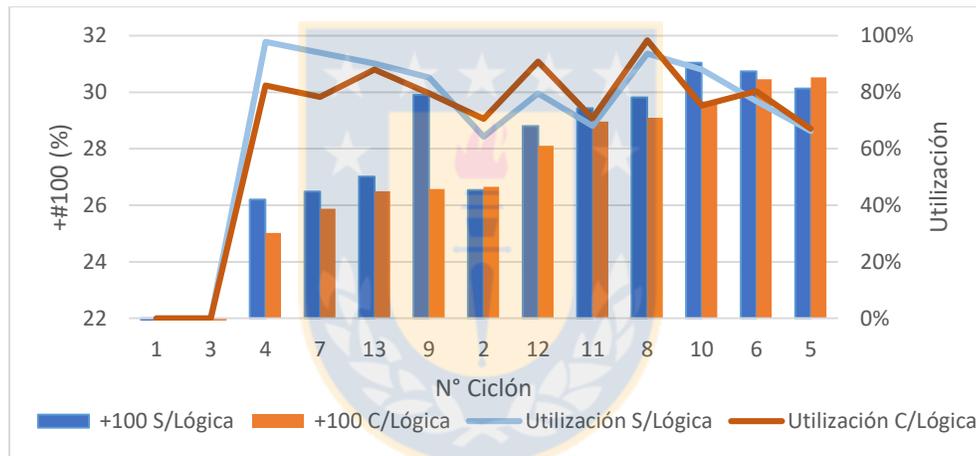


Figura 8.2 Utilización y granulometrías octubre.

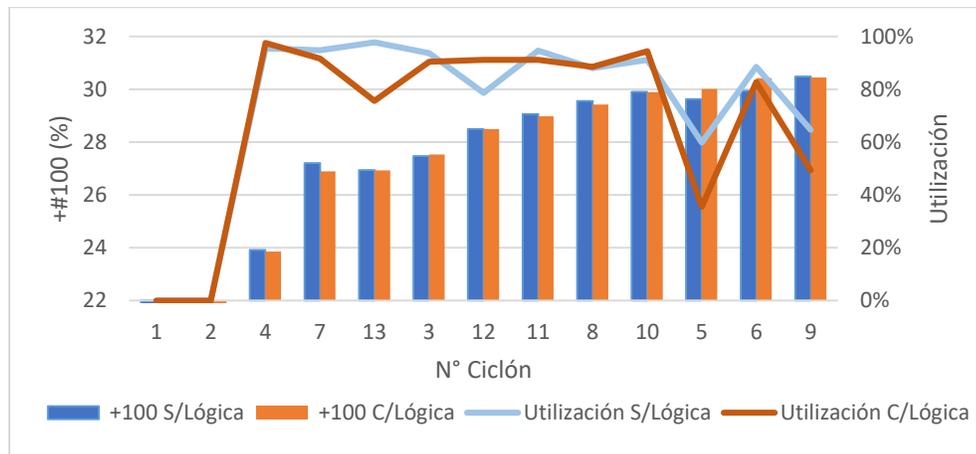


Figura 8.3 Utilización y granulometrías noviembre.

8.4. Anexo D: Flujos de caja asociados a evaluaciones económicas.

Tabla 8.9 Flujo de caja Planta SAG2 considerando ingresos por tratamiento y recuperación.

