



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

IMPACTO DE LA GRANULOMETRÍA DE MOLIENDA EN LA RECUPERACIÓN DEL CIRCUITO SAG DE EL TENIENTE

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERA CIVIL DE MINAS

FERNANDA CONSTANZA MORALES MOORE

**PROFESOR GUÍA:
JORGE CONCHA HELLER**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
WILLY KRACHT GAJARDO
ENZO MARTINEZ ROMERO**

**SANTIAGO DE CHILE
2017**

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA
OPTAR AL TÍTULO DE:** Ingeniera Civil de
Minas
POR: Fernanda Constanza Morales Moore
FECHA: 17 Octubre 2017
PROFESOR GUÍA: Jorge Concha Heller

IMPACTO DE LA GRANULOMETRÍA DE MOLIENDA EN LA RECUPERACIÓN DEL CIRCUITO SAG DE EL TENIENTE

La planta de tratamiento colectiva de la División El Teniente de Codelco, está constituida por tres líneas de procesamiento: Sewell, Convencional y SAG. Cada una de estas etapas tiene sus propios atributos y requerimientos de eficiencia y el principal desafío es encontrar aquellas condiciones que permitan alcanzar el mejor escenario global, el cual debe alinearse con los desafíos actuales de la corporación.

Existen distintas medidas de eficiencia, en particular, durante el presente año se ha implementado una serie de estrategias con el fin de aumentar el procesamiento SAG. Sin embargo, este aumento de procesamiento ha significado el aumento de la granulometría del producto de molienda SAG y la disminución de la recuperación del circuito de flotación SAG.

Este nuevo escenario granulométrico no solo tiene consecuencias en la línea SAG, sino que también impacta en los planes metalúrgicos de la planta Convencional, afectando el beneficio económico total.

Bajo este contexto, con el fin de medir el impacto de la granulometría de molienda del circuito SAG, en el presente trabajo, se propone una metodología que contempla la variación del producto de molienda SAG a través del P_{80} , con el propósito de determinar cuáles escenarios reportan los resultados más favorables para el proceso, identificando el intervalo de P_{80} que puede admitir la planta SAG sin perjudicar el negocio global divisional.

La metodología incluye la realización de un trabajo experimental a escala de laboratorio, el cual considera pruebas de molienda batch y flotación rougher. Estos resultados fueron utilizados para construir los planes metalúrgicos de acuerdo a los diferentes escenarios de granulometría SAG, para luego estimar el valor económico de cada opción.

De acuerdo a esta evaluación, para alcanzar la mayor rentabilidad de las plantas concentradoras, a partir de una oferta mina limitada para el año 2018, la planta SAG debe operar en un rango de P_{80} entre 140 μm y 160 μm , con un ritmo de procesamiento medio entre 73.000 tpd y 79.202 tpd. No obstante, al considerar un aumento de la producción mina, la mejor rentabilidad se logra en un intervalo de P_{80} entre 160 μm y 180 μm , con un ritmo de procesamiento medio de hasta 84.586 tpd, concluyendo que la planta tiene un gran potencial de procesamiento.

Por último, es importante señalar que el escenario granulométrico no solo debe ser rentable, sino que también técnicamente factible con otros procesos aguas abajo. Estos procesos no son considerados en este trabajo.

Agradecimientos

Debo agradecer de manera muy especial a mis padres Soraya y Luis. Sin su incondicional apoyo e inspiración habría sido imposible lograr esta dura tarea. Gracias por darme todos los medios para crecer personal y profesionalmente y por ser mi ejemplo de esfuerzo y honestidad. También agradezco profundamente a mis hermanas Francisca y Sorayita por llenar mi vida de alegría y amor. Este trabajo y todos mis logros se los dedico a ustedes.

A mis mejores amigos universitarios: Felipe, Francisco, Eduardo, David e Ignacio, gracias por ser una parte importante de mi vida en Santiago, por su apoyo en las buenas y en las malas y por, sobre todo, su cariño y preocupación. Deseo de todo corazón que sigamos disfrutando muchos más años juntos.

Tengo que agradecer a mis queridas amigas de la vida: Constanza, María José, María Francisca y Silvana, por su amistad incondicional durante tantos años, por estar siempre y por entender mi ausencia en momentos especiales. Las quiero mucho y seguiremos juntas hasta el final.

Quiero expresar también mi agradecimiento a mi tutor y profesor guía; Jorge, por aceptarme para realizar esta memoria bajo su dirección. Su apoyo y confianza en mi trabajo ha sido fundamental. De la misma manera, expreso mi agradecimiento al profesor Willy por su disponibilidad e ideas que han enriquecido el trabajo realizado. Gracias también a Enzo, quien siempre facilitó los medios para llevar a cabo las actividades en el laboratorio metalúrgico.

Como olvidar a mis compañeros de trabajo de la SPL. Agradezco de manera especial a Javier, Felipe y Vicente por los consejos profesionales y por cada risa compartida. También agradezco a Javiera, quien se ha convertido en una gran amiga, me alegro mucho de que nos hayamos encontrado en Rancagua.

Para todos mis amigos que han formado parte de este camino, especialmente a Fernando, Felipe, Cecilia y Matías. Gracias por hacer más amena mi estadía en Santiago. Para aquellos que han compartido conmigo en las actividades extraprogramáticas: a Beauchef en Movimiento, a Beauchef Runners y a la Casa del Mambo, gracias por todos los momentos de alegría y diversión y por compartir estas hermosas pasiones que nos unen. Sin duda hay muchos nombres que no alcanzo a mencionar, a todos ellos extendiendo mis más sinceros agradecimientos, cada uno de ustedes ha contribuido en mi formación.

Para las funcionarias del departamento de Ingeniería Civil de Minas Nicole y Lily, mis más sinceros agradecimientos por su excelente disponibilidad y colaboración durante estos años.

Finalmente debo darle las gracias a Codelco por haber financiado esta memoria de título.

A. Tabla de contenido

1.	Introducción.....	1
1.1	Planteamiento del problema	2
1.2	Objetivos	3
1.2.1	Objetivo general	3
1.2.2	Objetivos específicos	3
1.3	Contexto	4
1.3.1	Ubicación geográfica.....	4
1.3.2	Categorización de recursos	5
1.3.3	Operaciones	5
1.3.4	Planta SAG	8
1.4	Alcances	12
1.5	Metodología	13
2.	Marco teórico	14
2.1	Procesos de conminución	14
2.1.1	Objetivos de la conminución	14
2.1.2	Leyes de la conminución.....	15
2.1.3	Material particulado y pulpas mineralúrgicas	17
2.2	Molienda	17
2.2.1	Liberación	19
2.3	Flotación	20
2.3.1	Flotación de pórfidos cupríferos enriquecidos con molibdeno	21
2.3.2	Efecto del tamaño de partícula	23
2.4	Balances de material.....	25
2.5	Planificación minera-metalúrgica	27
2.5.1	Metodología de planificación.....	28
2.5.2	Plan presupuesto 2018.....	29
2.6	Sectores que alimentan a la planta SAG.....	31
2.6.1	Zonas calidad de mineral.....	31
2.6.2	Mineralogía y moliendabilidad.....	32
2.7	Muestreo	34
2.8	Pruebas y procesos de laboratorio.....	34
2.8.1	Test de molienda batch en laboratorio	34
2.8.2	Test de flotación colectiva en laboratorio.....	34
2.8.3	Tamizado.....	35

2.9	Técnicas analíticas de caracterización.....	36
2.9.1	Análisis químico.....	36
3.	Análisis estadístico planta SAG y benchmarking operacional.....	37
3.1	Análisis estadístico anual.....	37
3.1.1	Tonelaje, leyes, P_{80} y recuperación.....	37
3.2	Análisis estadístico diario.....	39
3.2.1	Eventos operacionales.....	41
3.3	Benchmarking.....	43
4.	Diseño experimental.....	44
4.1	Escenarios de estudio.....	44
4.2	Pruebas de laboratorio.....	45
4.2.1	Test de molienda batch.....	45
4.2.2	Test de flotación colectiva rougher.....	46
4.3	Preparación del mineral.....	47
4.3.1	Protocolo de muestreo.....	48
4.3.2	Generación de compuestos de estudio.....	49
4.4	Plan de pruebas.....	50
4.4.1	Cinética de molienda.....	50
4.4.2	Recuperación rougher.....	51
4.4.3	Escalamiento de recuperación.....	51
5.	Resultados experimentales.....	53
5.1	Cinética de molienda.....	53
5.2	Recuperación rougher.....	54
5.2.1	Ley de cabeza y error de pruebas.....	54
5.2.2	Leyes de concentrados y colas.....	55
5.2.3	Recuperación.....	57
5.3	Escalamiento de resultados.....	58
5.3.1	Flotación.....	59
5.3.2	Análisis granulométrico.....	59
5.3.3	Estimación de parámetros.....	60
6.	Análisis económico P02018 plantas concentradoras.....	64
6.1	P02018 plantas concentradoras.....	65
6.1.1	Línea SAG.....	65
6.1.2	Línea Convencional.....	71
6.1.3	Línea Sewell.....	73
6.1.4	Línea de retratamiento.....	73

6.1.5	Promedio mineral total.....	73
6.2	Beneficio	77
6.2.1	Ingresos.....	77
6.2.2	Costos	78
6.2.3	Beneficio total	80
6.3	VAC Po2018 plantas concentradoras.....	81
7.	Análisis y discusiones	82
7.1	Trabajo experimental	82
7.1.1	Cinética de molienda	82
7.1.2	Recuperación	82
7.1.3	Escalamiento de resultados	84
7.1.4	Reproducibilidad de los resultados	85
7.2	Análisis económico Po2018.....	85
7.2.1	Simulación del tonelaje.....	85
7.2.2	Plan Po218	86
7.2.3	Análisis económico total	87
7.3	Procesos aguas abajo	90
7.3.1	Efecto en el transporte de pulpas	91
7.3.2	Efecto en la etapa de flotación selectiva	91
7.3.3	Efecto en la separación sólido-líquido.....	91
8.	Conclusiones	93
9.	Recomendaciones	96
10.	Bibliografía.....	97
	Anexos	100
A.	Manejo de materiales.....	101
B.	Criterios de operación planta SAG	102
C.	Simulación geometalúrgica integrada (IGS)	106
D.	Zonas calidad de mineral.....	109
E.	Análisis estadístico planta SAG	112
F.	Análisis operacional línea SAG-bolas.....	113
G.	Riesgos y medidas de seguridad para las pruebas de laboratorio	114
H.	Resultados cinética de molienda	116
I.	Resultados experimentales.....	117
J.	Resultados experimentales escalamiento.....	121
K.	Po2018 plantas concentradoras.	123
L.	Análisis económico	135

B. Índice de ecuaciones

Ecuación 2.1: Ecuación de Rittinger.	15
Ecuación 2.2: Ecuación de Kick.	15
Ecuación 2.3: Ecuación de Bond.....	16
Ecuación 2.4: Ecuación general del consumo de energía.....	16
Ecuación 2.5: Fracción retenida.	17
Ecuación 2.6: Fracción acumulada bajo tamaño.....	17
Ecuación 2.7: Fracción acumulada sobre tamaño.	17
Ecuación 2.8: Grado de liberación.....	19
Ecuación 2.9: Ecuación general del balance.....	25
Ecuación 2.10: Ecuación de balance en estado estacionario.....	25
Ecuación 2.11: Ecuación de balance en estado transiente.....	25
Ecuación 2.12: Ecuación de balance en régimen batch.	25
Ecuación 2.13: Flujo másico.....	26
Ecuación 2.14: Flujo volumétrico.	26
Ecuación 2.15: Densidad.	26
Ecuación 2.16: Concentración de sólidos en volumen.	26
Ecuación 2.17: Concentración de sólidos en peso.	26
Ecuación 2.18. Humedad en base seca.	26
Ecuación 2.19: Humedad en base húmeda.....	26
Ecuación 2.20: Balance de sólidos.....	26
Ecuación 2.21: Balance de finos.....	26
Ecuación 2.22: Balance por tamaños.....	27
Ecuación 2.23: Recuperación metalúrgica.	27
Ecuación 2.24: Recuperación de cobre línea SAG.....	29
Ecuación 2.25: Recuperación de molibdeno línea SAG.	29
Ecuación 2.26: Ley de cobre en el concentrado línea SAG.....	29
Ecuación 2.27: Recuperación de cobre línea Convencional.	30
Ecuación 2.28: Recuperación de molibdeno línea Convencional.	30
Ecuación 2.29: Ley de cobre en el concentrado línea Convencional.....	30
Ecuación 2.30: Porcentaje -325#.....	30
Ecuación 4.1: Escalamiento recuperación rougher de laboratorio.	52
Ecuación 5.1: Cálculo del P_{80} por medio del porcentaje acumulado y el tamaño.	53
Ecuación 5.2: Ley de cabeza calculada.....	54
Ecuación 5.3: Ley ponderada en el concentrado/relave para cada escenario.	56

Ecuación 5.4: Peso por escenario.....	57
Ecuación 5.5: Recuperación rougher ponderada para cada escenario.	57
Ecuación 5.6: Expresión para el cálculo de la recuperación de cobre.....	61
Ecuación 5.7: Expresión para el cálculo de la recuperación de cobre.....	62
Ecuación 6.1: Ingresos por fino para cada caso.....	77

C. Índice de ilustraciones

Ilustración 1.1: Ubicación geográfica (Turismo Virtual, 2017).....	4
Ilustración 1.2: Minas actuales en explotación (Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2017).....	6
Ilustración 1.3: Esquema general procesos planta (Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2017).....	8
Ilustración 1.4: Diagrama de procesos SAG 1.....	9
Ilustración 1.5: Diagrama de procesos SAG 2.....	10
Ilustración 1.6: Diagrama de procesos flotación colectiva.....	11
Ilustración 2.1: Relación entre energía y tamaño de partícula (Walker et al., 1937).....	16
Ilustración 2.2: Movimiento de un molino de bolas a una velocidad normal de rotación (Austin & Concha, 1994).....	18
Ilustración 2.3: Molino de bolas (izquierda) y molino SAG (derecha) (Austin & Concha, 1994).....	19
Ilustración 2.4: Representación esquemática del proceso de flotación (Lobos, 2015)....	20
Ilustración 2.5: A. Colector disuelto en la fase acuosa, B. Adsorción del colector en la superficie del mineral y C. Formación del agregado partícula burbuja a través de la superficie hidrofóbica (Gupta & Yan, 2006).....	21
Ilustración 2.6: Flotación de un pórfido cuprífero enriquecido con molibdeno (Adaptado de Gupta, 1992).....	22
Ilustración 2.7: Recuperación de cobre según el tamaño de partícula (Bulatovic, 2007).....	23
Ilustración 2.8: Flotación batch de calcopirita a pH 11 variando la densidad de la pulpa, cantidad de mineral y tamaño de distribución de partículas (Trahar, 1981).....	24
Ilustración 2.9: Esquema de flujos de balance de material.....	27
Ilustración 2.10: Decisiones de planificación.....	28
Ilustración 2.11: Riffle (izquierda) y cortador rotatorio (derecha).....	34
Ilustración 2.12: Molino de laboratorio (izquierda) y celda de flotación de laboratorio (derecha).....	35
Ilustración 2.13: Ro-Tap.....	36
Ilustración 3.1: Distribución granulométrica de cabeza línea de molienda SAG.....	43
Ilustración 4.1: Metodología de preparación de muestras de 1 kg.....	49
Ilustración 4.2: Esquema prueba de molienda-flotación rougher para muestras Reno/Esmeralda.....	51
Ilustración 6.1: Esquema general de transporte de mineral plantas Colón.....	64
Ilustración A.1: Manejo de materiales (Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2015).....	101
Ilustración C.1: Esquema SAG simulador IGS.....	108

Ilustración D.1: Modelo de bloques diluido en zonas calidad de mineral (Gerencia de Recursos Míneros y Desarrollo, 2015).....	109
Ilustración D.2: Recuperación de cobre según calidad del mineral (Geología de Producción, 2016).	110
Ilustración D.3: Aporte relativo diario de mezclas (Geología de Producción, 2016).....	111
Ilustración E.1: Gráficos leyes anuales planta SAG.	112
Ilustración H.1: Gráficos tamaño versus pasante acumulado bajotamaño.....	116

D. Índice de gráficos

Gráfico 2.1: Porcentaje en peso base sulfuros sectores productivos (Superintendencia de Ingeniería de Procesos, 2017).	33
Gráfico 3.1: Procesamiento promedio anual planta SAG.	38
Gráfico 3.2: Recuperación promedio anual planta SAG.....	38
Gráfico 3.3: P_{80} promedio anual molienda SAG.....	39
Gráfico 3.4: Box-plot recuperación diaria planta SAG.	39
Gráfico 3.5: Box-plot P_{80} diario molienda SAG.	40
Gráfico 3.6: Incremento de la granulometría del producto de molienda SAG durante el año 2017.	40
Gráfico 3.7: Histogramas de distribución de P_{80} SAG.....	41
Gráfico 3.8: Procesamiento diario planta SAG.....	42
Gráfico 5.1: Cinética de molienda compuestos especiales.....	53
Gráfico 5.2: Variación de las leyes de concentrados y colas.	55
Gráfico 5.3: Recuperación rougher de cobre versus P_{80}	57
Gráfico 5.4: Recuperación rougher de molibdeno versus P_{80}	58
Gráfico 5.5: Distribución granulométrica cabeza fresca rougher.....	60
Gráfico 5.6: Recuperación Cu real vs. recuperación Cu estimada.	61
Gráfico 5.7: Recuperación Mo real vs. recuperación Mo estimada.	62
Gráfico 6.1: Procesamiento P_{O2018} SAG.....	68
Gráfico 6.2: Recuperación promedio P_{O2018} SAG.	68
Gráfico 6.3: Producción de cobre fino concentrado P_{O2018} SAG.	69
Gráfico 6.4: Tonelaje cobre fino relave P_{O2018} SAG.	69
Gráfico 6.5: Producción molibdeno fino concentrado P_{O2018} SAG.....	70
Gráfico 6.6: Tonelaje molibdeno fino relave P_{O2018} SAG.....	70
Gráfico 6.7: Recuperación P_{O2018} mineral total.	74
Gráfico 6.8: P_{80} P_{O2018} mineral total.	74
Gráfico 6.9: Fino concentrado P_{O2018} mineral total.....	75
Gráfico 6.10: Leyes relave P_{O2018} mineral total.....	75
Gráfico 6.11: Leyes relave P_{O2018} mineral total.	76
Gráfico 6.12: Ingreso total anual P_{O2018}	78
Gráfico 6.13: Distribución de costos P_{O2018}	79
Gráfico 6.14: Costo total anual P_{O2018}	80
Gráfico 6.15: VAC total por escenario P_{O2018} (recuperación SAG promedio).	81
Gráfico 6.16: VAC total por escenario P_{O2018}	81
Gráfico 7.1: Promedio recuperación rougher de laboratorio.....	83

Gráfico 7.2: VAC con respecto a la distribución de tonelaje SAG y Convencional.	87
Gráfico 7.3: VAC P02018 SAG (recuperación promedio).	88
Gráfico 7.4: VAC modificado P02018.	89
Gráfico 7.5: VAC con procesamiento máximo P02018.....	89

E. Índice de tablas

Tabla 1.1: Recursos y reservas.....	5
Tabla 2.1: Aporte de sectores productivos al tren de finos.....	31
Tabla 2.2: Aporte de sectores productivos al tren de gruesos.....	31
Tabla 2.3: Zonas calidad de mineral.....	32
Tabla 2.4: Resultados Test de Starkey y W_i	33
Tabla 2.5: Clasificación de tamices.....	36
Tabla 3.1: Días sin operación planta SAG.....	42
Tabla 3.2: Benchmarking operacional.....	43
Tabla 4.1: Escenarios de estudio.....	44
Tabla 4.2: Muestra especial “zona calidad de mineral”.....	48
Tabla 4.3: Tiempo de molienda.....	51
Tabla 5.1: Coeficiente de correlación entre el P_{80} obtenido gráficamente y el P_{80} obtenido de la Ecuación 5.1.....	54
Tabla 5.2: Resultados análisis químico de cabezas.....	54
Tabla 5.3: Fecha y hora de muestreo.....	58
Tabla 5.4: Características muestras de cabeza fresca rougher.....	59
Tabla 5.5: Resultados análisis químico de cabeza fresca rougher.....	59
Tabla 5.6: P_{80} y recuperación muestras frescas de cabeza rougher.....	60
Tabla 5.7: Muestras de estudio para la determinación del parámetro B, caso cobre.....	61
Tabla 5.8: Muestras de estudio para la determinación del parámetro B, caso molibdeno.....	62
Tabla 5.9: Recuperación ajustada.....	63
Tabla 6.1: Leyes de entrada P02018 SAG.....	65
Tabla 6.2: Variables P02018 SAG.....	66
Tabla 6.3: Valores para la corrección de la recuperación del caso base P02018.....	66
Tabla 6.4: Capacidad operativa P02018 SAG.....	67
Tabla 6.5: Leyes de entrada P02018 Convencional.....	71
Tabla 6.6: Parámetros y variables P02018 Convencional.....	71
Tabla 6.7: Capacidad operativa P02018 Convencional.....	72
Tabla 6.8: Precio de los metales y descuento concentrado mineral total.....	77
Tabla 6.9: Costos fijos y variables.....	79
Tabla 6.10: Beneficio anual por escenario P02018.....	80
Tabla 7.1: Índice de dureza Plan Mina P02018.....	86
Tabla 7.2: Requerimiento de agua molienda SAG.....	90
Tabla B.1: Criterios de operación molienda SAG.....	102

Tabla B.2: Dimensiones y potencias de molinos.	103
Tabla B.3: Criterios de operación flotación colectiva.	104
Tabla B.4: Características equipos flotación colectiva.	105
Tabla F.1: Periodos críticos de operación.	113
Tabla I.1: Condiciones experimentales pruebas de flotación rougher.	117
Tabla I.2: Masas pruebas de molienda+flotación rougher.....	118
Tabla I.3: Resultados análisis químico de concentrados y colas de flotación de compuestos especiales.	119
Tabla I.4: Leyes y recuperación ponderada para pruebas de flotación de compuestos especiales.....	120
Tabla J.1: Condiciones experimentales pruebas de flotación de cabeza fresca rougher..	121
Tabla J.2: Resultados masas y análisis químico de concentrados y colas de flotación de cabeza fresca rougher.....	122
Tabla J.3: Leyes y recuperación ponderada para pruebas de flotación de cabeza fresca rougher.	122
Tabla K.1: Plan Mina P02018.....	123
Tabla K.2: Valores pendiente de entrada IGS.....	123
Tabla K.3: Capacidad operativa P02018 SAG.	124
Tabla K.4: Capacidad operativa P02018 Convencional.	125
Tabla K.5: Plan metalúrgico SAG $P_{80}=140 \mu\text{m}$ (R promedio).	126
Tabla K.6: Plan metalúrgico SAG 2018 $P_{80}=180 \mu\text{m}$ (R promedio).	127
Tabla K.7: Plan metalúrgico Convencional 2018 $P_{80}=140 \mu\text{m}$	128
Tabla K.8: Plan metalúrgico convencional 2018 $P_{80}=180 \mu\text{m}$	129
Tabla K.9: Plan metalúrgico Sewell 2018.	130
Tabla K.10: Plan metalúrgico Retratamiento 2018 $P_{80}=140 \mu\text{m}$	131
Tabla K.11: Plan metalúrgico Retratamiento 2018 $P_{80}=180 \mu\text{m}$	132
Tabla K.12: Plan metalúrgico mineral total 2018 $P_{80}=140 \mu\text{m}$	133
Tabla K.13: Plan metalúrgico mineral total 2018 $P_{80}=180 \mu\text{m}$	134
Tabla L.1: Costos fijos planta SAG.	135
Tabla L.2: Costos variables planta SAG.	135

1. Introducción

La División El Teniente (*DET*) centra sus operaciones mineras y de procesamiento en la explotación de la mina subterránea más grande del mundo y un rajo ubicado al sur de la mina subterránea. Estas operaciones involucran varias etapas que, a pesar de su interdependencia, son gestionadas por separado. En la mayoría de los casos las condiciones necesarias para optimizar una etapa no serán las adecuadas para la optimización de otra y no conducirá al óptimo global.

Este trabajo se enfoca en la línea de procesamiento semiautógena (*SAG*), la cual está constituida por dos circuitos de molienda *SAG*-bolas y una línea de flotación colectiva. Cada una de estas etapas tiene sus propios atributos y requerimientos de eficiencia.

Por un lado, el proceso de molienda incide significativamente en los costos operacionales de la planta, por lo que cualquier iniciativa que optimice su operación tiene un fuerte impacto económico. Por otro lado, la flotación de los minerales valiosos requiere que el mineral sea reducido hasta un tamaño que sea efectivo en términos de recuperación, pero frecuentemente alcanzar ese tamaño implica un mayor tiempo de molienda. Es decir, optimizar una etapa puede ser contraproducente para otra, por lo que el desafío es encontrar aquellas condiciones que permitan alcanzar el mejor escenario.

Una manera de lograr lo anterior, es maximizar los beneficios ya sea por el aumento de la capacidad de tratamiento o por la reducción de los costos de molienda. En particular, teniendo en cuenta el escenario de producción actual donde las leyes de mineral van en disminución, evaluar un potencial aumento del procesamiento juega un rol fundamental.

Bajo este contexto, durante el transcurso del año 2017, se ha realizado una serie de actividades con el fin de aumentar la capacidad de tratamiento de la planta *SAG*. Sin embargo, esto ha significado el aumento de la granulometría del producto de molienda.

Por medio del presente trabajo de memoria de título, se propone medir el efecto de la variación de la granulometría del producto de molienda a través de la realización de un trabajo experimental a escala de laboratorio, el cual consiste en la aplicación de un protocolo de pruebas de molienda batch y flotación colectiva rougher, realizadas en el laboratorio metalúrgico de la División El Teniente.

A partir de los resultados experimentales se busca identificar cuáles son los escenarios más óptimos económicamente con respecto a; P_{80} , recuperación y capacidad de tratamiento.

De esta forma, el planteamiento del problema, los objetivos, el contexto y los alcances que definen el trabajo a desarrollar se detallan a continuación.

1.1 Planteamiento del problema

Hasta qué tamaño llegar en la molienda SAG no es un problema totalmente resuelto hasta ahora.

Por una parte, la planta SAG desde sus inicios se ha caracterizado por tener un producto de molienda con granulometría bastante fina (aproximadamente 140 μm hasta fines del 2015). No obstante, lograr un producto hasta estos tamaños implica un mayor trabajo de los molinos y un alto consumo de energía ya que las partículas son cada vez más resistentes a medida que avanza su fragmentación (Walker et al., 1937).

Por otro lado, un benchmarking operacional (ver Tabla 3.2) da cuenta que otras plantas con circuito SAG operan con valores mayores de P_{80} y con una mayor capacidad de procesamiento.

Además, durante el transcurso del 2017 se ha realizado una serie de actividades enfocadas en aumentar el procesamiento de la planta SAG. Entre ellas, cabe destacar el cambio en la estrategia de operación de pebbles y la modificación del P_{80} (ver Gráfico 3.6). Sin embargo, el Plan Presupuesto 2018 (*PO2018*) se basa en un P_{80} de 140 μm y, por ende, este nuevo estado impacta en el plan.

Bajo este contexto y teniendo en cuenta que sacar el mayor provecho y rentabilidad de los procesos mineros y metalúrgicos es una tarea fundamental para la División el Teniente, la Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo (*GRMD*), por medio de la Superintendencia de Planificación (*SPL*), ha propuesto evaluar el efecto de la variación de la granulometría de molienda SAG, con el objetivo de realizar un análisis de tamaño-efectividad del proceso y responder a las siguientes interrogantes:

- ¿Cuál es el efecto de moler más grueso? ¿Cómo varía la recuperación ante este cambio?
- ¿Cómo cambia el plan de la línea SAG para el próximo año? Y de la misma manera ¿Cuál es el impacto total en el resto de las líneas de procesamiento?

Junto con ello, se espera la evaluación económica de cada escenario, enfocándose en la aproximación de los costes de las plantas y de los ingresos por fino.

Con el fin de cumplir lo señalado, se ha planteado el siguiente objetivo general del estudio, así como los objetivos específicos que de él se desprenden.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Evaluar, mediante el desarrollo de un trabajo experimental, el impacto de la variación granulométrica del producto de molienda en la recuperación rougher del circuito SAG para luego determinar cuál es el escenario granulométrico que permite alcanzar el mejor negocio para las plantas concentradoras.

1.2.2 Objetivos específicos

Para diferentes escenarios granulométricos del producto de molienda (medidos por medio del P_{80}):

- Calcular la recuperación rougher y global por especie (cobre y molibdeno) en la etapa de flotación colectiva SAG.
- Determinar el tonelaje a tratar de la planta SAG y elaborar los planes PO2018 de las plantas concentradoras.
- Valorizar económicamente el PO2018 total de las plantas concentradoras.

1.3.2 Categorización de recursos

La siguiente tabla muestra los recursos de la División El Teniente para el año 2017 (Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2017).

Tabla 1.1: Recursos y reservas.

Recursos geológicos (L _c 0,2 %)				Reservas (LOM)			
Descripción	Tonelaje [Mt]	Ley Cu [%]	CuF [Mt]	Descripción	Tonelaje [Mt]	Ley Cu [%]	CuF [Mt]
Medidos	2.956,00	0,83	24,40	Probadas	743,00	1,06	7,90
Indicados	2.701,00	0,56	15,10	Probables	811,00	0,83	6,70
Inferidos	9.585,00	0,48	46,20	Minerales	2.215,00	0,78	17,20
Subtotal	15.242,00	0,56	85,80	Subtotal	3,77	0,84	31,80
Quebrado	1.478,00	0,72	10,70	Quebrado	482,00	0,54	2,60
Total	16.716,00	0,58	96,50	Total	4.252,00	0,81	34,30

1.3.3 Operaciones

Las principales operaciones del complejo industrial de la División son la mina, las concentradoras (Colón) y la fundición (Caletones). A continuación, se describe brevemente cada una de las instalaciones (Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2017).

1.3.3.1 Operación mina

Las minas actualmente en explotación están conformadas por minas subterráneas y un rajo abierto:

- Cotas entre 2360 y superficie: Mina Teniente 4 Sur y Rajo Sur.
- Cotas entre 2200 y 2360: Mina Esmeralda, Mina Diablo Regimiento, Mina Extensión Hw Pipa Norte, Mina Extensión Norte Sur Andes Pipa, Proyecto Pacífico Superior y Extensión Norte Pacífico Superior.
- Cotas entre 1880 y 2200: Mina Reservas Norte, Mina Dacita, Mina Pilar Norte, Proyecto Recursos Norte, Proyecto Nuevo Nivel Mina (NNM).
- Cotas 1500 a 1880: Nivel Profundo.

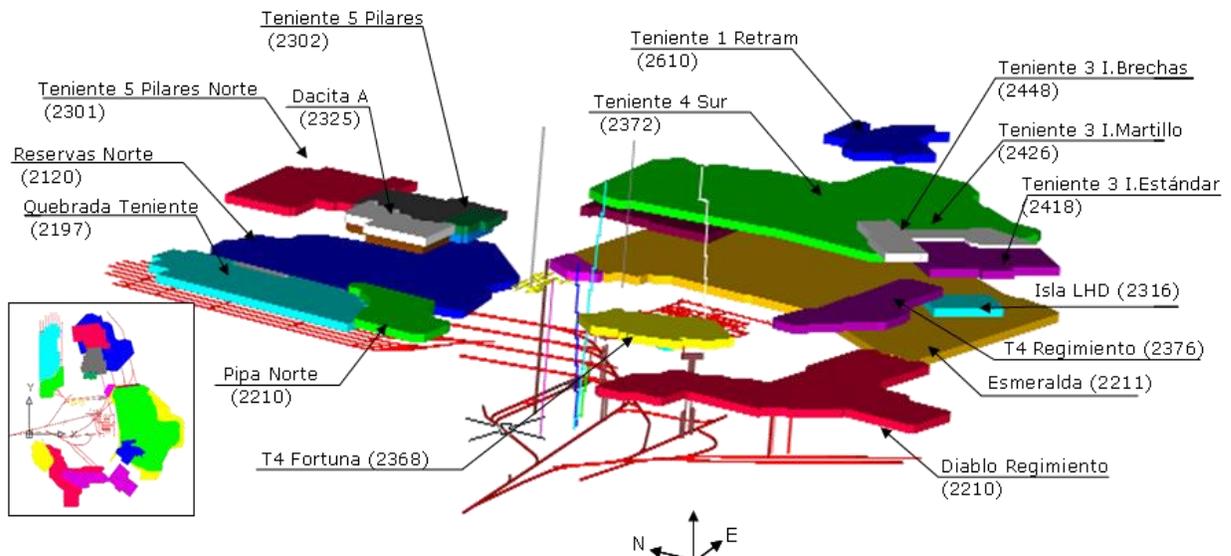


Ilustración 1.2: Minas actuales en explotación (Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2017).

La explotación subterránea está basada en métodos de hundimiento y operaciones mecanizadas con LHD's que conducen el mineral a piques de traspaso, los cuales conectan a un nivel de transporte intermedio. El nivel de transporte intermedio puede ser vía LHD, camiones, correas o ferrocarriles que conducen el mineral a piques de traspaso que conectan con el nivel principal de transporte FFCC Teniente 8, desde donde se traslada el mineral a las plantas de chancado-molienda-flotación de Colón.

La explotación del rajo abierto utiliza como sistema de transporte camiones y ferrocarril. El ferrocarril se ubica en el nivel de transporte FCC Teniente 5 Norte. El material del rajo alimenta la planta de chancado-molienda de Sewell.

La Ilustración A.1 del Anexo A representa un diagrama con los procesos principales mina.

1.3.3.2 Operación planta

La operación de la planta cuenta con tres líneas de procesamiento Ilustración 1.3 descritas a continuación.

- **Planta Sewell:** Está formada por una planta de chancado, molienda convencional barras-bolas y flotación colectiva ácida. La planta chanca y muele el mineral proveniente de la mina a rajo abierto (Raj Sur) y la pulpa resultante se traslada por una canaleta hasta la planta de flotación ácida. La capacidad de Sewell depende de la dureza del mineral, se considera operativa hasta el año 2021 y su capacidad de tratamiento planificada para el año 2018 es de 17.000 tpd.
- **Planta Convencional:** Está formada por una planta de chancado 2° y 3°, molienda convencional en molinos de bolas y flotación alcalina. Recibe el material fino que viene de Teniente 8 y también material grueso chancado, a través de la correa de transferencia. La planta de chancado está formada por chancadores secundarios y terciarios. La planta de molienda está constituida por 12 molinos unitarios pequeños y un molino convencional de mayor tamaño (molino 13). La pulpa

resultante de los 13 molinos es flotada en la planta de flotación convencional, donde se une al concentrado ácido de Sewell en la etapa de retratamiento. Se obtiene un concentrado de Cu-Mo y una cola. La capacidad de la planta es de 52.000 tpd.

- **Planta SAG:** Formada por una planta de molienda y una planta de flotación colectiva alcalina. Previa a la molienda, el mineral grueso de Teniente 8 es reducido en un chancador primario. En la molienda se tienen dos secciones que cuentan con un molino semiautógeno (SAG) y dos molinos de bolas cada una. Además, cuenta con una planta de chancado de pebbles centralizada y una planta auxiliar de chancado para aquel material con granulometría mayor en la alimentación del SAG 1. La pulpa de ambas secciones es flotada en conjunto en un circuito simplificado, donde se obtiene un concentrado de Cu-Mo y cola. Su capacidad planificada para el año 2018 es de 73.000 tpd.

El relave generado en los procesos de flotación colectiva se envía a los espesadores para la recuperación de agua, luego, el relave espesado es enviado a través de una canaleta hacia el embalse Carén.

El concentrado colectivo es alimentando a la planta de flotación selectiva de molibdeno, en donde se obtiene un concentrado de molibdeno, el cual es filtrado y almacenado en maxisacos para su comercialización, y un concentrado de cobre, el cual es espesado y filtrado hasta una humedad del 9%. La mayor parte del concentrado de cobre es procesado en la fundición, el concentrado restante es comercializado.

1.3.3.3 Operación fundición

La operación actual de fundición cuenta con los siguientes procesos:

- **Preparación de carga:** Su función principal es recibir, secar, preparar y dosificar el concentrado y otros materiales, tales como cuarzo, carbón y carga fría. Estos elementos constituyen la alimentación a los hornos de la fundición. Además, en esta etapa se distribuye combustible, agua industrial, agua potable y greda previamente preparada. El concentrado producido en Teniente y eventualmente, concentrados externos, son secados en las plantas de lecho fluidizado.
- **Fusión y conversión:** Tienen como objetivo fundir y transformar los concentrados en cobre blíster. Se lleva a cabo en dos etapas, fusión y conversión parcial de los concentrados a metal blanco en dos Convertidores Teniente (*CT*) y conversión del cobre blanco a cobre blíster en cuatro convertidores Pierce-Smith (*CPS*). En los *CT* se genera una escoria que es procesada en los Hornos de Limpieza de Escoria (*HLE*), en donde se genera una escoria que se envía a la planta Colón y un metal blanco que, según su calidad, se recircula a los *CT* o *CPS*. Además, en esa etapa se generan gases que son enviados a las plantas de limpieza de gases (*PLG*).
- **Refinación y moldeo:** En estas etapas se refina el cobre blíster y se moldea en ruedas de moldeo para obtener cobre anódico en su formato comercial.
- **Limpieza de gases:** Es el proceso responsable de la captación, enfriamiento, limpieza y transporte de los gases producidos hasta las *PLG*. Durante la limpieza

de los gases se produce ácido sulfúrico de calidad comercial y se reduce significativamente el contenido de azufre de los gases remanentes. Éstos últimos son evacuados de la fundición, cumpliendo con las normativas y lineamientos corporativos de sustentabilidad.

En el programa para el 2017 se espera una capacidad promedio de la fundición de 1,33 Mton/año de concentrado. A partir de diciembre de 2018 entra en vigencia la nueva norma de emisión para fundiciones de cobre y fuentes emisoras de arsénico, la cual establece una captura de azufre y de arsénico igual o mayor al 95%, una emisión máxima de 47.689 tpa de SO₂ y 130 tpa de arsénico. Con la entrada en vigencia de esta norma, los HLE dejarán de operar y comenzará a operar una planta de tratamiento de escorias que se ubicará en el sector de Caletones. Esta planta producirá un concentrado de cobre que alimentará a los CT y un relave que se será bombeado hacia los espesadores. Además de este proyecto, se realizarán obras para disminuir la opacidad de los humos de los hornos anódicos, reducir las emisiones de azufre de las chimeneas de las PLG y optimizar las plantas de secado de lecho fluidizado.

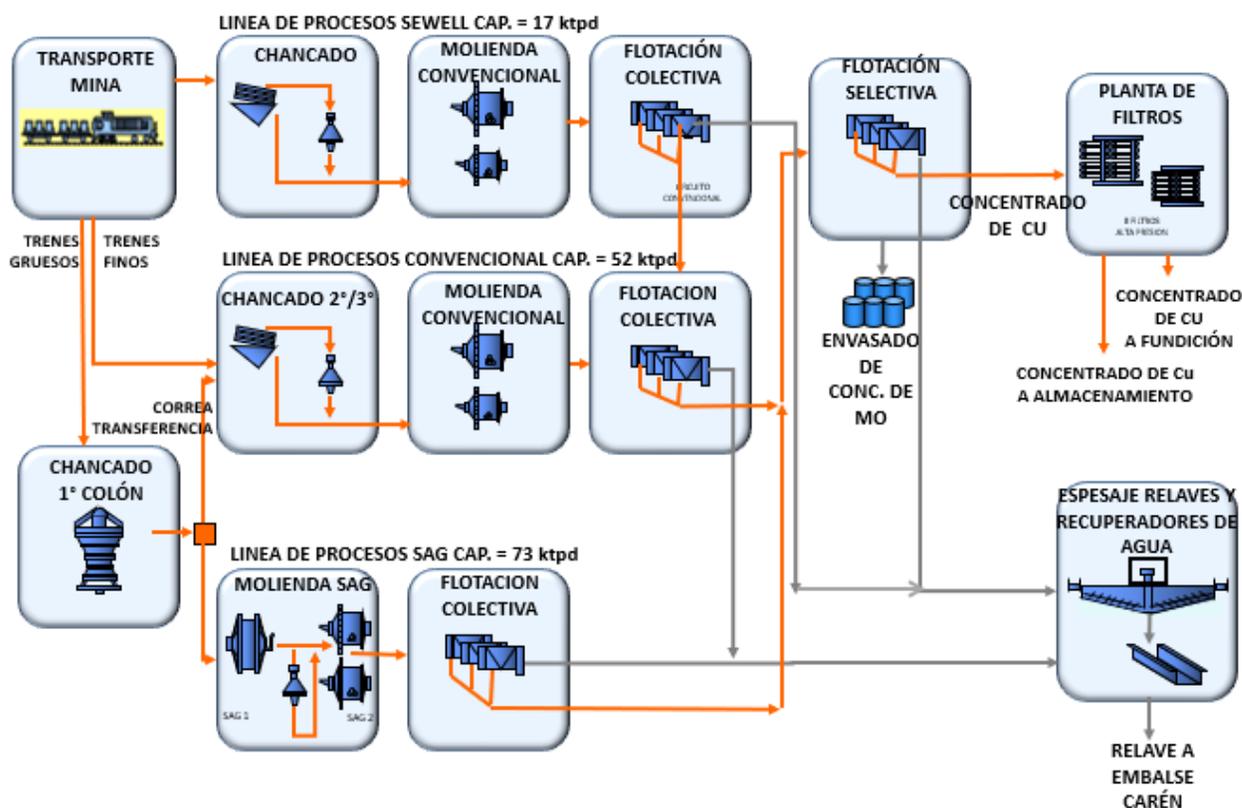


Ilustración 1.3: Esquema general procesos planta (Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2017).

1.3.4 Planta SAG

Tal como se mencionó anteriormente, la planta SAG de la División El Teniente cuenta con dos líneas de molienda: SAG 1 y SAG 2. Cada una tiene una configuración 1 molino SAG seguido de 2 molinos de bolas. Tiene por objetivo reducir el mineral proveniente de chancado primario con F₈₀ de 117 mm hasta un producto con P₈₀ aproximadamente de 140 µm.