Año	2020	2021	2022	2023	2024
Días operación	361	360	360	360	361
Planta SAG2 (tph)	2079	2162	2115	2115	2162
Ley Cu	0.959%	0.915%	0.852%	0.812%	0.812%
Recuperación Cu	89.15%	88.91%	88.56%	87.97%	87.96%
Δ tph SAG2	11.0	11.4	11.2	11.2	11.4
TMS Año	17057	17689	17307	17307	17741
TMF Cu Año (Rec)	46	46	42	40	41
TMF Cu Año (Tmto)	146	144	131	124	127
TMF Cu Total	193	190	173	164	168
Ingresos Cu	\$ 1,095,098	\$ 1,081,308	\$ 982,168	\$ 931,341	\$ 954,636
Total Costos	\$ -136,275	\$ -452,237	\$ -451,201	\$ -452,067	\$ -455,157
Costo Planta	\$ -83,625	\$ -87,587	\$ -86,551	\$ -87,417	\$ -90,507
Costo Mantenimiento	\$ -52,650	\$ -364,650	\$ -364,650	\$ -364,650	\$ -364,650
HH (5%)	\$ -52,650	\$ -52,650	\$ -52,650	\$ -52,650	\$ -52,650
Repuestos		\$ -312,000	\$ -312,000	\$ -312,000	\$ -312,000
EBITDA	\$ 958,823	\$ 629,071	\$ 530,967	\$ 479,275	\$ 499,479
Inversión	\$ -1,361,200				
Flujo Neto	\$ -402,377	\$ 629,071	\$ 530,967	\$ 479,275	\$ 499,479
Flujo Acumulado	\$ -402,377	\$ 226,694	\$ 757,660	\$ 1,236,935	\$ 1,736,414

Tabla 8.10 Flujo de caja Planta SAG2 considerando sólo ingresos por tratamiento.

Año	2020	2021	2022	2023	2024
Días operación	361	360	360	360	361
Planta SAG2 (tph)	2079	2162	2115	2115	2162
Ley Cu	0.959%	0.915%	0.852%	0.812%	0.812%
Recuperación Cu	89.15%	88.91%	88.56%	87.97%	87.96%
Δtph SAG2	11.0	11.4	11.2	11.2	11.4
TMS Año	17057	17689	17307	17307	17741
TMF Cu Año (Rec)	0	0	0	0	0
TMF Cu Año (Tmto)	146	144	131	124	127
TMF Cu Total	146	144	131	124	127
Ingresos Cu	\$ 829,400	\$ 818,420	\$ 742,670	\$ 703,087	\$ 720,653
Total Costos	\$ -136,275	\$ -452,237	\$ -451,201	\$ -452,067	\$ -455,157
Costo Planta	\$ -83,625	\$ -87,587	\$ -86,551	\$ -87,417	\$ -90,507
Costo Mantenimiento	\$ -52,650	\$ -364,650	\$ -364,650	\$ -364,650	\$ -364,650
HH (5%)	\$ -52,650	\$ -52,650	\$ -52,650	\$ -52,650	\$ -52,650
Repuestos		\$ -312,000	\$ -312,000	\$ -312,000	\$ -312,000
EBITDA	\$ 693,125	\$ 366,184	\$ 291,468	\$ 251,020	\$ 265,496
Inversión	\$ -1,361,200				
Flujo Neto	\$ -668,075	\$ 366,184	\$ 291,468	\$ 251,020	\$ 265,496
Flujo Acumulado	\$ -668,075	\$ -301,891	\$ -10,423	\$ 240,597	\$ 506,093

Tabla 8.11 Flujo de caja Planta SAG considerando ingresos por tratamiento y recuperación.