La Ilustración 1.4 representa el esquema general de la línea SAG 1. Esta línea es alimentada desde el acopio de mineral grueso, el cual tiene una capacidad viva de 25.000 toneladas y recibe mineral desde la planta de chancado primario a través de la correa 315. Cuatro alimentadores de correa se descargan sobre una correa transportadora de 54" de ancho y 14 m de largo (CRT 461), la cual entrega el mineral a la boca del molino SAG 401. El tonelaje alimentado es monitoreado usando un pesómetro de control, con una precisión de 0,25%. La pulpa descargada por el molino es clasificada en un harnero de bandeja simple de 8' x 24'. Hay un harnero operando y el otro stand by. El bajotamaño se clasifica en dos baterías de 6 hidrociclones cada una, para sacar del circuito el material con granulometría de producto final, enviando la fracción gruesa de los hidrociclones a molienda secundaria en molinos de bolas (M411 y M412), los cuales forman un circuito cerrado inverso con los hidrociclones. Por otro lado, el sobretamaño, también denominado pebbles, es enviado a una planta centralizadora de chancado de pebbles.

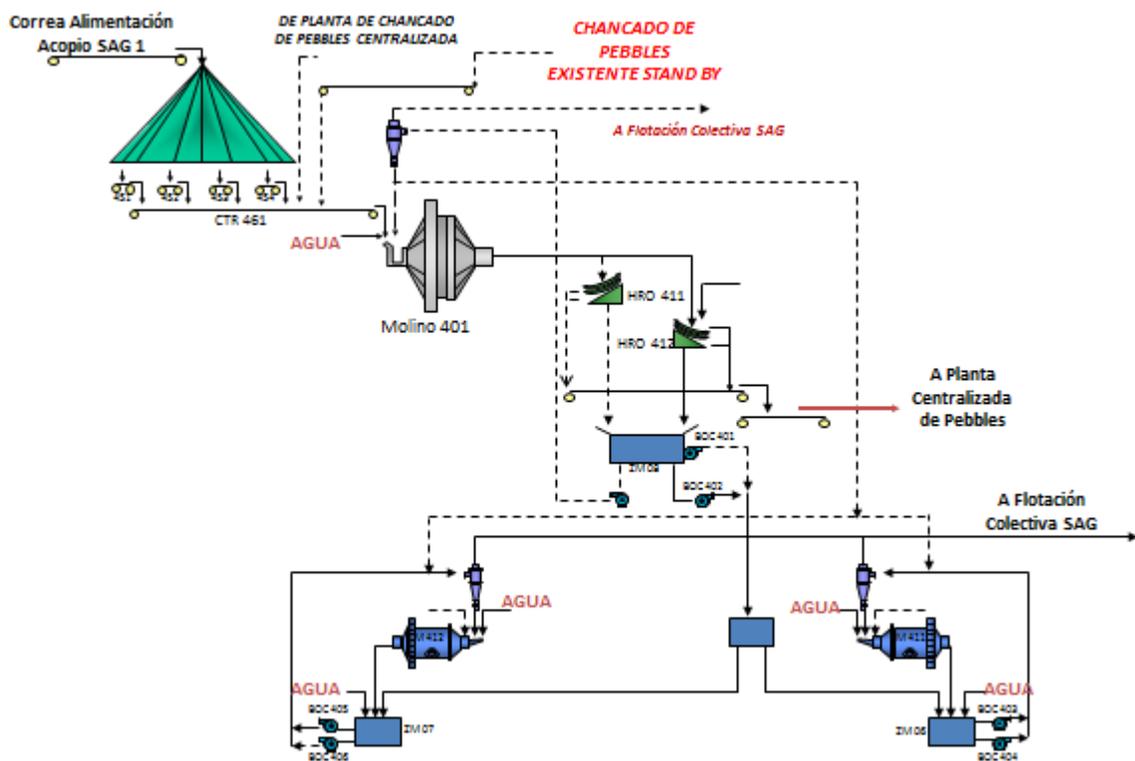


Ilustración 1.4: Diagrama de procesos SAG 1.

Asimismo, se observa en la Ilustración 1.5 el esquema de procesos de la línea SAG 2, la cual corresponde a un aumento de capacidad (expansión) de la línea SAG realizado el año 2003. La pila de alimentación a la línea SAG 2 tiene una capacidad viva de 50.000 toneladas y recibe mineral a través de la correa transportadora 316 desde la planta de chancado primario. Seis alimentadores de correa son descargados sobre la correa transportadora CRT 516 de 54" de ancho y 15,5 m de largo, llevando el mineral hasta el molino SAG 501. El molino SAG descarga la pulpa en dos harneros simples. El bajotamaño se envía a dos baterías de 12 hidrociclones cada una, los cuales clasifican el mineral que será enviado a la etapa de flotación colectiva o a las etapas de molienda secundaria en

molinos de bolas (M511 y M512), los cuales forman un circuito cerrado inverso con los hidrociclones. El sobretamaño se envía a la planta centralizadora de chancado de pebbles.

Hasta el mes de marzo del año 2017 los pebbles chancados eran recirculados preferentemente al molino SAG 2. Actualmente solo hay recirculación de pebbles a los molinos de bolas de la línea 2.

Los criterios de operación de los circuitos de molienda se señalan en la Tabla B.1, ubicada en el Anexo B.

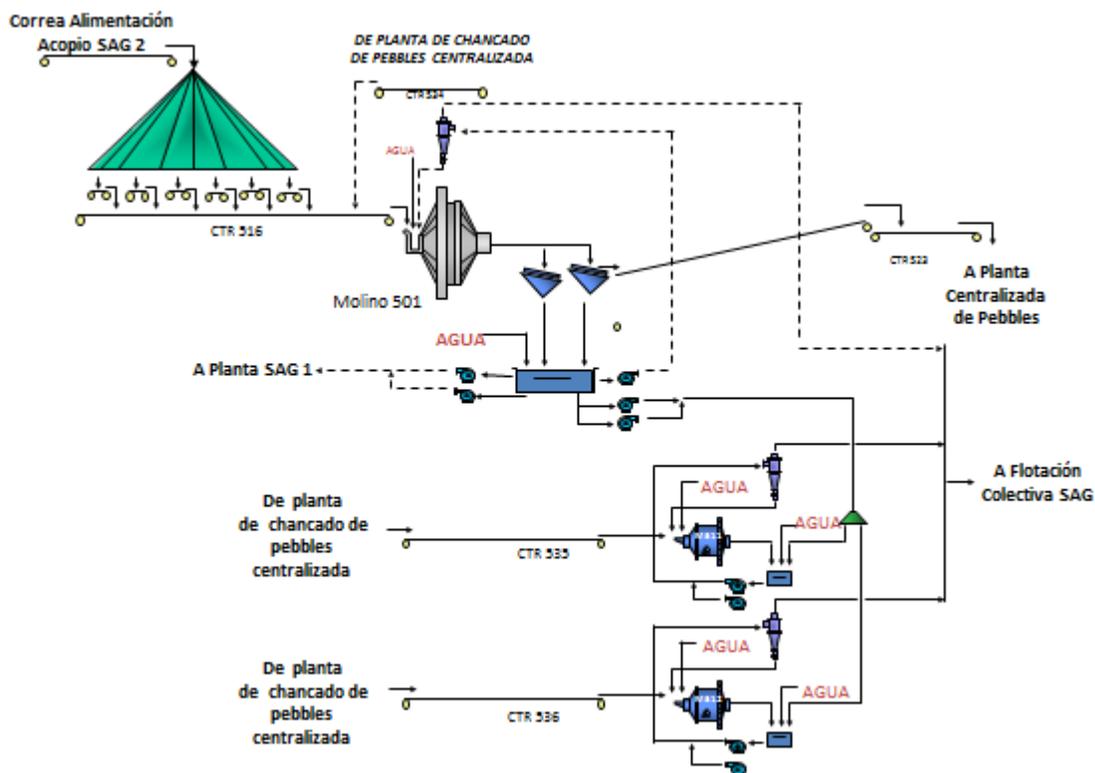


Ilustración 1.5: Diagrama de procesos SAG 2.

Es importante notar que la diferencia entre los circuitos de la línea SAG 1 y SAG 2 genera diferencias en la distribución de potencia entre los molinos de bolas y los molinos SAG, por esta razón, el diseño de la línea 2 considera una mayor potencia de los molinos de bola que el molino SAG. En la Tabla B.2 (Anexo B) se detallan las dimensiones y la potencia de los molinos, así como la potencia completa del circuito.

Por otro lado, el esquema de la Ilustración 1.6 representa el proceso de flotación colectiva. Está formado por etapas de flotación primaria o rougher, limpieza o cleaner y barrido o scavenger, junto con remolienda en molinos verticales. La pulpa final de molienda SAG es alimentada a 4 líneas de 7 celdas rougher (Wemco autoaspirantes) con capacidad de 4.500 ft³. El concentrado obtenido en esta etapa es enviado a tres baterías de 8 hidrociclones cada una, mientras que el relave es enviado a espesamiento y tratamiento de relaves.

El underflow de los hidrociclones pasa a remolienda y se recircula a los hidrociclones. Por su parte, el overflow se envía a 4 celdas columnares de limpieza, en donde se obtiene el concentrado final.

El relave de la flotación cleaner pasa a la etapa de flotación scavenger, la cual está formada por dos líneas de 7 celdas Wemco autoaspirantes con capacidad de 4.500 ft³. El concentrado de esta etapa se envía a clasificación en hidrociclones del circuito de remolienda, mientras que el relave pasa a formar parte del relave final.

Al finalizar el proceso se obtiene un concentrado de cobre-molibdeno, con ley de cobre 32 % y ley de molibdeno 0,43%. En la Tabla B.3 y en la Tabla B.4 del Anexo B se señalan los principales criterios de operación y las características de los equipos del circuito de flotación.

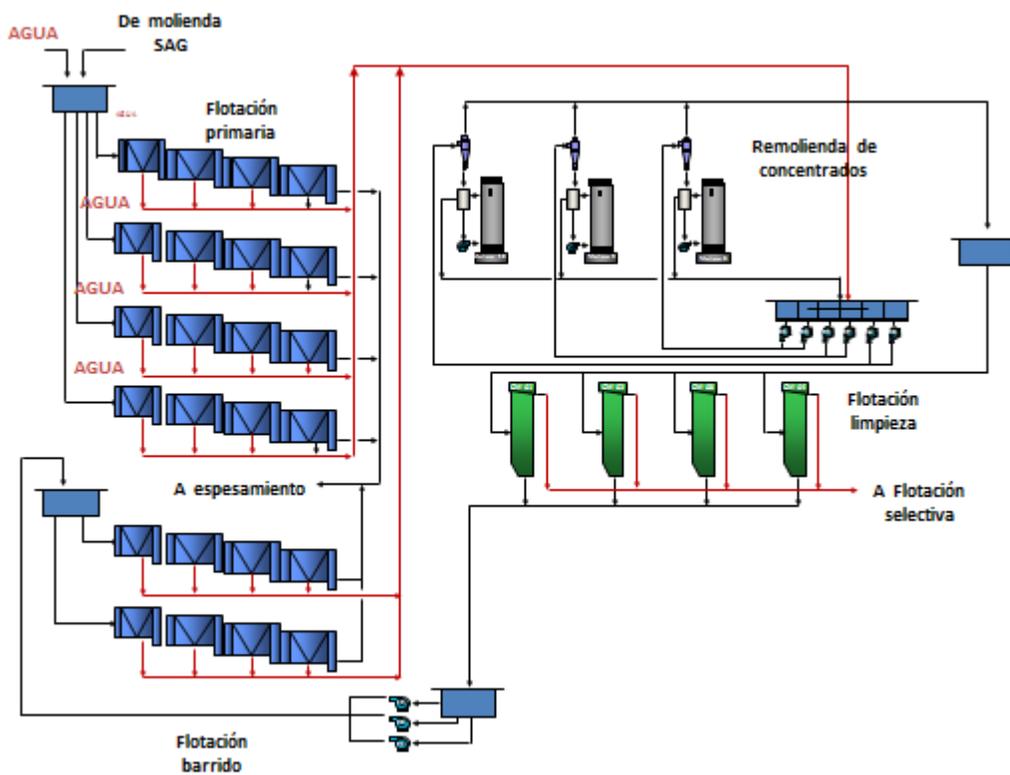


Ilustración 1.6: Diagrama de procesos flotación colectiva.

1.4 Alcances

Para esta memoria de título, se han delimitado los siguientes alcances:

- Para el cumplimiento de los objetivos se da lugar a un trabajo experimental a escala de laboratorio. Este experimento consiste en la realización de pruebas de molienda batch y flotación colectiva rougher. Cabe destacar que el propósito de la prueba de molienda es llegar al tamaño requerido para la prueba de flotación rougher, medido a través del tamaño característico P_{80} .
- El trabajo experimental se desarrolla para la línea SAG de la planta concentradora. El material evaluado corresponde a muestras provenientes de los sectores productivos Esmeralda y Reservas Norte, con categorización metalúrgica estándar.
- La estimación del tiempo de molienda para alcanzar la granulometría requerida se realiza en base a pruebas de cinética de molienda realizadas en el laboratorio metalúrgico.
- El P02018 se enmarca para las líneas de procesamiento SAG y Convencional, las cuales reciben el material de las minas subterráneas. Para la evaluación económica final también se tiene en cuenta la línea de concentración Sewell y el proceso de retratamiento. Otros procesos aguas abajo no son considerados.
- La simulación del tonelaje a tratar de la planta SAG, para cada caso de estudio, se realiza por medio del software IGS.
- Si la cantidad de material transportada en el tren de gruesos no supe la capacidad de tratamiento simulada para línea SAG, se asume que parte del material del tren de finos es enviado al tren de gruesos. Esto hasta alcanzar una capacidad máxima de 92.000 tpd en el tren de gruesos. Además, en este caso no hay transporte de material a través de la correa de transferencia, ya que todo el material de entrada al chancador primario se procesa en la planta SAG.
- Los ingresos por fino se calculan tanto para el cobre como para el molibdeno. El precio de los metales se obtiene a partir de orientaciones comerciales realizadas en la Casa Matriz de Codelco. Además, se aplica un descuento total al precio de los metales, el cual considera la existencia de otros valiosos, así como impurezas del concentrado. Por otro lado, los costos asociados a cada escenario se dividen en costos fijos y costos variables, los cuales se obtienen a partir de información entregada por la Superintendencia de Procesos SAG.
- El caso base corresponde al escenario granulométrico en el que $P_{80}=140 \mu\text{m}$.
- No se considera la granulometría del producto de chancado primario y su efecto en la capacidad de tratamiento de la línea de molienda SAG.

1.5 Metodología

Para dar lugar al cumplimiento de los objetivos planteados, se propone la siguiente metodología:

1. Recopilación de antecedentes bibliográficos: Realizar el marco teórico relacionado al caso de estudio.
2. Revisión de antecedentes operacionales de la Planta SAG y análisis estadístico: Recopilar datos históricos y revisar los datos actuales. A partir de ello, analizar mediante estadística simple la variación de los principales factores en estudio, tales como procesamiento, leyes, recuperación y P_{80} .
3. Definición del diseño experimental: Definir los escenarios de estudio, el tipo y cantidad de pruebas. Identificar los principales riesgos asociados y las medidas de protección. Detallar la metodología, los equipos, las herramientas y los materiales a utilizar.
4. Desarrollo del trabajo experimental: Llevar a cabo los experimentos de acuerdo al plan de pruebas.
5. Resultados experimentales: Realizar el cálculo de las variables de interés y evaluar el objeto de estudio.
6. Plan presupuesto 2018: Elaborar los planes metalúrgicos de acuerdo a los diferentes escenarios granulométricos.
7. Evaluación económica: Realizar el análisis económico de los planes elaborados.

2. Marco teórico

Para comprender el tema a desarrollar, es necesaria la revisión de los aspectos teóricos más relevantes. En el capítulo siguiente se detallan los antecedentes bibliográficos recopilados, divididos en los siguientes temas principales: procesos de conminución, molienda, flotación, balances de material, planificación minera-metalúrgica, zonas de calidad de mineral, pruebas de laboratorio y técnicas de análisis.

2.1 Procesos de conminución

En los procesos mineralúrgicos, el objetivo es obtener un material con valor comercial, para lo cual se necesita separar y/o concentrar la mena de la ganga. Los procesos de conminución (chancado y molienda) corresponden a la primera etapa de separación. Se denomina conminución a la serie de operaciones unitarias y procesos mediante los cuales una cantidad de mineral se reduce de tamaño hasta lograr un tamaño específico (Austin & Concha, 1994). Esta reducción de tamaño se logra aplicando la energía necesaria para romper las partículas. Dependiendo de la forma de aplicación de la carga y de la mecánica de la fractura de las partículas, se obtendrá un mecanismo de falla característico y una distribución granulométrica propia.

Esta etapa es la que tiene una mayor participación en el costo total de las plantas (hasta un 60%) puesto que requiere de los insumos más importantes: energía, agua y aceros (Torres, 2016).

2.1.1 Objetivos de la conminución

Para comprender los objetivos de los procesos de conminución, es importante señalar lo siguiente. Por un lado, el mineral extraído de la mina presenta una amplia variedad de tamaños, como consecuencia de la tronadura, grandes trozos de roca se fragmentan en partículas de tamaño variable. Por otra parte, los metales de interés se encuentran diseminados en los fragmentos de rocas, por lo que es necesario uniformar los tamaños para el desarrollo de los procesos de concentración de minerales. El conocimiento de la forma y grado de diseminación son de gran importancia para definir el procedimiento de concentración de un mineral. Por último, mediante un análisis microscópico y la identificación y cuantificación de las especies minerales, es posible determinar el tamaño de deberían tener las partículas para permitir una separación eficiente de la ganga, ya que la liberación del mineral es un requisito fundamental para aplicar los métodos físicos de concentración. Así, la conminución tiene por objetivo (Casali, 2014):

- Producir partículas de tamaño y forma adecuadas para su utilización directa.
- Facilitar el transporte de material.
- Liberar las especies valiosas de la ganga de modo de que puedan ser concentrados (flotación).
- Aumentar el área superficial disponible para que ocurra una reacción química (lixiviación).
- Producir tamaños comerciales (áridos).

2.1.2 Leyes de la conminución

Para representar la relación entre la aplicación de la energía y la reducción de tamaños de partículas, diversos investigadores postularon, a partir de principios de la física, las siguientes leyes.

- Postulado de Rittinger, 1867 (Jankovic et al., 2010): Señala que la energía necesaria para la reducción de tamaño de un sólido es directamente proporcional a la nueva superficie creada. Se expresa a partir de la siguiente ecuación:

$$W = K_R * \left(\frac{1}{P} - \frac{1}{F} \right)$$

Ecuación 2.1: Ecuación de Rittinger.

Donde W es energía específica de conminución medida en kWh/ton, F y P son los tamaños característicos de alimentación y producto medidos en μm y K_R la constante de Rittinger. Aun cuando este postulado carece de respaldo experimental, se ha demostrado en la práctica que funciona mejor para la fracturación de partículas gruesas.

- Postulado de Kick, 1885 (Jankovic et al., 2010): Señala que la energía necesaria para producir cambios análogos en el tamaño de cuerpos geoméricamente similares es proporcional al volumen de estos cuerpos. Consideró que la energía utilizada en la fractura de un sólido ideal (homogéneo, isotrópico y sin fallas) era solo aquella necesaria para deformar el sólido hasta su límite de ruptura, despreciando la energía adicional para producir la ruptura del mismo. La ecuación viene dada por:

$$W = K_K * \log \left(\frac{F}{P} \right)$$

Ecuación 2.2: Ecuación de Kick.

Donde W es energía específica de conminución medida en kWh/ton, K_K la constante de Kick y F y P son los tamaños característicos, medidos en μm , de alimentación y producto, respectivamente.

Ahora bien, al considerar la siguiente reducción por etapas (Casali, 2014):

$$(i) 1000 \mu\text{m} \rightarrow 100 \mu\text{m} \quad (ii) 100 \mu\text{m} \rightarrow 10 \mu\text{m} \quad (iii) 10 \mu\text{m} \rightarrow 1 \mu\text{m}$$

Según Rittinger, reducir de $10 \mu\text{m}$ a $1 \mu\text{m}$ requiere 100 veces la energía que de $1000 \mu\text{m}$ a $100 \mu\text{m}$ y según Kick, cada etapa requiere la misma energía. Luego, Bond a partir de una intensiva investigación experimental en plantas de conminución, encontró una relación intermedia.

- Ecuación de Bond, 1951: Definió el parámetro Work Index (W_i) (índice de trabajo del material), que corresponde al trabajo total necesario (medido en kWh/t_c) para reducir una tonelada de material desde un tamaño teóricamente infinito hasta partículas que en un 80% sean inferiores a $100 \mu\text{m}$ (Tapia, 2016). Si se grafica el consumo específico de energía versus el logaritmo de la razón de reducción, la

curva intermedia entre las predicciones de Rittinger y Kick constituyen la Ecuación de Bond (Casali, 2014):

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

Ecuación 2.3: Ecuación de Bond.

Donde W es el consumo de energía medido en kWh/t_c y F₈₀, P₈₀ son los tamaños, medidos en μm, bajo los cuales se encuentra el 80% en peso de la alimentación y el producto, respectivamente.

En términos generales, Walker et al. (1937) propuso la siguiente expresión:

$$\frac{d}{dx} W(x) = -K * X^{-n}$$

Ecuación 2.4: Ecuación general del consumo de energía.

Donde W (kWh/t_c) es el consumo de energía requerida, K una constante relacionada a las propiedades del material, X (μm) es el tamaño de partícula característico y n es igual a 2, 1 o 1,5 según Rittinger, Kick o Bond, respectivamente.

Finalmente, de la Ilustración 2.1 se puede observar que las partículas son cada vez más resistentes a medida que avanza su fragmentación, por lo que, por ejemplo, hay poco cambio a nivel de molienda y lograr un producto más fino implica un mayor consumo de energía.

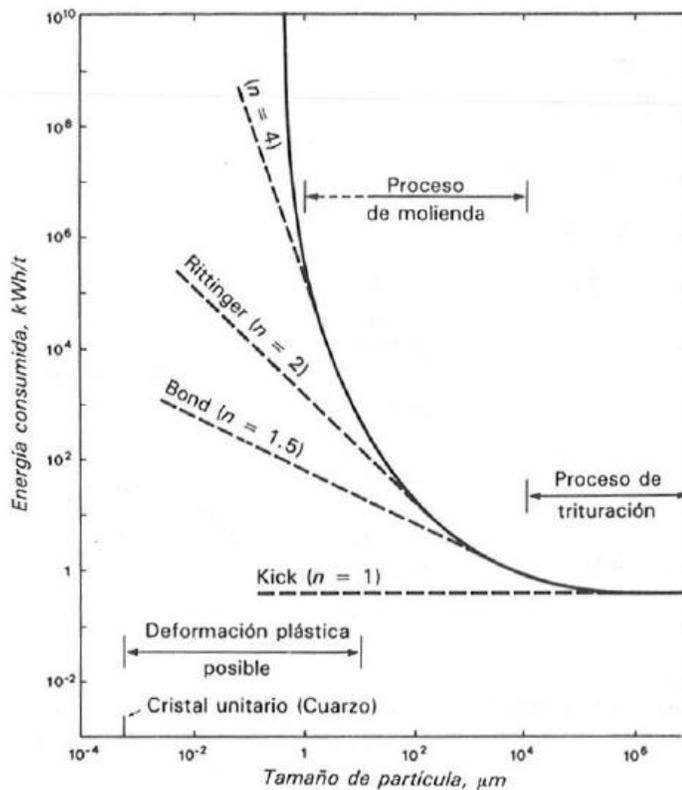


Ilustración 2.1: Relación entre energía y tamaño de partícula (Walker et al., 1937).

2.1.3 Material particulado y pulpas mineralúrgicas

Luego del proceso de reducción de tamaño, se forma material particulado, el cual está compuesto por partículas irregulares de diferentes tamaños. Se puede caracterizar de acuerdo distintas propiedades, tales como: densidad, porosidad, distribución de tamaños, superficie, factor de forma, etc.

La distribución de tamaños es una de las propiedades más importantes, ya que determina el grado de liberación de las partículas de mena y ganga. Los métodos disponibles para determinar las distribuciones de tamaño permiten medir fracciones de partículas en forma discreta. Se define la fracción retenida f_k como la fracción de partículas retenidas en el tamaño k y de tamaños menores a $k-1$. Así mismo, se definen las fracciones acumuladas de la siguiente manera (Casali, 2014):

$$f_k = \frac{\text{Masa de partículas}_k}{\text{Masa total}}; \sum_{k=1}^N f_k = 1$$

Ecuación 2.5: Fracción retenida.

$$F_u(x_i) = \sum_{k=i+1}^N f_k$$

Ecuación 2.6: Fracción acumulada bajo tamaño.

$$F_o(x_i) = \sum_{k=1}^i f_k$$

Ecuación 2.7: Fracción acumulada sobre tamaño.

Estas fracciones se expresan de manera porcentual y para medirlas el método más habitual es ocupar una serie de tamices y pesar las partículas retenidas en cada fracción de tamaño. Además, se define tamaño característico de la distribución (D_i) como el tamaño bajo el cual se encuentra un porcentaje de la muestra, por ejemplo:

- D_{80} : corresponde al tamaño bajo el cual se encuentra el 80% de la muestra.

Con respecto a las pulpas mineralúrgicas, corresponden a una mezcla de un material particulado (sólido) con un líquido, comúnmente agua (Torres, 2016). Se pueden caracterizar según diferentes propiedades, tales como: densidad, gravedad específica del sólido, concentraciones en peso y volumen del sólido, dilución, viscosidad, etc. Para expresar la composición de una pulpa de minerales y sus propiedades, se adopta la notación señalada en la sección Balances de material.

2.2 Molienda

La reducción de tamaño se realiza mediante la combinación de los mecanismos de impacto y abrasión. Esta operación se realiza en molinos rotatorios cilindro- cónico, caracterizado por su diámetro (D) y su largo (L). En el interior del molino se utiliza una carga de medios de molienda, los cuales se mueven libremente y que, debido a la fuerza centrífuga

generada en la rotación del molino, se elevan en la dirección de la rotación y caen por acción de la gravedad (Casali, 2014). Es decir, la energía potencial es la principal energía utilizada para moler el mineral.

Los tipos de molienda se pueden clasificar según el medio moledor: barras, bolas o una combinación de bolas y el propio material, denominada molienda semiautógena. Para el caso de estudio se revisarán características de la molienda de bolas y semiautógena.

Durante a molienda de bolas, la rotación lleva bolas y material alrededor del molino, tal como se muestra en la Ilustración 2.2. Cuando las bolas caen, golpean el material atrapado entre otras bolas. Por otra parte, el movimiento de las bolas en el lecho frotara partículas entre ellas. La fineza de la molienda depende de cuanto tiempo el material permanece retenido. Cuando aumenta el flujo de alimentación a molino, el producto se torna más grueso.

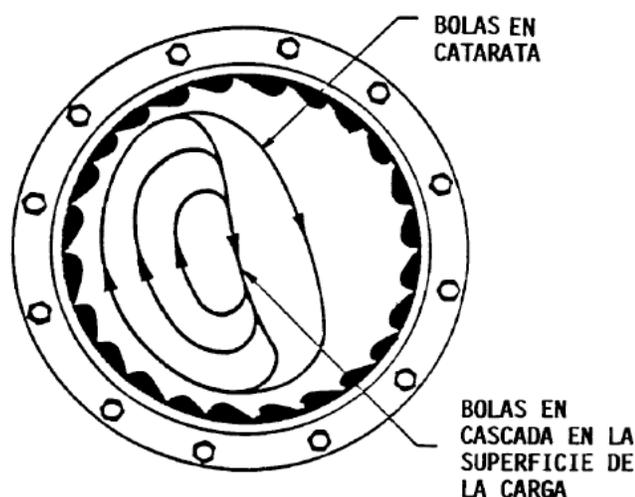


Ilustración 2.2: Movimiento de un molino de bolas a una velocidad normal de rotación (Austin & Concha, 1994).

Ahora bien, el total (autógeno) o parte (semiautógeno) de la carga de bolas puede ser reemplazada por colpas del propio mineral como medio de molienda. No obstante, Para compensar la pérdida de masa (energía potencial) al sustituir las bolas de acero por colpas de menor densidad, se requiere alimentar con colpas de gran tamaño (+6") para mantener la moliendabilidad (Casali, 2014).

Existen dos problemas principales que son inherentes a la molienda autógena: la variabilidad de las colpas y la formación de pebbles. Los pebbles corresponden a mineral de granulometría intermedia (-3"+2"), generalmente formados por la ruptura o abrasión de las colpas, que presenta una mayor resistencia a la molienda. De modo de compensar la variabilidad de las colpas, se ha privilegiado la molienda semiautógena, así como también la incorporación de una etapa de molienda secundaria en molinos de bolas. Con respecto a los pebbles, son removidos del molino SAG a través de parrillas de descarga adecuadas (aberturas de 2" y 3"), separados del producto con harneros y chancados, usualmente, en chancadores de conos de cabeza corta, antes de ser retornados al SAG o ser alimentados a la molienda secundaria (Casali, 2014).

Por otro lado, los molinos SAG se caracterizan por ser de mayor potencia y tamaño que los molinos de bola y por permitir una mayor razón de reducción del tamaño de rocas. Es un cilindro rotado en su eje longitudinal cuyo diámetro es mayor al largo, generalmente la razón diámetro/largo de los molinos es mayor a 1,5. En su interior posee una parrilla en la zona de descarga, la cual retiene las partículas de gran tamaño y permite la evacuación de las partículas finas (Ilustración 2.3). Las aberturas de las parrillas varían de 1” a 3” y sus formas son diversas, siendo las más comunes las de forma alargada y transversales al eje radial del molino (Austin & Concha, 1994).

Finalmente, en esta sección también es importante recordar que las etapas de reducción de tamaño tienen un alto costo, principalmente por el gran consumo de energía y medios de molienda. En este sentido, una operación eficiente requiere evitar que las partículas sean reducidas de tamaño más allá de lo necesario. Para tal efecto, se emplean equipos conocidos como clasificadores, que retiran las partículas oportunamente del circuito.

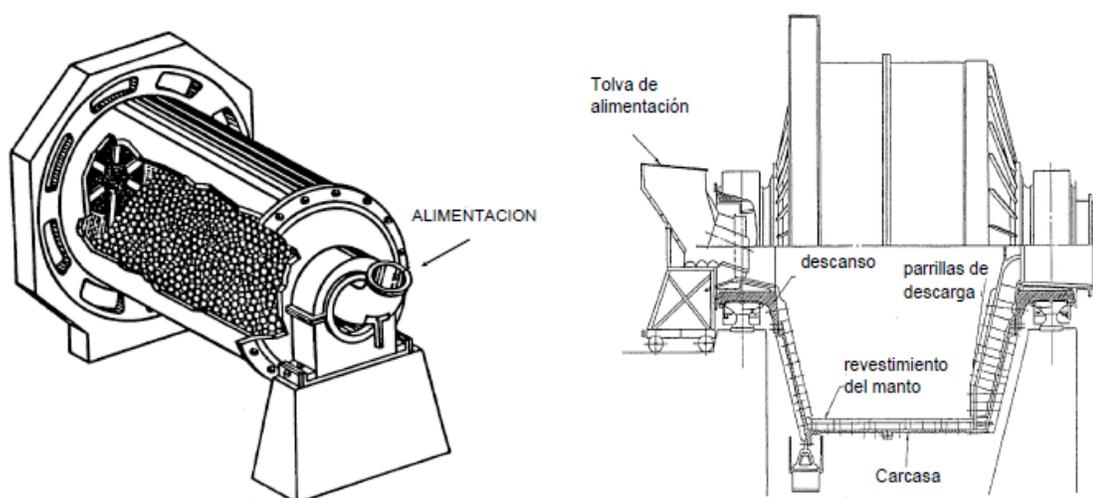


Ilustración 2.3: Molino de bolas (izquierda) y molino SAG (derecha) (Austin & Concha, 1994).

2.2.1 Liberación

El tamaño de partícula alcanzado en la molienda incide directamente en la separación del mineral valioso de la ganga y en el comportamiento de la flotación. Se denomina grado de liberación a la expresión cuantitativa de la magnitud en que la molienda es capaz de obtener partículas minerales independientes (Lois, 2015):

$$\text{Liberación [\%]} = \frac{\text{Área mineral}}{\text{Área total partícula}} * 100$$

Ecuación 2.8: Grado de liberación.

Su determinación solo es posible mediante la utilización de microscopía óptica o QEMSCAN.

2.3 Flotación

El objetivo principal de los procesos de concentración es elevar la ley de una especie mineralógica en una corriente denominada concentrado, y generar una corriente denominada cola, en la cual la concentración de la especie de interés será nula o cercana a cero (caso ideal). Existen distintos tipos de concentración, tales como: concentración gravitacional, concentración magnética, concentración eléctrica, flotación, etc.

La flotación es un proceso fisicoquímico de tensión superficial, que separa el mineral de interés de otros minerales y especies que componen la mayor parte de la roca original (Codelco Educa, 2017). Durante el proceso, se introduce aire en forma de burbujas en una pulpa que contiene partículas hidrofílicas e hidrofóbicas. Las partículas hidrofóbicas tienden a adherirse a las burbujas para minimizar su contacto con la fase líquida (Kracht, 2015), así el agregado partícula-burbuja asciende a través de la pulpa hacia la fase espuma, tal como se muestra en la siguiente imagen:

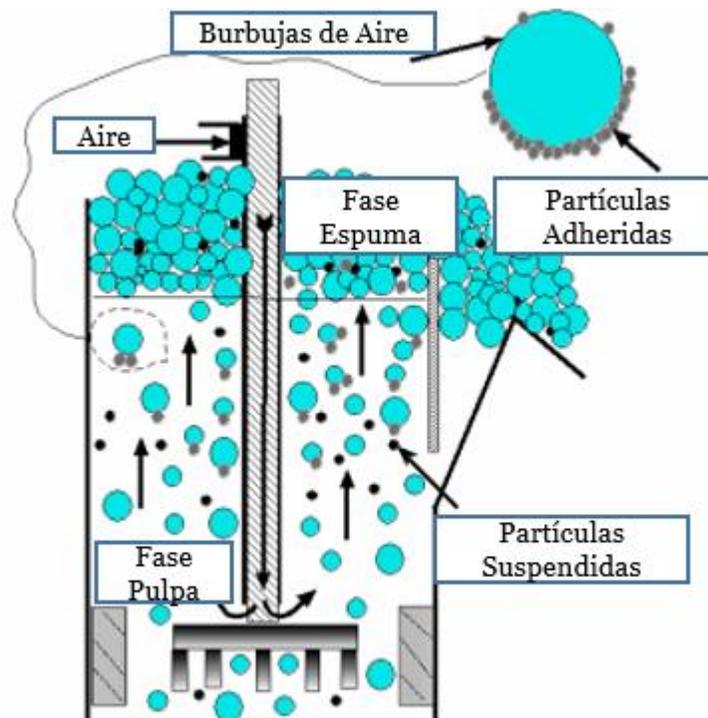


Ilustración 2.4: Representación esquemática del proceso de flotación (Lobos, 2015).

En la naturaleza pocos minerales presentan hidrofobicidad natural (no reaccionan con los dipolos del agua), entre ellos, grafito, molibdenita y otros sulfuros. No obstante, la mayoría de los minerales son hidrofílicos (los sólidos tienen la capacidad de hidratarse) y para lograr separarlos por flotación, la superficie de ellos debe ser selectivamente transformada en hidrofóbica. Eso se logra regulando reactivos que se adsorben en la superficie denominados colectores (Kracht, 2015).

Los colectores son compuestos orgánicos heteropolares solubles en agua. Su parte polar se adsorbe en la superficie del mineral mientras que su parte apolar se orienta hacia la fase líquida, sin interactuar con esta (Kracht, 2015). El xantato es el colector de minerales de cobre más común.

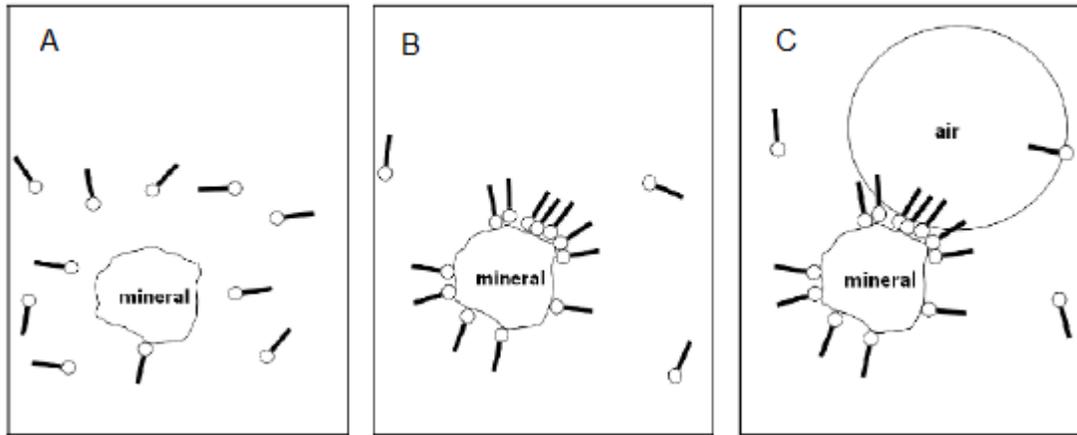


Ilustración 2.5: A. Colector disuelto en la fase acuosa, B. Adsorción del colector en la superficie del mineral y C. Formación del agregado partícula burbuja a través de la superficie hidrofóbica (Gupta & Yan, 2006).

Además, se utilizan otros reactivos para mejorar el proceso de flotación, los cuales se clasifican en (Kracht, 2015):

- **Activadores:** Sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector.
- **Depresantes:** Disminuyen la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de los colectores en aquellos minerales que no se desean flotar. Este efecto se puede lograr introduciendo en la pulpa un ion que compite con el colector por la superficie del mineral.
- **Reguladores de pH:** El más usado para operar en medio alcalino es la cal, la cual puede agregarse como cal viva (CaO) o cal apagada (Ca(OH)_2). También se puede utilizar soda ash en seco (Na_2CO_3) o soda cáustica (NaOH) en solución. En medio ácido se usa ácido sulfúrico.
- **Espumantes:** Reactivos heteropolares. Similares a los colectores en su estructura, se diferencia en su parte polar, la cual corresponde a un grupo OH^- con gran afinidad con el agua. Permiten la formación de una espuma estable y burbujas de tamaño apropiado para llevar los minerales al concentrado.

2.3.1 Flotación de pórfidos cupríferos enriquecidos con molibdeno

El proceso de flotación de un pórfido cuprífero enriquecido con sulfuros de molibdeno considera dos etapas (Ilustración 2.6): una flotación colectiva donde se flotan los minerales de cobre y molibdeno y una flotación selectiva en donde se separan ambas especies, flotando la molibdenita y deprimiendo los sulfuros de cobre. La planta SAG estudiada considera hasta la etapa de flotación colectiva, la cual se describe a continuación.

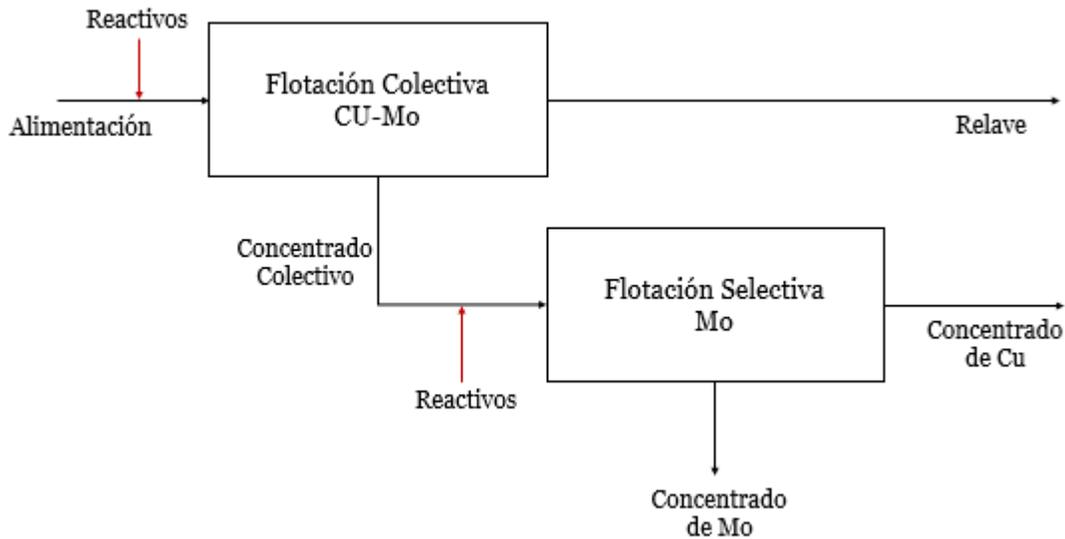


Ilustración 2.6: Flotación de un pórfido cuprífero enriquecido con molibdeno (Adaptado de Gupta, 1992).

2.3.1.1 Flotación colectiva Cu-Mo

El principal mineral de molibdeno presente en los pórfidos de cobre es la molibdenita. Cuando se encuentra en cantidades económicas, se flota junto con los sulfuros de cobre para formar un concentrado colectivo de Cu-Mo. Antes de flotar, se adiciona cal viva (CaO) para subir el pH en forma controlada y deprimir la pirita, y se adicionan espumantes para dar estabilidad a la espuma.

Generalmente, los circuitos de flotación colectiva consideran los siguientes conjuntos de celdas (Kracht, 2015):

- Flotación primaria (Rougher): Es la primera etapa de separación y su función es maximizar la recuperación, generando un relave con bajo porcentaje de especies de interés. Produce una disminución de los flujos a tratar en las etapas posteriores.
- Flotación de limpieza (Cleaner): Está destinada a maximizar la ley del concentrado final de la planta. Puede usarse más de una etapa. De la última etapa de limpieza se genera el concentrado final.
- Flotación de barrido (Scavenger): También está destinada a maximizar la recuperación, ya que el aumento de la ley que se alcanza en la flotación de limpieza va acompañado de una pérdida significativa de recuperación. Se ubica luego de una de las etapas anteriores, retratando los relaves para evitar pérdidas.

Además, se adicionan al proceso operaciones complementarias como molienda y clasificación.

2.3.2 Efecto del tamaño de partícula

En la literatura existen antecedentes de que una de las variables que tiene gran impacto en el proceso de flotación es el tamaño de la partícula de mineral.

La flotación de cobre no está ajena a este fenómeno. Bulatovic (2007) presenta un estudio realizado a tres plantas concentradoras y determina la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de cobre. La Ilustración 2.7 muestra una curva característica de tamaño de partícula versus recuperación, se observa que la modificación del tamaño de partícula es una perturbación importante en el proceso de flotación.