Año	2020	2021	2022	2023	2024
Días operación	361	360	360	360	361
Planta SAG1 (tph)	1024	1067	1067	1067	1068
Planta SAG2 (tph)	2079	2162	2115	2115	2162
Ley Cu	0.959%	0.915%	0.852%	0.812%	0.812%
Recuperación Cu	89.15%	88.91%	88.56%	87.97%	87.96%
Δtph SAG1	6.8	7.0	7.0	7.0	7.0
Δtph SAG2	11.0	11.4	11.2	11.2	11.4
TMS Año	27558	28606	28223	28223	28691
TMF Cu Año (Rec)	69	69	63	60	61
TMF Cu Año (Tmto)	236	233	213	202	205
TMF Cu Total	305	302	276	262	266
Ingresos Cu	\$ 1,736,704	\$ 1,716,380	\$ 1,571,662	\$ 1,490,185	\$ 1,515,135
Total Costos	\$ -236,355	\$ -842,893	\$ -842,398	\$ -843,809	\$ -847,621
Costo Planta	\$ -135,105	\$ -141,643	\$ -141,148	\$ -142,559	\$ -146,371
Costo Mantenimiento	\$ -101,250	\$ -701,250	\$ -701,250	\$ -701,250	\$ -701,250
HH (5%)	\$ -101,250	\$ -101,250	\$ -101,250	\$ -101,250	\$ -101,250
Repuestos		\$ -600,000	\$ -600,000	\$ -600,000	\$ -600,000
EBITDA	\$ 1,500,349	\$ 873,487	\$ 729,264	\$ 646,376	\$ 667,514
Inversión	\$ -2,706,100				
Flujo Neto	\$ -1,205,751	\$ 873,487	\$ 729,264	\$ 646,376	\$ 667,514
Flujo Acumulado	\$ -1,205,751	\$ -332,264	\$ 397,001	\$ 1,043,377	\$ 1,710,891

Tabla 8.12 Flujo de caja Planta SAG considerando sólo ingresos por tratamiento.

Año	2020	2021	2022	2023	2024
Días operación	361	360	360	360	361
Planta SAG1 (tph)	1024	1067	1067	1067	1068
Planta SAG2 (tph)	2079	2162	2115	2115	2162
Ley Cu	0.959%	0.915%	0.852%	0.812%	0.812%
Recuperación Cu	89.15%	88.91%	88.56%	87.97%	87.96%
Δtph SAG1	6.8	7.0	7.0	7.0	7.0
Δtph SAG2	11.0	11.4	11.2	11.2	11.4
TMS Año	27558	28606	28223	28223	28691
TMF Cu Año (Rec)	0	0	0	0	0
TMF Cu Año (Tmto)	236	233	213	202	205
TMF Cu Total	236	233	213	202	205
Ingresos Cu	\$ 1,339,983	\$ 1,323,525	\$ 1,211,145	\$ 1,146,594	\$ 1,165,462
Total Costos	\$ -236,355	\$ -842,893	\$ -842,398	\$ -843,809	\$ -847,621
Costo Planta	\$ -135,105	\$ -141,643	\$ -141,148	\$ -142,559	\$ -146,371
Costo Mantenimiento	\$ -101,250	\$ -701,250	\$ -701,250	\$ -701,250	\$ -701,250
HH (5%)	\$ -101,250	\$ -101,250	\$ -101,250	\$ -101,250	\$ -101,250
Repuestos		\$ -600,000	\$ -600,000	\$ -600,000	\$ -600,000
EBITDA	\$ 1,103,628	\$ 480,632	\$ 368,747	\$ 302,785	\$ 317,841
Inversión	\$ -2,706,100				
Flujo Neto	\$ -1,602,472	\$ 480,632	\$ 368,747	\$ 302,785	\$ 317,841
Flujo Acumulado	\$ -1,602,472	\$ -1,121,840	\$ -753,092	\$ -450,308	\$ -132,467