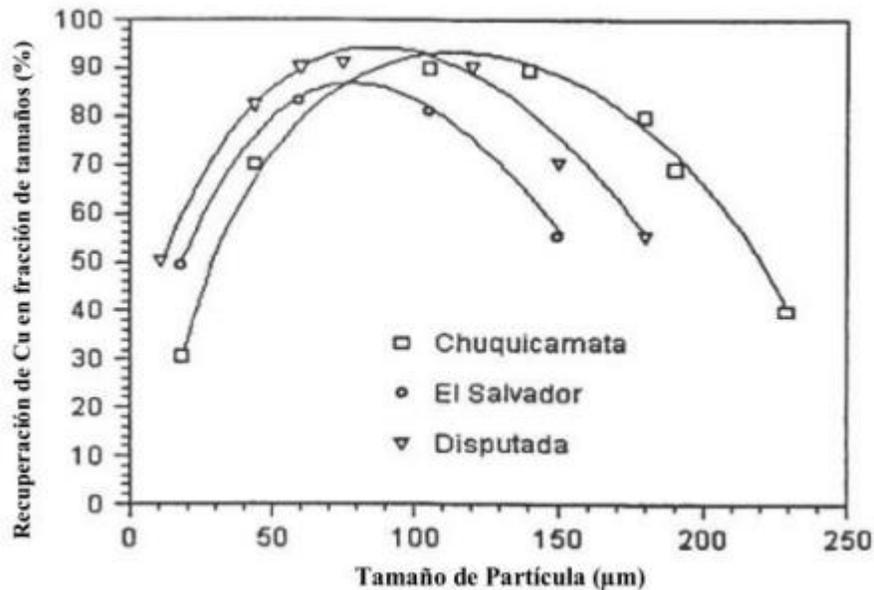


Ilustración 2.7: Recuperación de cobre según el tamaño de partícula (Bulatovic, 2007).

Por otro lado, en 1981, Trahar realiza pruebas de flotación batch de calcopirita variando la densidad de la pulpa, cantidad de mineral y el tamaño de distribución de partículas. Observó que las curvas de tamaño-recuperación usualmente son estables en su forma para un conjunto determinado de condiciones. En la Ilustración 2.8 se observa que la forma de la curva es casi independiente de moderadas variaciones en el tamaño de distribución de partículas, contenido de mineral valioso y densidad de la pulpa. Sin embargo, pueden ocurrir interferencias cuando hay un alto contenido de sólidos en la pulpa, o según el tipo de mineral a flotar, o cuando hay interacciones entre las partículas (por ejemplo, ante la presencia de arcillas) y la forma de la curva tamaño-recuperación no será independiente a la variación del tamaño de la distribución de partícula o composición (Trahar, 1981).

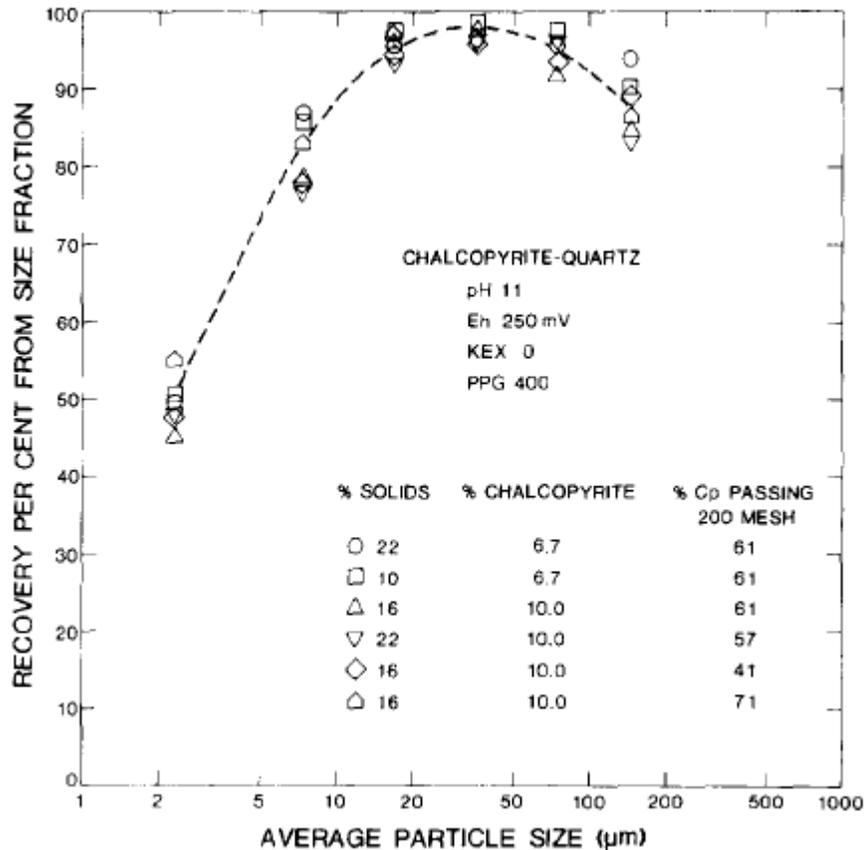


Ilustración 2.8: Flotación batch de calcopirita a pH 11 variando la densidad de la pulpa, cantidad de mineral y tamaño de distribución de partículas (Trahar, 1981).

Finalmente, es importante recordar que optimizar la recuperación de los elementos de interés es un proceso más robusto. La recuperación de un mineral en una flotación convencional o batch es siempre una combinación de diferentes atributos, como, por ejemplo:

- EL grado de hidrofobicidad necesario para la adherencia partícula-burbuja.
- Preparación de la cabeza a flotación, es decir, el producto de molienda y clasificación y su rol en la liberación del mineral.
- En ocasiones el mineral de interés necesita una molienda más fina para su liberación, en el caso de la planta SAG estudiada, se logra en la etapa de remolienda, previa a la flotación de limpieza. Sin embargo, durante la re-molienda puede producirse una gran cantidad de partículas finas que terminan impactando negativamente en la recuperación, (Concha & Wasmund, 2010), ya que tienen menor probabilidad de colisión y tienden a ser afectadas por las líneas de flujo de agua (Kracht, 2015).
- Efectos de adherencia y estabilización (Kracht, 2015).
- Dado que la mena es polimetálica, hay minerales presentes (como la molibdenita) que son más frágiles y tienen a sobre-molerse (Concha & Wasmund, 2010).

- La alta turbulencia que se genera en las celdas convencionales, ocasionando la ruptura de burbujas (Concha & Wasmund, 2010).
- En el caso de los tamaños más gruesos alcanzados, las fuerzas de desprendimientos que aumentan más rápido que las fuerzas de adherencia del agregado partícula-burbuja. (Concha & Wasmund, 2010).
- Aspectos relacionados con el tamaño de las burbujas, como el área de contacto superficial de las burbujas y la capacidad de levante (Barona, 2007).
- La velocidad terminal de sedimentación de las partículas y la concentración en peso de sólidos.
- Los parámetros fisicoquímicos como el Eh y el pH. Estos parámetros deben mantenerse lo más estáticos posibles para evitar la formación de capas superficiales sobre los minerales y favorecer la actuación de los colectores (Lois, 2015). El pH óptimo para la flotación de la calcopirita es cercano a 10, a este pH también es posible deprimir la pirita.

2.4 Balances de material

El balance de material se define como la contabilidad de entradas y salidas en un sistema o parte de éste. Se rige bajo los principios físicos de transferencia de cantidad de movimiento, transferencia de energía y transferencia de masa (Torres, 2008). Se puede expresar de la siguiente forma:

$$[\text{Acumulación}] = [\text{Entrada}] - [\text{Salida}] + [\text{Generación}]$$

Ecuación 2.9: Ecuación general del balance.

No obstante, las ecuaciones de balance se escribirán de acuerdo al estado en que se encuentre el sistema:

$$\frac{d}{dt}f_i = f_i^{\text{entrada}} - f_i^{\text{salida}} + B_i - D_i = 0$$

Ecuación 2.10: Ecuación de balance en estado estacionario.

$$\frac{d}{dt}f_i = f_i^{\text{entrada}} - f_i^{\text{salida}} + B_i - D_i$$

Ecuación 2.11: Ecuación de balance en estado transiente.

$$f_i^{\text{entrada}} + B_i = f_i^{\text{salida}} + D_i$$

Ecuación 2.12: Ecuación de balance en régimen batch.

Donde f_i corresponde al flujo de entrada o salida, B_i los flujos que “nacen” y D_i los flujos de “mueren”.

En el procesamiento de minerales, los balances de material sirven para caracterizar los flujos del proceso, lo cual es de gran importancia ya que permite: el dimensionamiento de

equipos y el desarrollo del diseño del proceso, la evaluación de la eficiencia de la operación y la conciliación metalúrgica del proceso (Torres, 2008).

Para realizar los balances es importante caracterizar los flujos de mineral en cada punto del proceso, de esta manera, se han definido las relaciones que se detallan a continuación. Se ha designado como notación una “S” para representar a los sólidos, una “L” para representar a los líquidos y una “T” para representar el flujo total.

$$G_T [\text{tph, kg/h}] = G_S + G_L$$

Ecuación 2.13: Flujo másico.

$$Q_T [\text{m}^3/\text{h, l/s}] = Q_S + Q_L$$

Ecuación 2.14: Flujo volumétrico.

$$\rho_{S,L,T} = \frac{G_{S,L,T}}{Q_{S,L,T}}$$

$$\rho_T [\text{ton/m}^3] = \frac{\rho_S * \rho_L}{C_P * \rho_L + (1 - C_P) * \rho_S}$$

Ecuación 2.15: Densidad.

$$C_V [\%] = \frac{Q_S}{Q_T} * 100$$

Ecuación 2.16: Concentración de sólidos en volumen.

$$C_P [\%] = \frac{G_S}{G_T} * 100$$

$$C_P [\%] = \frac{\rho_S * (\rho_L - \rho_T)}{\rho_T * (\rho_L - \rho_S)}$$

Ecuación 2.17: Concentración de sólidos en peso.

$$D [\%] = \frac{G_L}{G_S} * 100$$

$$D [\%] = \frac{1 - C_P}{C_P}$$

Ecuación 2.18. Humedad en base seca.

$$H [\%] = \frac{G_L}{G_T} * 100$$

Ecuación 2.19: Humedad en base húmeda.

Por otro lado, es importante notar los cambios en las propiedades asociadas a ley y granulometría. Teniendo en cuenta la Ilustración 2.9, los balances de masa, finos y por tamaño vienen dados por las siguientes expresiones:

$$G_{SA} = G_{SC} + G_{SR}$$

Ecuación 2.20: Balance de sólidos.

$$G_{SA} * l_{iA} = G_{SC} * l_{iC} + G_{SR} * l_{iR}$$

Ecuación 2.21: Balance de finos.

$$G_{SA} * f_{iA} = G_{SC} * f_{iC} + G_{SR} * f_{iR}$$

Ecuación 2.22: Balance por tamaños.

Donde $f_{iA,C,R}$ corresponde a la ley del elemento o especie i y $f_{i,AC,R}$ a la fracción retenida de la clase i , en el flujo A, C o R, respectivamente. Comúnmente, las siglas A, C y R hacen referencia a los flujos de alimentación, concentrado y relave de la flotación.

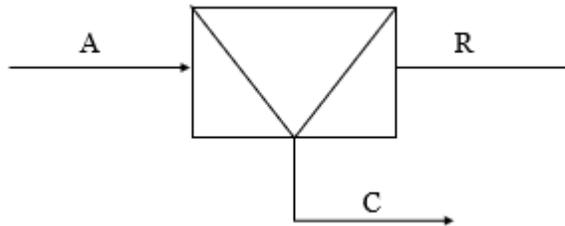


Ilustración 2.9: Esquema de flujos de balance de material.

Además, en los procesos de concentración es importante caracterizar la recuperación metalúrgica como:

$$R [\%] = \frac{G_S^C * l_C}{G_S^A * l_A} * 100 = \frac{(l_A - l_R) * l_C}{(l_C - l_R) * l_A} * 100$$

Ecuación 2.23: Recuperación metalúrgica.

2.5 Planificación minera-metalúrgica

La planificación se refiere al conjunto de actividades que tienen por objetivo planificar en el tiempo el uso eficiente de los recursos disponibles e informar las metas estratégicas que ha definido la empresa (Bustamante et al., 2012).

Por lo tanto, la planificación forma parte de la estrategia global, expresándose a través de una percepción de largo plazo, con motor en las prácticas empresariales y con el objetivo específico de aumentar el valor del negocio minero.

La planificación minera y la planificación metalúrgica son áreas fundamentales dentro del proceso de planificación. La planificación minera resume el desarrollo actual y futuro de la actividad de la mina y sus principales decisiones técnicas a las que se enfrenta son el método de explotación, la tasa de extracción, la secuencia de explotación y las leyes de corte. Por otro lado, la planificación metalúrgica se enfrenta al desarrollo actual y futuro de las actividades de la planta, revisando aspectos como la capacidad a tratar, granulometría, leyes y mineralogía de alimentación, leyes de los productos, recuperación metalúrgica, tratamiento de relaves, etc.

En El Teniente, la metodología de la planificación se ha desarrollado a lo largo de varios años, incorporando periódicamente los resultados provenientes de análisis específicos del propio yacimiento y los métodos de explotación y concentración utilizados. Su desarrollo incluye nuevas esferas teóricas con el desarrollo de nuevos criterios y marcos de aplicabilidad, así como esferas prácticas reflejadas en el desarrollo de nuevas herramientas de planificación (Bustamante et al., 2012).

2.5.1 Metodología de planificación

La planificación minera-metalúrgica consiste en el análisis integral de cada uno de los aspectos relacionados con la producción de mineral, incluyendo inversiones, tecnologías, materias primas, características de los sistemas productivos y programación de todas las actividades involucradas en casa proceso productivo. Este plan debe ser consistente con los objetivos a corto, mediano y largo plazo de la compañía.

El esquema de la Ilustración 2.10 representa la toma de decisiones de planificación de la División El Teniente. Se inicia definiendo o revisando la estrategia de la compañía, pasando por la planificación a mediano y largo plazo, llegando finalmente a una planificación operativa y financiera a corto plazo (Bustamante et al., 2012).

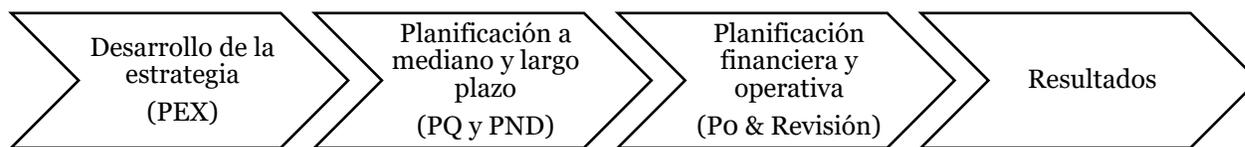


Ilustración 2.10: Decisiones de planificación.

A continuación, se da una definición de los principales planes de producción (Bustamante et al., 2012):

- Plan exploratorio (*PEX*): Corresponde al escenario de planificación a largo plazo seleccionado, como resultado de un proceso de identificación y análisis de un grupo de escenarios que permite encontrar el máximo valor de los recursos, sujeto a las restricciones pertinentes. Constituye una base para construir el plan PND.
- Plan de negocio y desarrollo (*PND*): Representa parte o totalidad del escenario *PEX*. Contiene todos los flujos de gastos, inversiones y fondos que se generan durante todo el periodo en el que, según el plan minero, se explotan todos los recursos y reservas. Integra el mercado, los recursos minerales, las restricciones estratégicas, ambientales, financieras, técnicas, contractuales, normativas y de otra índole que enfrenta la corporación, así como el nivel de riesgo que se ha decidido asumir.
- Plan quinquenal (*PQ*): Consiste en un informe detallado de los primeros cinco años del PND. Se centra en los planes y la gestión de activos y productividad de los primeros cinco años y, en consecuencia, debe ser coherente con el PND.
- Po (presupuesto) y revisión: Es un informe detallado del primer año del PND.

El resultado del plan minero-metalúrgico no solo debe ser rentable, sino que también técnicamente factible con los procesos aguas abajo.

2.5.2 Plan presupuesto 2018

El plan metalúrgico para el presupuesto 2018 considera diferentes parámetros y variables, tales como: capacidad diaria de tratamiento, leyes de cabeza, P_{80} , recuperación, leyes de concentrado, etc.

Para la definición de las variables se emplean modelos estadísticos generados a través de regresiones multivariantes, con variables del mineral y parámetros del proceso.

La Superintendencia de Planificación (2017), ha elaborado las siguientes expresiones para el cálculo de la recuperación de cobre y molibdeno a utilizar en el P02018 SAG (Concha & Saavedra, 2017). Estas expresiones son válidas para un P_{80} igual a 140 μm , escenario granulométrico de planificación actual.

$$R_{\text{Cu}} = 93,53 + 6,24 * l_{\text{Cu,A}} - 0,55 * \frac{\text{CuNS}}{l_{\text{Cu,A}}} - 0,40 * (\% + 100\#)$$

Ecuación 2.24: Recuperación de cobre línea SAG.

$$R_{\text{Mo}} = 129,42 + 308,99 * l_{\text{Mo,A}} - 1,71 * \frac{\text{MoNS}}{l_{\text{Mo,A}}} + 0,69 * (\% - 325\#) - 2,25 * l_{\text{Cu,C}}$$

Ecuación 2.25: Recuperación de molibdeno línea SAG.

Dónde

$l_{\text{Cu,A}}$: Ley de cobre en la alimentación a la planta SAG [%].

$l_{\text{Mo,A}}$: Ley de molibdeno en la alimentación a la planta SAG [%].

CuNS : Ley de cobre insoluble en la alimentación a la planta SAG [%].

MoNS : Ley de molibdeno insoluble en la alimentación a la planta SAG [%].

$\% + 100\#$: Porcentaje de sólidos sobre malla 100 [%].

$\% - 325\#$: Porcentaje de sólidos bajo malla 325 [%].

$l_{\text{Cu,C}}$: Ley de cobre en el concentrado SAG [%].

Además, se establece la Ecuación 2.26 para la determinación de la ley de cobre en el concentrado:

$$l_{\text{Cu,C}} [\%] = 18,37 + 15,54 * l_{\text{Cu,A}} + 0,07 * (\% - 325\#) - 1,70 * l_{\text{Fe,A}}$$

Ecuación 2.26: Ley de cobre en el concentrado línea SAG.

Dónde

$l_{\text{Fe,A}}$: Ley de hierro en la alimentación a la planta SAG [%].

Por otro lado, la capacidad de la planta SAG, se aproxima usando el software IGS (*Integrated Geometallurgical Simulation*). A partir de un modelo poblacional, según las

características del material entrante mes a mes, se calibra el software con la data operacional e información de los informes de conciliación de la Superintendencia de Planificación. Luego, se carga al software información preliminar del plan mina para el presupuesto 2018 que incluyen parámetros de molienda TS y W_i .

En el Anexo C se incluye una breve reseña de las principales características del software mencionado.

En el caso de la línea Convencional, se han establecido las siguientes expresiones:

$$R_{Cu} = 103,89 + 13,28 * l_{Cu,A} - 2,05 * \frac{CuNS}{l_{Cu,A}} - 0,16 * (\% + 100\#) - 3,95 * l_{Fe,A}$$

Ecuación 2.27: Recuperación de cobre línea Convencional.

$$R_{Mo} = 228,48 - 1,19 \frac{MoNS}{l_{Mo,A}} - 12,14 * l_{Cu,C}$$

Ecuación 2.28: Recuperación de molibdeno línea Convencional.

$$l_{Cu,C} [\%] = -1,24 + 9,18 * l_{Cu,A} - 0,01 * \frac{MoNS}{l_{Mo,A}} + 1,49 * l_{S,A}$$

Ecuación 2.29: Ley de cobre en el concentrado línea Convencional.

Dónde

$l_{Cu,A}$: Ley de cobre en la alimentación a la planta Convencional [%].

$l_{Mo,A}$: Ley de molibdeno en la alimentación a la planta Convencional [%].

$l_{Fe,A}$: Ley de hierro en la alimentación a la planta Convencional [%].

$l_{S,A}$: Ley de azufre en la alimentación a la planta Convencional [%].

$CuNS$: Ley de cobre insoluble en la alimentación a la planta Convencional [%].

$MoNS$: Ley de molibdeno insoluble en la alimentación a la planta Convencional [%].

$l_{Cu,C}$: Ley de cobre en el concentrado Convencional [%].

Finalmente, con respecto a la granulometría, se define la siguiente ecuación que relaciona el %+100# y el %-325#:

$$\% - 325\# = 69,20 + 0,05 * (\% + 100\#)$$

Ecuación 2.30: Porcentaje -325#.

2.6 Sectores que alimentan a la planta SAG

En el nivel de transporte Teniente 8 el material de las minas subterráneas se distribuye en dos trenes: tren de finos y tren de gruesos. Por un lado, el tren de finos alimenta a la planta Convencional. Por otro lado, alrededor del 85% del material del tren de gruesos alimenta a la planta SAG, mientras que el material grueso restante se distribuye hacia la línea Convencional (ver Ilustración 6.1). El aporte relativo de cada sector para el P02018 se señala en las siguientes tablas (Superintendencia de Planificación, 2017).

Tabla 2.1: Aporte de sectores productivos al tren de finos.

Tren de finos P02018		
Sector	TPD	Aporte [%]
Diablo Regimiento	23.107,00	57,46
Dacita	10.546,00	26,23
Pacífico Superior	6.560,00	16,31
Total	40.213,00	100,00

Tabla 2.2: Aporte de sectores productivos al tren de gruesos.

Tren de gruesos P02018		
Sector	TPD	Aporte [%]
Agua barro	1.147,00	1,36
Pipa Norte	3.708,00	4,40
Pilar Norte	3.973,00	4,72
SUAPI Norte	1.686,00	2,00
Marinas NNM	1.797,00	2,13
Desarrollos ST8	2.237,00	2,66
Dacita gruesos	1.440,00	1,71
Pacífico Gruesos	442,00	0,52
<i>Reservas Norte</i>	<i>31.578,00</i>	<i>37,51</i>
<i>Esmeralda</i>	<i>36.185,00</i>	<i>42,98</i>
Total	84.193,00	100,00

En particular, aproximadamente el 77% de la alimentación la planta SAG proviene de los sectores productivos Reservas Norte (*Reno*) y Esmeralda (*Esm*).

Para este trabajo es importante su caracterización de acuerdo con los siguientes aspectos.

2.6.1 Zonas calidad de mineral

Este concepto da cuenta de un estudio realizado por Geología de Producción y la Unidad de Planificación Planta-Fundición en los sectores Reno y Esmeralda, a partir de la zonificación mensual definida por ciertos parámetros geo-mineros (Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2015)

El resultado del estudio es la zonificación de los sectores mencionados en 4 categorías, clasificados según el efecto del mineral en la flotación del circuito SAG. Para cada sector,

se puede observar el modelo de bloques diluido según la calidad de mineral en la Ilustración D.1, Anexo D.

Por otro lado, las zonas identificadas y las características de cada una de ellas se detallan en la Tabla 2.3 (Geología de Producción, 2016):

Tabla 2.3: Zonas calidad de mineral.

Zona	Sulfuro Cu-Fe dominante	Litología dominante	Material quebrado [%]	Cut [%]	CuNS [%]
Muy desfavorable (<i>MD</i>)	Py-Cpy>>Bn	MQ	>20	<1,2	≥0,1
Desfavorable (<i>D</i>)	Py-Cpy>>Bn	CMET y PDI	≤20	<1,2	<0,1
Estándar (<i>E</i>)	Cpy>Py±Bn	CMET yPDI	≤20	<1,2	<0,1
Favorable (<i>F</i>)	Bn>Cpy±Py	CMET, PDI y BXANH	≤20	≥1,2	<0,1

Donde se ha utilizado la siguiente nomenclatura:

- Py: pirita.
- Cpy: calcopirita.
- Bn: bornita.
- MQ: material quebrado, corresponde a todo el material sobre la columna in situ.
- CMET: complejo máfico El Teniente.
- PDI: pórfido diorítico.
- BXANH: brecha hidrotermal anhidrita.

Este análisis se lleva a cabo cada cuatro meses y se ha determinado a partir de pruebas metalúrgicas que, estas zonas minerales tienen directa relación con el comportamiento de recuperación de cobre y ley de concentrado de la planta.

En efecto, de acuerdo a la zonificación y mediciones realizadas en diciembre 2016, la Ilustración D.2 (Anexo D), da cuenta que las recuperaciones de cobre más bajas se presentan en las zonas Esmeralda MD y Reservas Norte MD, mientras que las recuperaciones de cobre más altas se presentan en las zonas Esmeralda E y Reservas Norte E y F.

Por último, el gráfico de la Ilustración D.3 (Anexo D) representa el aporte global diario de cada zona en la alimentación a la planta SAG. En esta figura se aprecia que el principal aporte corresponde a la zona E, en una proporción aproximada del 80% del aporte total.

2.6.2 Mineralogía y moliendabilidad

A pesar de que los sectores productivos han sido clasificados según las zonas de calidad de mineral, es importante notar que existen diferencias entre ellos con respecto a su mineralogía y asociaciones minerales.

Geología de producción esporádicamente realiza muestreos a los sectores que alimentan a la planta SAG. Las muestras son analizadas mediante microscopía con el fin de determinar el porcentaje en peso de los minerales presentes, así como el porcentaje en peso de los sulfuros que forman parte del compuesto total.

Para ambos sectores, la ganga constituye aproximadamente el 96% de los compósitos, seguido de calcopirita, bornita y otros sulfuros de cobre.

Con respecto a estos últimos, su distribución se puede observar en el Gráfico 2.1. El sulfuro principal en ambos sectores es calcopirita, contenida en proporciones similares. No obstante, el contenido de pirita es mayor en el sector esmeralda. Además, el contenido de bornita es mayor en Reno.

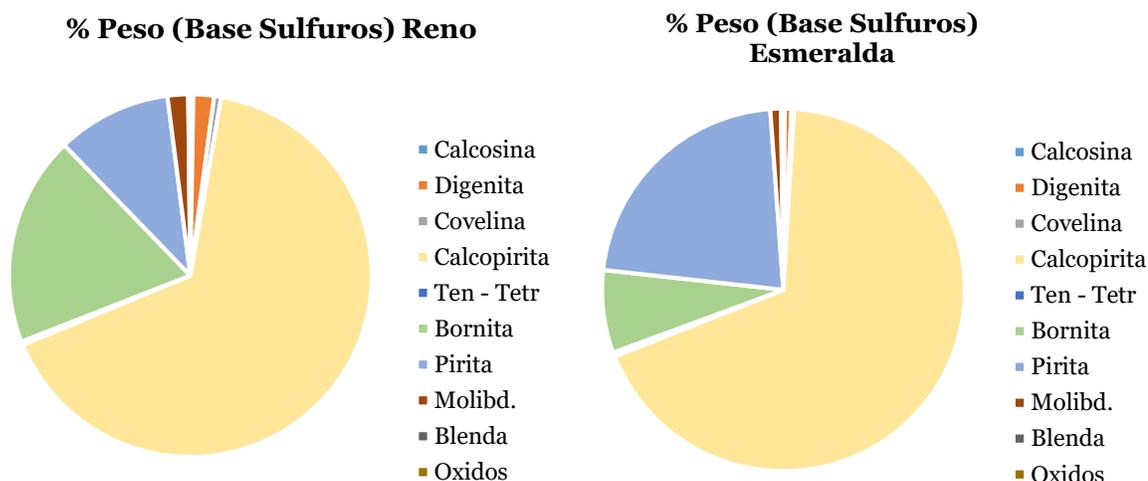


Gráfico 2.1: Porcentaje en peso base sulfuros sectores productivos (Superintendencia de Ingeniería de Procesos, 2017).

Ahora bien, otro aspecto que influye en el procesamiento de minerales es la dureza de los sectores. En este caso se está evaluando una planta SAG y la predicción más confiable para el consumo específico de energía (*CEE*) es a través de pruebas para la obtención del SAG Power Index (*SPI*), más conocidas como Test de Starkey.

Este test se realiza en un molino de 1' de diámetro por 0,5' de largo y una masa de mineral de 2 kg, con $F_{20} + 1/2''$. Consiste en la obtención de un tiempo de molienda para obtener un $P_{80} - 10\#$ ($1700 \mu m$), simulando una configuración de circuito SAC-A, con recirculación de un 20% de pebbles al molino SAG. Este tiempo se obtiene generalmente después de tres a cuatro ciclos de molienda, abarcando un lapso de tiempo entre 30 a 140 minutos, dependiendo de la dureza del mineral (Baeza & Villanueva, 2004).

Para los sectores y zonas en estudio, los resultados de estas pruebas se indican en la Tabla 2.4. Además, se indica el Work Index de cada sector.

Tabla 2.4: Resultados Test de Starkey y W_i .

Sector	Zona	Starkey tiempo [min]	Work Index (W_i) [kWh/ton]
Reservas Norte	Estándar	127,64	14,86
Esmeralda	Estándar	146,54	15,95

2.7 Muestreo

Es la operación que permite remover una pequeña fracción o parte, que se denomina muestra, desde un conjunto de material de volumen mucho mayor, de tal manera que las características del conjunto pueden estimarse estudiando las características de la muestra (Casali, 2014).

Para que la muestra final sea representativa, esta debe seguir un adecuado protocolo de muestreo, el cual está formado por etapas de reducción de tamaño (preparación) y subdivisión (método de extracción).

Algunos métodos de división utilizados en este trabajo son: división por rifles y división por equipos mecánicos (cortador rotatorio).



Ilustración 2.11: Riffle (izquierda) y cortador rotatorio (derecha).

2.8 Pruebas y procesos de laboratorio

Para cumplir con los objetivos planteados, se realizan pruebas a escala de laboratorio de molienda y flotación. También se lleva a cabo el proceso de tamizaje.

2.8.1 Test de molienda batch en laboratorio

Esta prueba consiste en moler una cantidad determinada de material por un tiempo preestablecido anteriormente, con el fin de conseguir una muestra con la granulometría requerida para el proceso de flotación. La prueba se realiza en un molino batch de laboratorio, con una carga de bolas de tamaño único, peso y número determinado. El molino se instala sobre unos rodillos giratorios que operan a una velocidad de 69 [rpm] y con control de tiempo automático mediante un reloj enclavado al rodillo (Laboratorio Metalúrgico DET, 2015).

2.8.2 Test de flotación colectiva en laboratorio

Este test consiste en la recuperación de las especies cobre y molibdeno mediante la utilización de espumantes y colectores. Esta prueba tiene por objetivo optimizar o controlar el proceso industrial de flotación colectiva, en sus distintas etapas. Para cada etapa el trabajo establecido es el mismo, variando solo las condiciones de cada prueba

(Laboratorio Metalúrgico DET, 2015). Para el caso en estudio solo se realiza la etapa primaria o rougher del circuito de flotación colectiva.



Ilustración 2.12: Molino de laboratorio (izquierda) y celda de flotación de laboratorio (derecha).

2.8.3 Tamizado

El proceso de tamizado es un método físico de separación de partículas. Consiste en hacer pasar la mezcla de partículas a través de una malla con aberturas denominada tamiz.

Se puede realizar en seco o en húmedo. Una forma común de tamizado en seco es por vibración, en la cual se dispone el conjunto de tamices, montados de mayor a menor tamaño, sobre una plataforma vibratoria. El tamizado por vibración se realiza en una máquina denominada “Ro-Tap” (Ilustración 2.13). Con respecto al tamizaje en húmedo destaca el deslame o la eliminación de finos. Este proceso consiste en colocar la muestra sobre un tamiz de protección bajo el cual se instala el tamiz de deslame y luego, con la ayuda de agua se separan los finos hasta obtener una salida de agua clara sin sólidos en suspensión. Las fracciones de ambas mallas se juntan, se filtran, se secan y se pesan, para luego formar parte del material a tamizar en seco (Casali, 2014).

En el caso de estudio, el tamizado se utiliza para el análisis granulométrico de los productos de molienda. Para ello se ocupa una serie de tamices de norma ASTM (*American Society for Testing and Materials*), la cual corresponde a una serie de tamices estandarizados de aberturas cuadradas y de diferentes tamaños, identificados por un número que indica la cantidad de aberturas de la malla del tamiz. Según esta norma, los tamices se clasifican de la siguiente manera:

Tabla 2.5: Clasificación de tamices.

ASTM #	Abertura [μm]
10	1700
16	1180
20	850
28	600
35	425
48	300
65	212
100	150
150	106
200	75



Ilustración 2.13: Ro-Tap.

2.9 Técnicas analíticas de caracterización

La caracterización de las muestras estudiadas se lleva a cabo por medio de análisis químicos.

2.9.1 Análisis químico

Un análisis químico es el conjunto de técnicas y procedimientos empleados en muchos campos de la ciencia para identificar y cuantificar la composición química de un material. Presenta dos etapas, un análisis cualitativo que sirve para determinar cuáles son los elementos y entidades presentes en la muestra y un análisis cuantitativo para determinar el contenido exacto de cada elemento o entidad (Servidor Web de Minerales, 2017).

Engloba diversas técnicas analíticas, todas ellas complementarias, como difracción de rayos X, microsonda, microscopía electrónica de barrido, etc. Es de rápido ordenamiento de la data y genera la ventaja de obtener una gran cantidad de información confiable en un tiempo razonable (Fierro, 2015). Su campo de aplicación es variado, incluyendo el conocimiento mineralógico desde la etapa de exploración geológica hasta el producto final del procesamiento metalúrgico.

3. Análisis estadístico planta SAG y benchmarking operacional

En este capítulo, con el fin de identificar cambios en la estrategia operacional, se da lugar a la revisión de los datos de operación de la planta SAG.

En primer lugar, se revisan las estadísticas anuales de tonelaje, leyes, recuperación y P_{80} . Luego se revisan los datos diarios de tonelaje tratado con el fin de reconocer los periodos en los que existió un evento en la operación y finalmente se señala el estudio de benchmarking realizado a diferentes plantas de procesamiento SAG.

3.1 Análisis estadístico anual

Los datos por evaluar corresponden al periodo comprendido entre enero 2014 y el 12 de Julio 2017 (1289 días). La base de datos se forma a partir de la recopilación de los siguientes antecedentes de la planta: tonelaje de cabeza, leyes de cabeza, concentrado y relave y P_{80} del producto de molienda.

Previo al análisis de estadísticas básicas se eliminan las fechas en las cuales:

- No hay procesamiento de mineral.
- El P_{80} no fue registrado.
- Las leyes cabeza, concentrado y cola no fueron registradas.

En total hay 97 días eliminados (7,53% del total).

Por otra parte, para calcular la recuperación se ocupan los valores de las leyes de cabeza, concentrado y relave en la Ecuación 2.23.

3.1.1 Tonelaje, leyes, P_{80} y recuperación.

Se resume el promedio del tonelaje tratado y de la recuperación global en las siguientes gráficas. El promedio de las leyes de cabeza, concentrado y relave se presentan en el Anexo O.

En el Gráfico 3.1 se observa entre el año 2015 y 2016 un aumento del tonelaje tratado en la planta SAG de aproximadamente 2.500 tpd. Asimismo, se espera que a fines del año 2017 el tonelaje medio tratado sea mayor al del año 2016, debido al descenso de las leyes en la alimentación a la planta (ver Ilustración E.1) y al cambio en la estrategia operacional de pebbles. Cabe destacar que en el año 2017 la línea SAG 1 ha operado con un molino de bolas menos (falla en el molino 411), es por ello que desciende su capacidad de procesamiento. Se espera que con la reincorporación del molino de bolas la capacidad de procesamiento total de la planta SAG vuelva a ascender.

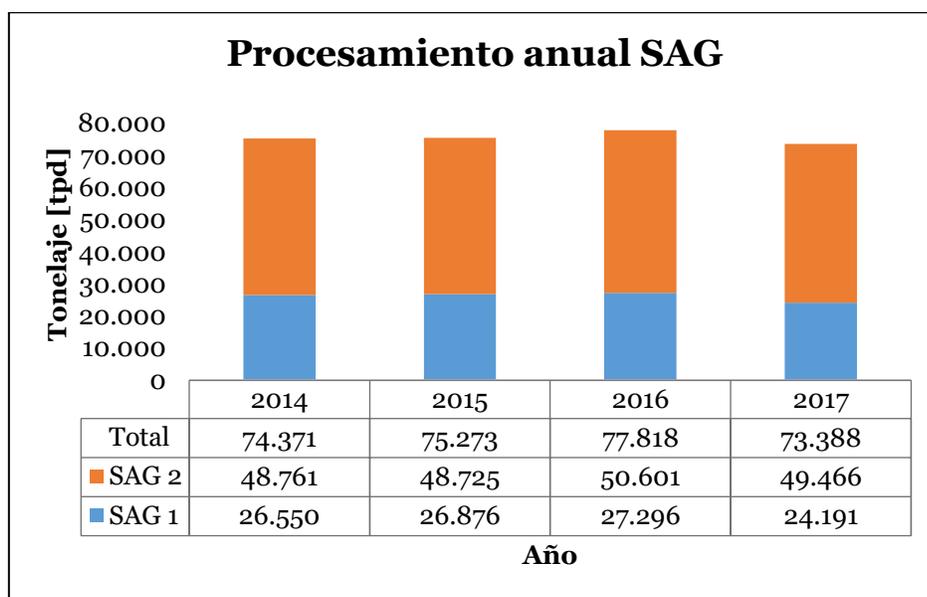


Gráfico 3.1: Procesamiento promedio anual planta SAG.

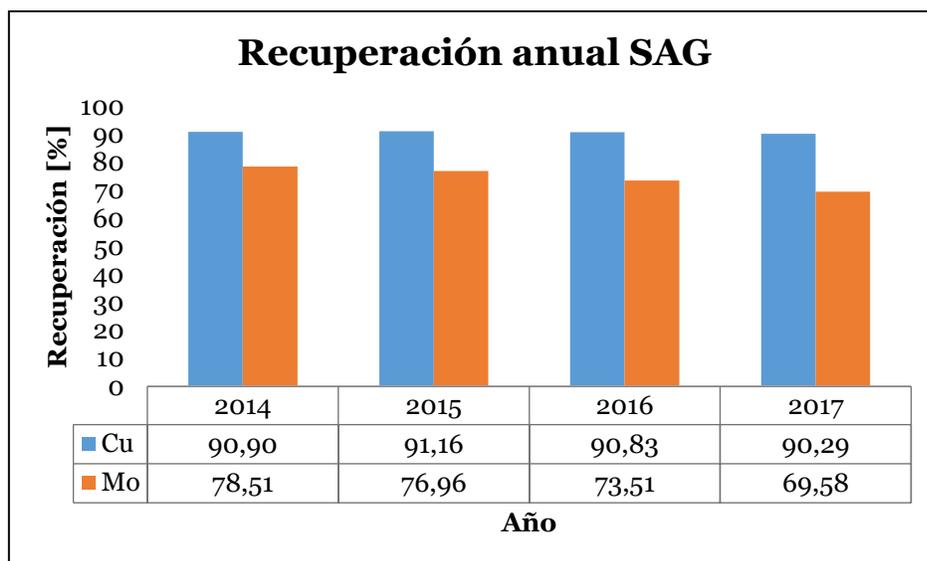


Gráfico 3.2: Recuperación promedio anual planta SAG.

En cuanto a la recuperación de cobre, el Gráfico 3.2 da cuenta que varía levemente, manteniéndose en el intervalo 90%-91% y en descenso a partir del 2015. En el caso contrario, la recuperación de molibdeno varía en una mayor proporción, disminuyendo cada año en: 1,5 puntos el 2015, 3,5 puntos el 2016 y 4 puntos el 2017.

Con respecto a las leyes de cabeza de la planta SAG, se observa una disminución sostenida de la ley de cobre y molibdeno a contar del 2015. De la misma forma, hay una disminución de la ley de cobre y molibdeno en el concentrado final SAG.

Finalmente, a partir del Gráfico 3.3 se aprecia que el tamaño característico del producto de molienda, P₈₀, manifiesta un notorio ascenso. Entre el año 2014 y 2017 hay 34,5 μm de diferencia.

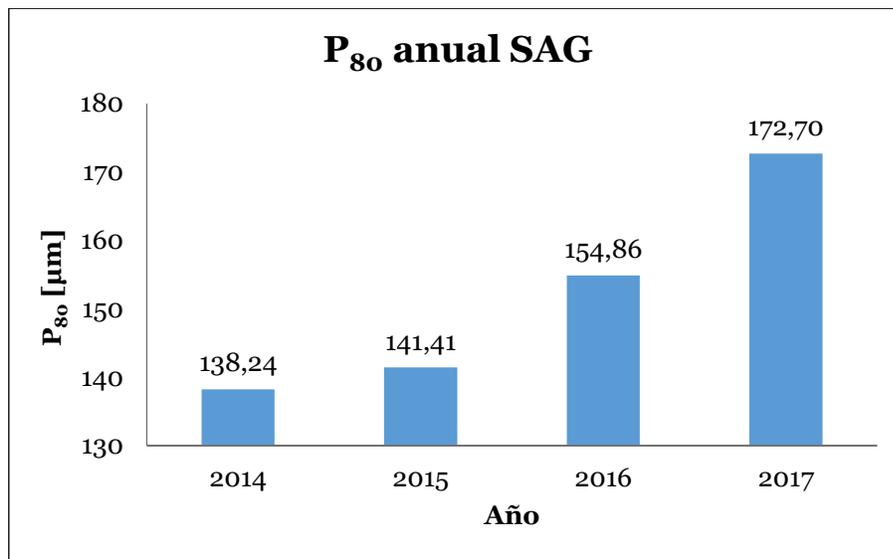


Gráfico 3.3: P₈₀ promedio anual molienda SAG.

3.2 Análisis estadístico diario

Se evalúan los mismos datos que en caso anterior y se utilizan gráficos de caja e histogramas como herramientas de análisis.

La primera observación es con respecto a la recuperación El gráfico de caja para el cobre muestra que el 50% de los valores se encuentra en el intervalo de recuperación 90%-92%, con media 90,86%. Gran parte del 50% restante de los datos oscila entre el extremo inferior (87%) y el primer cuartil y entre el tercer cuartil y el extremo superior (94%). La moda es 91%. Los valores de recuperación de cobre fuera de los bigotes son escasos en la operación.

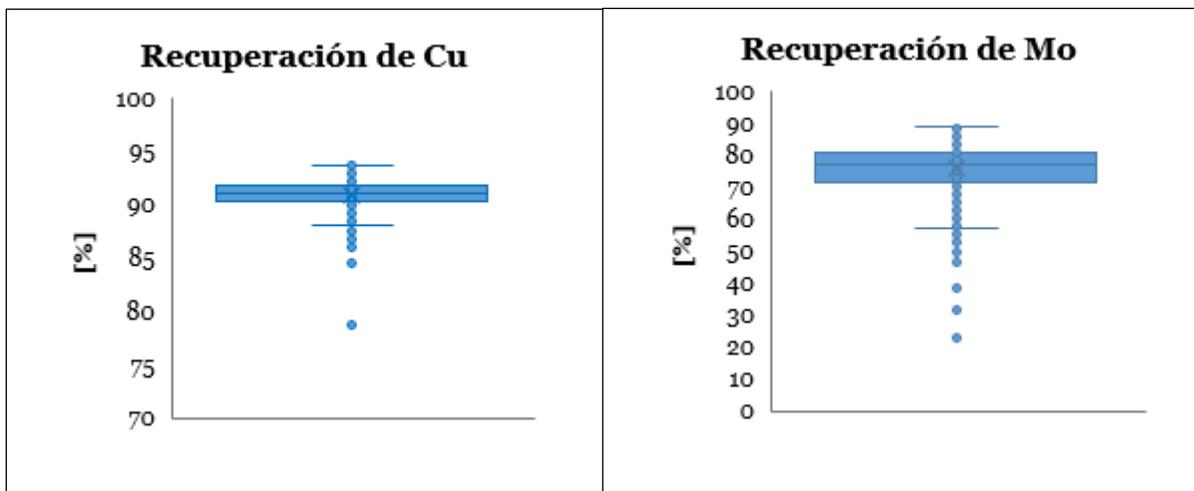


Gráfico 3.4: Box-plot recuperación diaria planta SAG.