8.5. Anexo E: Gráficos de tornado

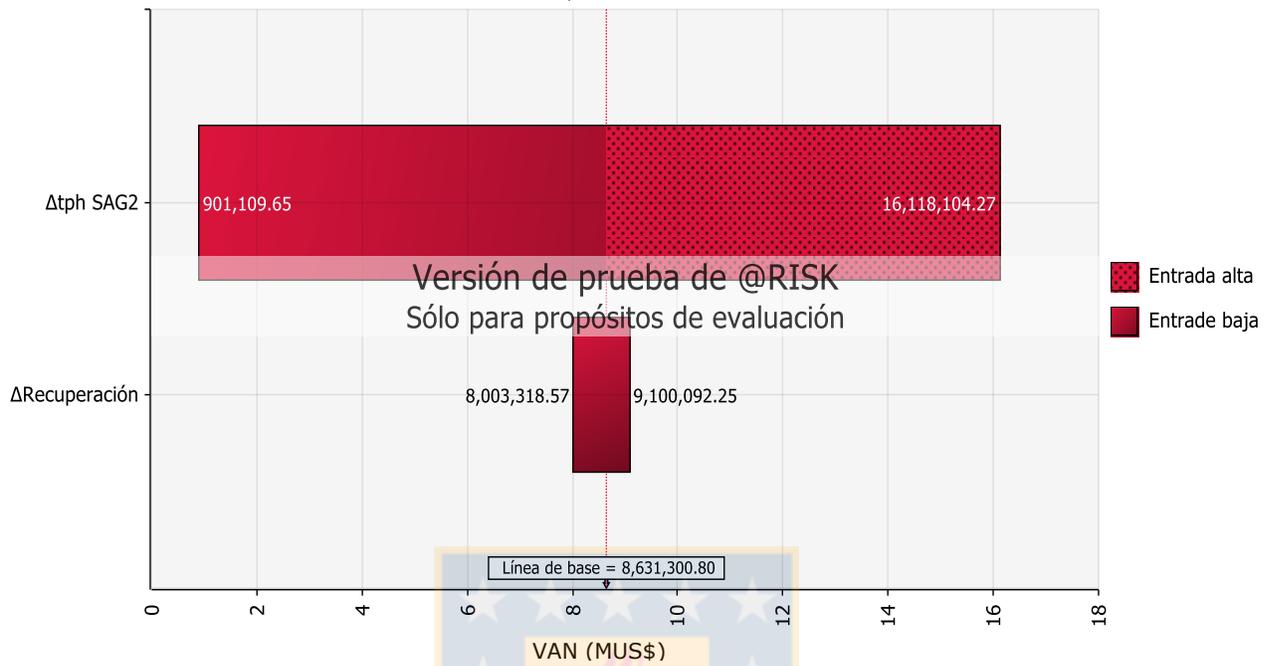


Figura 8.4 Gráfico de tornado de VAN evaluación optimista Planta SAG2.



Figura 8.5 Gráfico de tornado de VAN evaluación optimista Planta SAG.

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN – FACULTAD DE INGENIERÍA
Departamento de Ingeniería Metalúrgica
 Hoja Resumen Memoria de Título

Título: Evaluación técnica-económica de la implementación de sistema PST en Planta SAG, División El Teniente.	
Nombre Memorista: Rafael Ignacio Sepúlveda Bello	
Modalidad	Profesor(es) Patrocinante(s) Prof. Fernando Betancourt C.
Concepto	
Calificación	
Fecha	
Prof. Eugenia Araneda H.	Ingeniero(s) Supervisor(es): Sr. Julio Díaz M. Sr. Marcos Rubilar B.
	Institución: División El Teniente, Codelco.

Comisión (Nombre y Firma)	
Prof. Fernando Concha A.	Prof. Fernando Parada L.

Resumen
<p>Mediante la evaluación técnica realizada al sistema PST, se obtuvo que el sistema entrega una medición de %+#100 con una desviación absoluta del 3% con respecto al tamizaje en seco. Adicionalmente, se determinó que a partir de la lógica de alarmas implementada se obtuvo una reducción de 0.48% de +#100 equivalente a un 0.15% de recuperación de cobre, mientras que en tratamiento adicional al circuito de molienda se alcanzó un aporte de 0.67%.</p> <p>En cuanto al estudio económico planteado para el escalamiento del sistema en los escenarios de implementación en la Planta SAG2 y Planta SAG completa, para inversiones iniciales de 1.36 y 2.71 MUS\$, respectivamente, se obtuvieron VAN de 1.28 y 1.14 MUS\$ en un horizonte a 5 años, acusando la baja rentabilidad de ambos escenarios dado el alto costo de inversión y mantención que alcanzan.</p> <p>Agradecimientos por el apoyo y asesoría entregada a CONICYT/FONDAP/15130015.</p>