En cambio, en el gráfico de caja para el molibdeno se observa una mayor dispersión en los valores de recuperación. En efecto, la mitad de los datos de recuperación puede oscilar entre el 70% y el 80%. Además, la distribución posee un sesgo levemente negativo. La media es 75% y la moda 79%.

Por otro lado, el Gráfico 3.5 corresponde al box-plot del P_{80} diario del producto de molienda SAG-bolas. Para todo el periodo evaluado se tiene un valor medio de 149 μm y moda 142 μm , con extremo inferior 110 μm y extremo superior 185 μm . La mitad de los datos se concentran en el intervalo 138-158 μm .

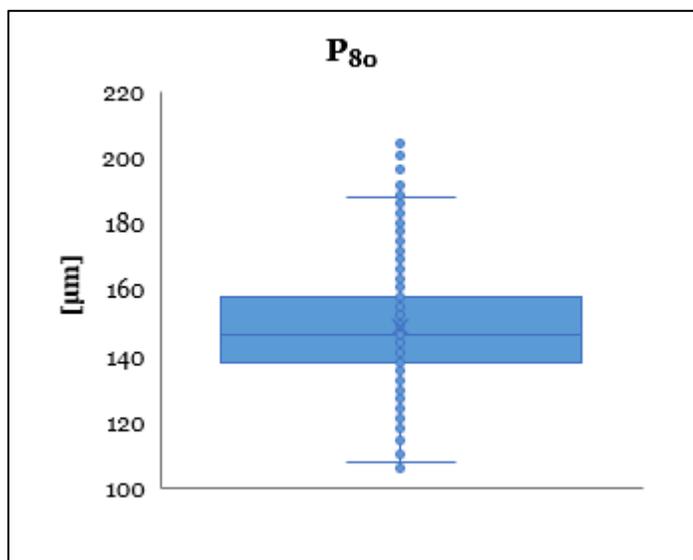


Gráfico 3.5: Box-plot P_{80} diario molienda SAG.

Además, es importante notar el incremento del tamaño de partícula en la granulometría de molienda durante el año 2017, debido al cambio en la estrategia de operación de recirculación de pebbles:

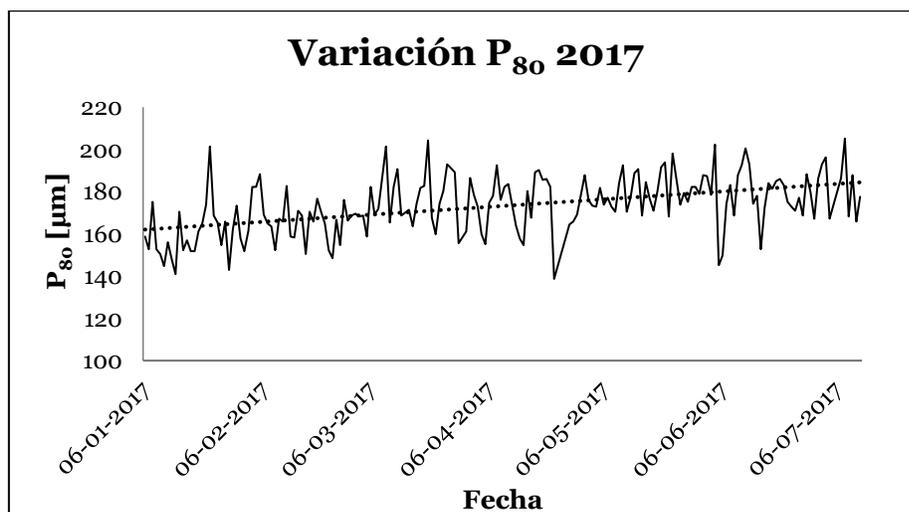


Gráfico 3.6: Incremento de la granulometría del producto de molienda SAG durante el año 2017.

En términos generales, el cambio en la distribución del tamaño de partículas en los años 2016 y 2017 se observa en los siguientes histogramas:

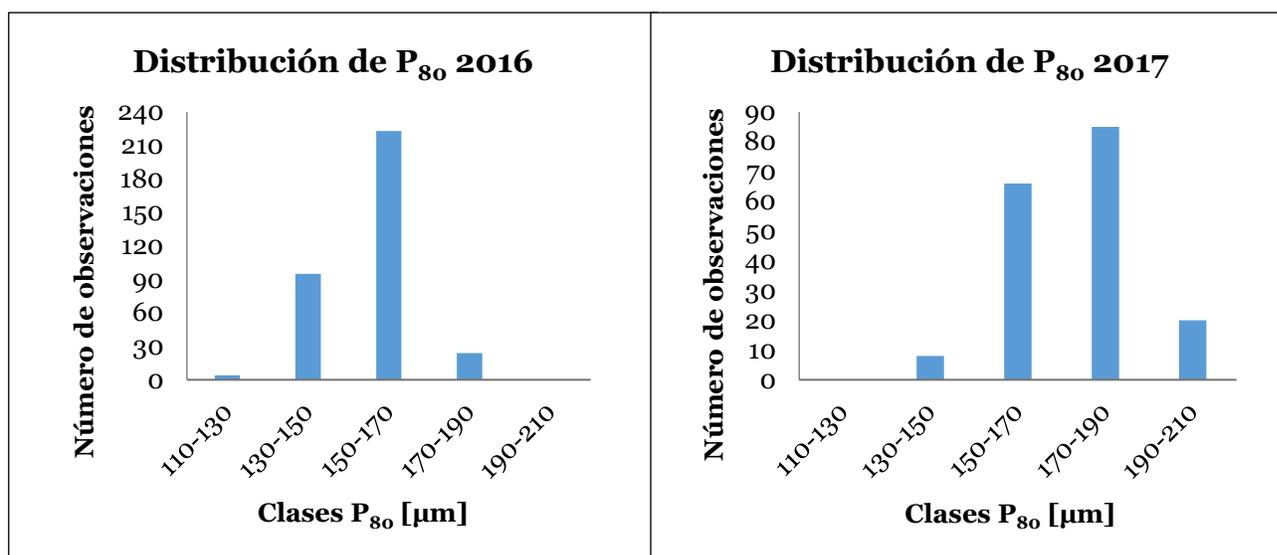


Gráfico 3.7: Histogramas de distribución de P₈₀ SAG.

En el año 2016, para un total de 346 datos, el 27% de los valores se ubica en la clase 130-150 μm y el 64% en la clase 150-170 μm. En el año 2017, de un total de 179 datos registrados, el 37% de los valores se encuentra en la clase 150-170 μm, el 47% en la clase 170-190 μm y el 11% en la clase 190-210 μm.

Esta nueva situación de la planta SAG ha significado un incremento del promedio del P₈₀ de 155 μm (2016) a 173 μm (2017) y la tendencia es que esta variable siga en alza, ya que con el fin de aumentar y sostener el tratamiento de la planta SAG se implementarán otras medidas de operación.

Por lo tanto, es de suma importancia determinar el efecto del impacto de la variación de la granulometría de molienda, sobre todo en el proceso de flotación, con el fin de decidir si conviene o no seguir aumentando el tamaño de la granulometría de molienda, ya que no necesariamente mente optimiza esta etapa. Además, el aumento del procesamiento junto con el aumento de la granulometría SAG podría significar un fuerte impacto en el plan presupuesto 2018 de las plantas concentradoras.

3.2.1 Eventos operacionales

Con el fin de identificar los principales eventos operacionales, ocurridos en el periodo enero 2014 y julio 2017, se utiliza la misma base de datos anterior considerando solo el tonelaje. En este caso no se filtran los datos de tonelaje para distinguir aquellos días en los que planta no operó.

Los datos recopilados se señalan en el Gráfico 3.8. La capacidad de procesamiento máxima alcanzada es de 89.000 tpd, mientras que la mínima es igual a cero. El promedio del tonelaje tratado es 73.000 tpd. Dado que se aprecian zonas de baja capacidad, definiendo como periodo crítico aquel periodo comprendido por 3 o más días bajo 60.000 toneladas tratadas (línea punteada del Gráfico 3.8), se identifican 23 periodos críticos, los cuales se

señalan en la Tabla F.1, Anexo 0. Estos periodos suman un total de 108 días y corresponden al 8,4% del total de días evaluados. Generalmente estos periodos se deben a ocasiones en las cuales se detuvo un molino o bien, solo operó una de las dos líneas de molienda SAG.

Los días más extremos son aquellos en los cuales la línea SAG no trató material. Se identifican 13 días sin operación. El motivo del evento se señala en la Tabla 3.1.

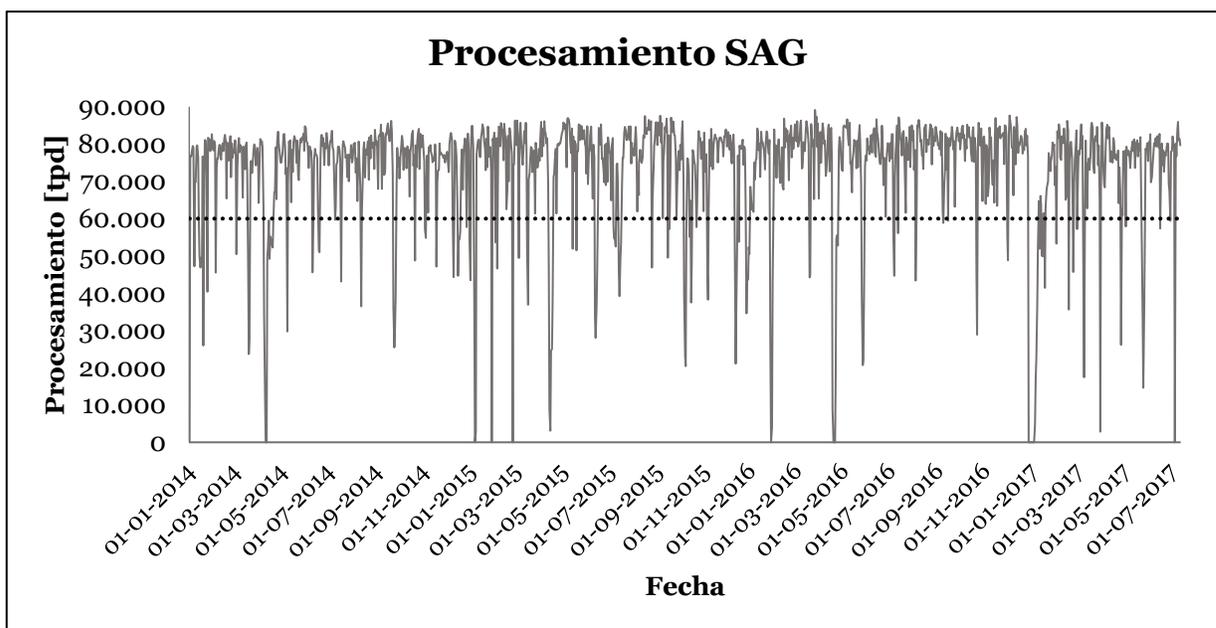


Gráfico 3.8: Procesamiento diario planta SAG.

Tabla 3.1: Días sin operación planta SAG.

Fecha	Motivo
10-04-2014	Mantenición/cambio revestimiento de molinos
07-01-2015	Mantenición/cambio revestimiento de molinos
27-01-2016	Mantenición/cambio revestimiento de molinos
17-04-2016	Mantenición/cambio revestimiento de molinos
18-04-2016	Mantenición/cambio revestimiento de molinos
19-04-2016	Mantenición/cambio revestimiento de molinos
27-12-2016	Mantenición general de la planta
28-12-2016	Mantenición general de la planta
29-12-2016	Mantenición general de la planta
30-12-2016	Mantenición general de la planta
31-12-2016	Mantenición general de la planta
01-01-2017	Detención anual de los molinos
05-07-2017	Cambio revestimiento molinos SAG

Por último, otra observación es en la distribución granulométrica de la cabeza al circuito de molienda. A partir de los datos revisados se elaboran las siguientes curvas granulométricas (Ilustración 3.1), tomado el promedio de las fracciones acumuladas bajo tamaño. Al graficar el logaritmo del tamaño, se observan zonas lineales en la distribución,

por lo que se puede expresar el tamaño característico mediante interpolaciones lineales logarítmicas como aproximaciones locales. A partir de estas aproximaciones, se tiene que el F_{80} para la línea SAG 1 es de 126,47 mm y para la línea SAG 2 es de 108,97 mm, promediando un F_{80} de 117,72 mm. Cabe señalar que, para el periodo evaluado, la distribución granulométrica en la cabeza de molienda varía muy poco.

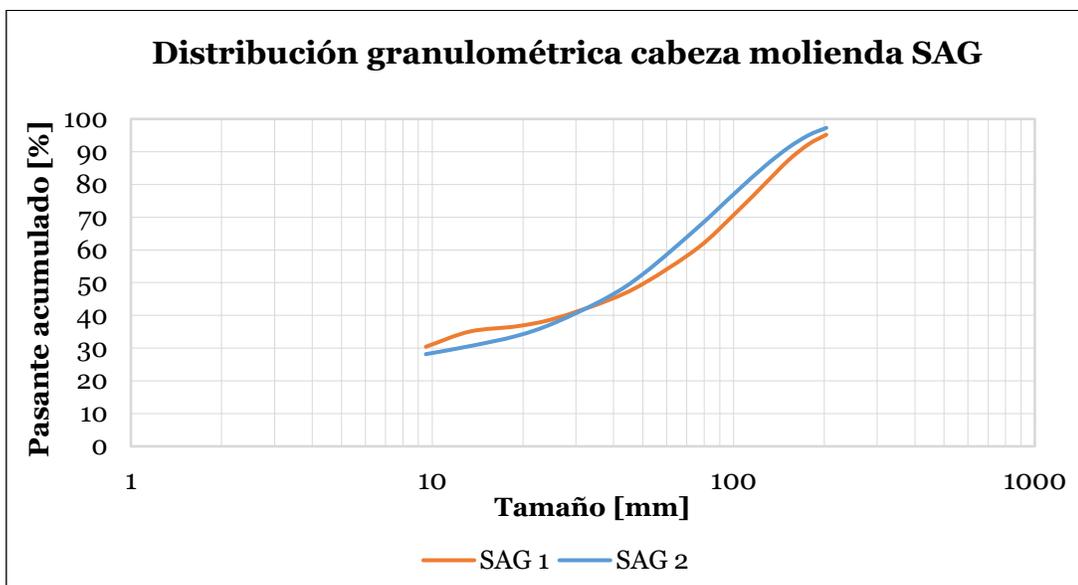


Ilustración 3.1: Distribución granulométrica de cabeza línea de molienda SAG.

3.3 Benchmarking

De modo de comparar otras plantas con tecnología SAG, se realiza un benchmarking operacional considerando características de la Tabla 3.2. Cabe señalar que, por términos de confidencialidad, los nombres reales de las plantas han sido omitidos. Además, la sigla N.I hace referencia a datos no informados. Se aprecia que el resto de las plantas procesan un mayor tonelaje obteniendo un producto de molienda SAG de mayor tamaño.

Tabla 3.2: Benchmarking operacional.

Característica	Planta SAG 2016	Planta A		Planta B
		Línea 1 y 2	Línea 3	
TPD	73.000,0	130.000,0		110.000,0
N° Molinos SAG	2,0	2,0	1,0	1,0
N° Molinos de Bolas	4,0	2,0	1,0	2,0
F_{80} [mm]	117,5	N.I	N.I	N.I
P_{80} [μ m]	154,9	200,0		180,0
R Cu [%]	90,4	N.I	N.I	89,5

4. Diseño experimental

El diseño experimental se basa en un conjunto de pruebas en donde se cambia a propósito la granulometría del producto de molienda con el fin de observar e identificar cuantitativamente los cambios en la recuperación de flotación rougher.

Las etapas del diseño experimental se detallan a continuación:

- Reconocimiento y planteamiento del problema: Descubrir lo que ocurre bajo nuevas condiciones de P_{80} .
- Selección de los escenarios de estudio.
- Plan de pruebas: Definición del tipo y cantidad de pruebas, número de réplicas y orden de las pruebas. También incluye la preparación de las muestras.
- Realización del experimento: Pruebas a escala de laboratorio monitoreadas en todo instante para que todo salga como lo planeado. Además, se realizan pruebas de ensayo para practicar la técnica de los experimentos.

4.1 Escenarios de estudio

En conjunto con la Superintendencia de Ingeniería de Procesos, se ha establecido el siguiente criterio de muestras:

- Las muestras en estudio provienen de los sectores productivos Esmeralda y Reservas Norte, los cuales aportan el 77% de la alimentación a la planta SAG.
- Se analiza sólo la zona de calidad estándar, debido a su principal aporte en la alimentación a la planta.
- A partir de estas muestras, se realizan mezclas de los sectores productivos en las siguientes proporciones (Reno/Esm): 40%/60%, 50%/50% y 60%/40%. Con el fin de representar lo más aproximadamente posible la alimentación a la planta SAG.

Además, se ha definido el siguiente rango granulométrico de estudio: 120, 140, 160, 180, 200 y 220 [μm]. De este modo, se tienen 18 escenarios de estudio, los cuales son precisados a continuación:

Tabla 4.1: Escenarios de estudio.

Reno/Esm \ P_{80} [μm]	120	140	160	180	200	220
40%/60%	A.1	A.2	A.3	A.4	A.5	A.6
60%/40%	B.1	B.2	B.3	B.4	B.5	B.6
50%/50%	C.1	C.2	C.3	C.4	C.5	C.6

4.2 Pruebas de laboratorio

Se realizan principalmente pruebas de molienda batch y flotación colectiva rougher. Los equipos, herramientas, materiales y metodología de desarrollo de cada una se establecen en los próximos subcapítulos.

4.2.1 Test de molienda batch

Previo a comenzar a realizar la prueba, es necesario tener en cuenta los riesgos asociados a la actividad, así como los elementos de protección personal y otras medidas de seguridad, indicados en el Anexo G.

4.2.1.1 Equipos, herramientas y materiales

Para el desarrollo de esta prueba se utilizan los siguientes equipos, herramientas y materiales:

- Molino estándar de acero con 8,75” de largo y 6,75” de diámetro.
- 10 kg de bolas de acero de 1” de diámetro (aproximadamente 128 bolas).
- Sistema mecánico de rodillos motorizado con caja acústica.
- Mineral chancado -10#.
- Chute de vaciado de bolas.
- Goma anti-ruido vaciado de bolas.
- Reloj controlador de tiempo de molienda.
- Botonera de partida y parada.
- Brazo neumático de levante del molino.
- Balanza de precisión.
- Vaso plástico de 100 [cc].
- Probeta graduada de 500 [cc].
- Probeta graduada de 2000 [cc].
- Piseta plástica de 500 [cc].
- 2 micro-pipetas.
- 50 [g] de cal.
- 40 [g/ton] de colector principal (D101).
- 15 [g/ton] de diésel oil.
- 2300 [cc] de agua potable.

4.2.1.2 Desarrollo de la actividad

Para realizar el test de molienda batch se procede como sigue:

- i. Revisar la pauta de trabajo con el jefe de laboratorio.
- ii. Revisar que se cumplan las normas de seguridad. Realizar el “Análisis de Riesgos de la Tarea” antes de iniciar la actividad.
- iii. Revisar y ajustar el peso y número de bolas del molino.
- iv. Masar 1 [kg] de mineral en la balanza de precisión.

- v. Cargar el molino con el mineral y agregarle 500 [cc] de agua para moler a un porcentaje de sólidos de 67% aproximadamente.
- vi. Si luego de la molienda se realiza una flotación colectiva rougher, agregar los reactivos cal, colector principal y diésel
- vii. Tapar y asegurar la tapa del molino usando el perno pasador y mariposa de apriete manual.
- viii. Inspeccionar el brazo de levante mediante la lista de chequeo y el plan de izaje. Retirar el candado de seguridad, poner en funcionamiento el compresor de aire hasta que alcance una presión de 85-90 [psi], verificando que la llave de paso de aire se encuentre cerrada.
- ix. Colocar el molino sobre los rodillos con el brazo de levante, bajar la tapa de la caja aislante de ruidos y colocar el candado de seguridad.
- x. Moler la muestra por el tiempo preestablecido, ajustando el reloj controlador.
- xi. Instalar el chute de vaciado y vasija de recepción de la muestra molida (bandeja o celda de flotación, según sea el caso).
- xii. Terminado el tiempo de molienda, abrir la caja aislante de ruidos, sacar el molino con el brazo de levante y abrir la tapa.
- xiii. Vaciar la pulpa y las bolas en el chute de vaciado, removiendo con la piseta el material adherido a las paredes del molino y las bolas. Si se usa una celda de flotación, no se debe sobrepasar el volumen requerido para un porcentaje de sólidos aproximado de 33%. En este caso, se ocupan 1.743 [cc] de agua.
- xiv. Colocar la goma anti-ruido en el interior del molino y vaciar la carga de bolas. En este paso termina la secuencia de molienda y se debe volver al punto iv para un nuevo test.
- xv. Al término o interrupción del trabajo, des-energizar el equipo y colocar el candado de seguridad. Dejar el molino con carga de bolas y agua potable, para reducir el efecto de oxidación de carga de bolas. También se debe cerrar la llave de paso de aire del brazo de levante y apagar el compresor. Colocar el candado de seguridad para impedir el uso por personal no autorizado.
- xvi. Limpiar y ordenar el área de trabajo y materiales.

4.2.2 Test de flotación colectiva rougher

Análogamente al test de molienda batch, antes de ejecutar la prueba, es necesario notar los riesgos asociados a la actividad, así como los elementos de protección personal y otras medidas de seguridad (Anexo G).

4.2.2.1 Equipos, herramientas y materiales

Los equipos, herramientas y materiales necesarios para el desarrollo de este test son:

- Máquina de flotación de laboratorio.
- Celda de flotación Wemco 2,6 [lt].
- Tacómetro cuenta rpm.
- Micro-jeringas de precisión.
- Medidor de pH (pH metro).
- Medidor de potencial óxido-reducción.
- Agitador mecánico.

- 2 micro-pipetas.
- Paleta.
- 10 [g/ton] de colector secundario (xantato XIPS).
- 12 [g/ton] de espumante (mezcla F-810/MIBC/F-1012).
- Cal (lo suficiente hasta alcanzar un pH=9,5).
- Bandejas metálicas para la recepción de concentrado y relave.
- Filtro de laboratorio.
- Secador de laboratorio.
- Agua potable.

4.2.2.2 Desarrollo de la actividad

Los pasos para realizar el test de flotación colectiva se detallan a continuación:

- i. Revisar la pauta de trabajo con el Jefe de Laboratorio.
- ii. Revisar que se cumplan las normas de seguridad y realizar el “Análisis de Riesgos de la Tarea”.
- iii. Ubicar la celda de flotación con la pulpa en la máquina de flotación. Medir el pH y potencial redox de la pulpa. En caso de ser necesario agregar cal.
- iv. Ajustar las condiciones de operación de la máquina de flotación: 1140 [rpm] de agitación y 10-11 [lt/min] de flujo de aire.
- v. Agregar a la celda con reactivos colector secundario y espumante y acondicionar durante 30 segundos.
- vi. Realizar el test de flotación colectiva durante 16 minutos, con remoción de concentrado cada 10 segundos, mediante paleteo manual.
- vii. Recibir el concentrado en una bandeja previamente identificada.
- viii. Medir el pH y el potencial redox al final del test.
- ix. Traspasar el relave desde la celda a una bandeja previamente identificada.
- x. Filtrar, secar y embolsar las muestras (concentrado y relave) para enviar a análisis químico.
- xi. Desconectar los equipos utilizados.
- xii. Limpiar y ordenar el área de trabajo y materiales usados.

4.3 Preparación del mineral

Se tienen 4 muestras iniciales divididas en dos grupos de dos muestras cada una, especificadas en la Tabla 4.2.

Estas muestras provienen directamente de los sectores productivos señalados y poseen un D_{80} aproximado de 2” (5,08 cm). Para llevar a cabo las pruebas de molienda y flotación se requieren muestras 100% -10# de 1 kg, las cuales se obtienen según la siguiente metodología.

Tabla 4.2: Muestra especial “zona calidad de mineral”.

Grupo	Muestra	Fecha	Kilos	Sector	Zona	Total kilos
1	Muestra A	22-05-2017	25	Reno	Estándar	50
	Muestra B					
2	Muestra C	19-05-2017	25	Esmeralda	Estándar	50
	Muestra D					

4.3.1 Protocolo de muestreo

Para las muestras A y B:

- i. Realizar reducción primaria en un chancador de mandíbulas hasta 1/2” (1,27 cm).
- ii. Harnear el producto de reducción primaria en un harnero vibratorio de 10# (0,2 cm) y separar el bajotamaño.
- iii. Reducción secundaria del sobretamaño en un chancador de rodillos, se chanca hasta que todo el material esté -10#, para ello se vuelve a harnear el producto del chancado secundario.
- iv. Homogenizar la muestra A chancada con la muestra B chancada mediante roleo.
- v. Generar una muestra compuesta AB de 40 kg.
- vi. Cortar en un riffle la muestra AB y formar las submuestras AB₁ y AB₂ de 20 kg cada una.
- vii. Cortar la muestra AB₁/AB₂ en un cortador rotatorio y generar subfracciones de 2 kg.
- viii. Escoger de manera intercalada 5 bandejas del cortador y formar la submuestra AB₃/ AB₅ de 10 kg, homogenizar mediante roleo. Con las bandejas restantes formar la submuestra AB₄/ AB₆ de 10 kg, homogenizar mediante roleo.
- ix. Cortar la muestra AB₃/AB₅ en el cortador giratorio y generar 10 muestras finales de 1 kg.
- x. Cortar la muestra AB₄/AB₆ en el cortador rotatorio y generar 10 muestras finales de 1 kg.

Cabe señalar que durante este proceso existen pérdidas significativas de material, aproximadamente 2 kg por muestra inicial. El material sobrante se cataloga y se almacena.

El proceso de reducción de tamaño y de formación de submuestras para las muestras C y D es análogo. El esquema de la Ilustración 4.1 representa el proceso descrito anteriormente.

En total se tienen 40 subfracciones de 1 kg del sector productivo Reno (R₁-R₄₀) y 40 muestras de 1 kg del sector productivo Esmeralda (E₁-E₄₀). No obstante, el escenario de estudio comprende las mezclas de los sectores productivos señaladas en la Tabla 4.1: 40%/60%, 50%/50% y 60%/40% (Reno/Esm). Con la finalidad de generar las subfracciones finales se procede como sigue.

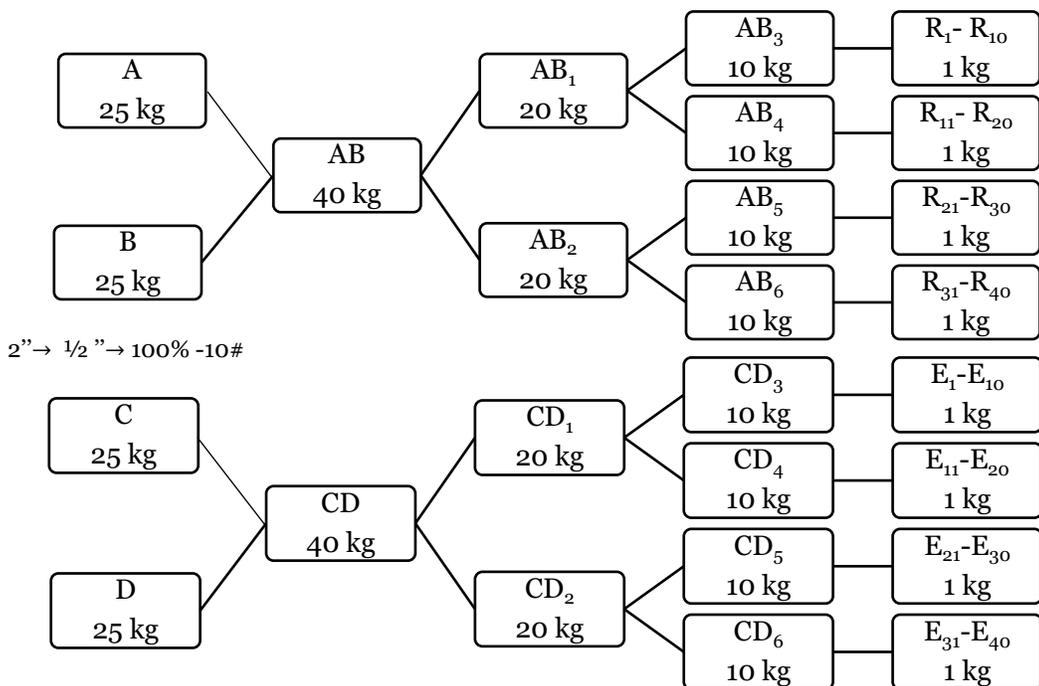


Ilustración 4.1: Metodología de preparación de muestras de 1 kg.

4.3.2 Generación de compuestos de estudio

4.3.2.1 Compuestos 40%/60% y 60%/40%

- i. Se utiliza las muestras R_1 a la R_{26} y E_1 a la E_{26} .
- ii. Cortar cada muestra de 1 kg en un cortador rotatorio y obtener 10 subfracciones de 100 g.
- iii. Escoger de manera intercalada 6 bandejas del cortador y formar una muestra de 600 g. Juntar las bandejas restantes para formar una muestra de 400 g.
- iv. Homogenizar mediante roleo.
- v. Juntar la muestra R_i de 400 g con la muestra E_i de 600 g. Completar 26 muestras RE en la proporción 40%/60%. Con $i=1, 2, \dots, 26$. Homogenizar.
- vi. Juntar la muestra R_i de 600 gr con la muestra E_i de 400 g. Completar 26 muestras RE en la proporción 60%/40%. Con $i=1, 2, \dots, 26$. Homogenizar.

4.3.2.2 Compuestos 50%/50%

- i. Se utilizan las muestras R_{27} a la R_{39} y E_{26} a la E_{39} .
- ii. Cortar cada muestra de 1 kg en un cortador rotatorio y obtener 10 subfracciones de 100 g.
- iii. Escoger de manera intercalada 5 bandejas del cortador y formar una muestra de 500 g. Juntar las bandejas restantes para formar una muestra de 500 g.
- iv. Homogenizar mediante roleo.
- v. Juntar la muestra R_i de 500 g con la muestra E_i de 500 g. Con $i=27, 28, \dots, 39$.

En resumen, se elaboran 26 muestras de cada compuesto.

4.4 Plan de pruebas

Se divide el plan de pruebas en tres etapas, las cuales se llevan a cabo en el laboratorio metalúrgico de la División El Teniente.

4.4.1 Cinética de molienda

El tiempo de molienda para obtener un producto con una granulometría definida se establece experimentalmente a partir de pruebas de cinética de molienda. Para ello, se toma en cuenta 5 tiempos de molienda, en base a estudios de calibración de molienda realizados anteriormente para las zonas minerales estudiadas.

El rango de evaluación corresponde al siguiente: 9, 11, 13, 15 y 17 minutos. Es importante señalar que esta prueba se lleva a cabo para cada compuesto, ya que los sectores productivos tienen características propias de mineralogía y moliendabilidad. De esta forma, considerando 5 tiempos de molienda y 3 compuestos de estudio, se efectúa un total de 15 moliendas.

4.4.1.1 Metodología

La cinética de molienda basa su desarrollo en el uso de un molino cargado con bolas como medio de molienda. El producto de molienda se tamiza y luego se obtiene la distribución granulométrica y el P_{80} asociado a los tiempos considerados.

La metodología de la prueba se especifica a continuación:

- i. Cargar el molino con una muestra de 1 kg y moler al tiempo requerido (9, 11, 13, 15 o 17 minutos), siguiendo la metodología señalada en la sección 4.2.1.2.
- ii. Descargar el material cuidadosamente para evitar pérdidas.
- iii. Realizar tamizaje en húmedo (deslame) con una malla 200 según la norma ASTM.
- iv. Secar el sobretamaño durante un día en el secador de laboratorio.
- v. Tamizar el material seco en un Ro-Tap con diferentes mallas, detalladas en la Tabla 2.5.
- vi. Masar el material retenido en cada tamiz.
- vii. Calcular la fracción retenida y la fracción acumulada bajo tamaño según la Ecuación 2.5 y la Ecuación 2.6, respectivamente.
- viii. Graficar el tamaño versus el porcentaje acumulado pasante bajotamaño.
- ix. Obtener del gráfico el P_{80} asociado a cada tiempo de molienda.
- x. Verificar el P_{80} obtenido gráficamente, realizando interpolaciones lineales logarítmicas del tamaño.
- xi. Graficar el tiempo de molienda versus el P_{80} .
- xii. Obtener el tiempo de molienda necesario para los escenarios de estudio.

Los resultados de esta prueba se visualizan en el próximo capítulo. En síntesis, los tiempos requeridos para los escenarios de estudio se detallan en la Tabla 4.3.

Tabla 4.3: Tiempo de molienda.

P₈₀ [μm]	120	140	160	180	200	220
Reno/Esm						
40%/60%	18' 6"	16'	14' 6"	12' 42"	11' 24"	10' 36"
60%/40%	18' 21"	16' 18"	14' 42"	13' 48"	12' 42"	12'
50%/50%	17' 9"	16'	14' 45"	13' 48"	12' 30"	11'

4.4.2 Recuperación rougher

Esta etapa considera pruebas de molienda batch (según los tiempos de la Tabla 4.3) más flotación colectiva rougher, siguiendo el desarrollo de las secciones 4.2.1.2 y 4.2.2.2, respectivamente. El esquema de la Ilustración 4.2 representa esta etapa, la cual tiene por finalidad producir los concentrados y relaves de flotación.

El concentrado es filtrado y secado. Luego se masa en una balanza de precisión y finalmente se genera dos muestras de concentrado usando un cortado riffle. La primera se envía a análisis químico elemental y la segunda se guarda como testigo.

El relave también se filtra y seca. Luego se masa en una balanza de precisión y por último se divide en 10 submuestras, usando un cortador rotatorio. Una muestra se envía a análisis químico elemental, otra muestra se guarda para análisis PMA QEMSCAN a futuro y el resto se guarda como testigo.

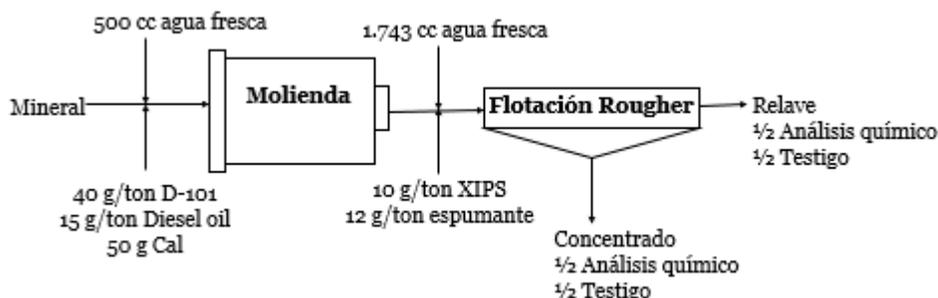


Ilustración 4.2: Esquema prueba de molienda-flotación rougher para muestras Reno/Esmeralda.

Por otro lado, considerando 3 compuestos y 6 tamaños, se tiene 18 pruebas de molienda-flotación. Además, teniendo en cuenta que se debe realizar duplicados, el número total de pruebas asciende a 36.

Finalmente, la recuperación obtenida en cada prueba se determina a partir de los resultados de los análisis químicos y la aplicación de los balances de masa.

4.4.3 Escalamiento de recuperación

Al realizar pruebas a escala de laboratorio existe una gran incertidumbre con respecto a la representatividad de los resultados obtenidos y el comportamiento real de la planta. Con el propósito de disminuir esta variabilidad, se propone la realización de pruebas de flotación batch para muestras de pulpa fresca, es decir, muestras obtenidas directamente de la cabeza de flotación rougher de la planta SAG.

La base del concepto se puede expresar mediante la siguiente relación:

$$R_{\text{planta SAG}}[\%] = (R_{\text{rougher laboratorio}} + B) * A$$

Ecuación 4.1: Escalamiento recuperación rougher de laboratorio.

Dónde

A : Ajuste por recuperación de flotación de limpieza-barrido [%]

B : Ajuste por recuperación de flotación de laboratorio.

La metodología para obtener los concentrados y relaves de flotación es la siguiente:

- i. Agitar constantemente la pulpa para evitar la sedimentación de partículas.
- ii. Colocar 1 lt de pulpa en una probeta tarada, medir la masa y calcular la densidad de pulpa y el porcentaje de sólidos.
- iii. Determinar la cantidad de pulpa a flotar, considerando el volumen de celda.
- iv. Flotar la pulpa siguiendo la metodología de desarrollo de la sección 4.2.2.2, pero omitiendo el paso (v) pues la pulpa ya está acondicionada.
- v. Utilizar como agua de reposición el sobrenadante de las muestras de pulpa fresca, con el fin de no afectar las características de la pulpa a flotar.
- vi. Filtrar y secar el concentrado y relave. Despachar a análisis químico elemental.

Por otro lado, también se realizan pruebas para obtener la granulometría de la muestra. Para ello se procede de la siguiente manera. A la misma muestra utilizada para medir la densidad y el porcentaje de sólidos:

- i. Realizar tamizaje en húmedo (deslame) con una malla 200 según la norma ASTM.
- ii. Secar el sobretamaño durante un día en el secador de laboratorio.
- iii. Disgregar la muestra y tamizar el material seco en un Ro-Tap con diferentes mallas, detalladas en la Tabla 2.5.
- iv. Masar el material retenido en cada tamiz.
- v. Calcular la fracción retenida y la fracción acumulada bajo tamaño según la Ecuación 2.5 y la Ecuación 2.6, respectivamente.
- vi. Determinar el P_{80} .

Estas pruebas se realizan durante tres días consecutivos y en el caso de la flotación también se efectúan duplicados. Es decir, se tiene un total de 6 pruebas de flotación batch.

5. Resultados experimentales

En este capítulo se despliegan los resultados con respecto a las pruebas de laboratorio. Recordar que la notación 40%/60%, 60%/40% y 50%/50% hace referencia a las proporciones de los sectores productivos Reservas Norte/Esmeralda (Reno/Esm).

5.1 Cinética de molienda

El Gráfico 5.1 se construye a partir de las curvas de pasante acumulado versus tamaño, realizadas para diferentes tiempos de molienda. Éstas últimas son anexadas en la Ilustración H.1.

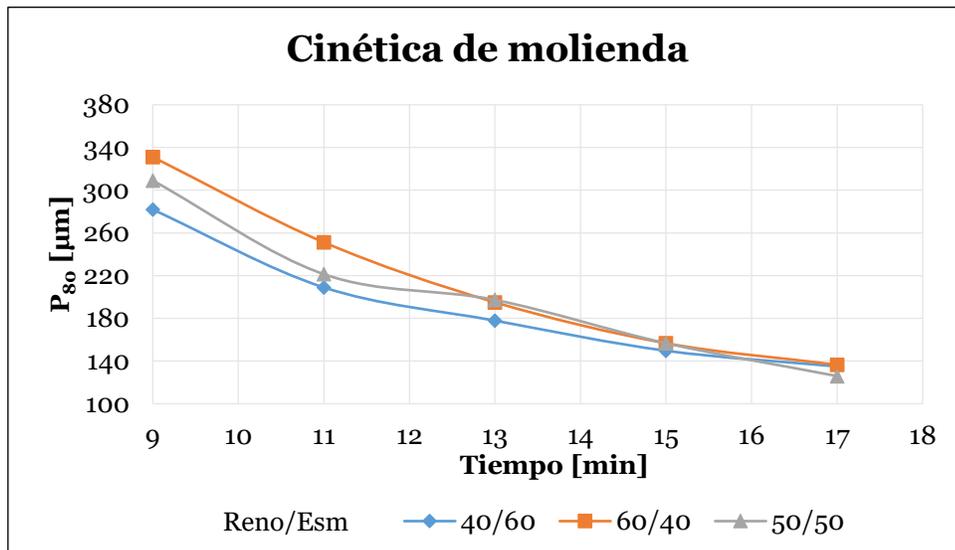


Gráfico 5.1: Cinética de molienda compuestos especiales.

El P_{80} obtenido de las gráficas de pasante acumulado versus tamaño se valida por medio de interpolaciones lineales logarítmicas de la forma:

$$P_{80}[\mu\text{m}] = \frac{x_1 * 10^{(\log(\frac{80}{F_1}) * \log(\frac{x_2}{x_1}))}}{\log(\frac{F_2}{F_1})}$$

Ecuación 5.1: Cálculo del P_{80} por medio del porcentaje acumulado y el tamaño.

Dónde

F_1 : Fracción acumulada bajotamaño tal que $F_1 > 80\%$ [%].

F_2 : Fracción acumulada bajotamaño tal que $F_2 < 80\%$ [%].

x_1 : Tamaño asociado a F_1 [μm].

x_2 : Tamaño asociado a F_2 [μm]

El coeficiente de correlación entre el valor observado y el valor calculado se señala en la Tabla 5.1.

Tabla 5.1: Coeficiente de correlación entre el P₈₀ obtenido gráficamente y el P₈₀ obtenido de la Ecuación 5.1.

Tiempo de molienda	P ₈₀ 40%/60%		P ₈₀ 60%/40%		P ₈₀ 50%/50%	
	Observado	Calculado	Observado	Calculado	Observado	Calculado
9	281,84	282,65	331,13	331,52	309,03	313,22
11	208,93	210,28	251,19	253,29	221,31	221,88
13	177,83	180,63	194,98	196,65	197,24	197,01
15	149,62	148,96	156,68	156,67	156,68	156,64
17	134,90	136,16	136,46	137,24	125,89	127,75
R ²	0,99		0,99		0,99	

Finalmente, dado que la interpolación logarítmica ajusta con una buena correlación, el tiempo de molienda establecido experimentalmente se obtiene del Gráfico 5.1 y es señalado en la Tabla 4.3.

5.2 Recuperación rougher

Las condiciones experimentales de las pruebas de flotación rougher son anexadas en la Tabla I.1.

El primer resultado de estas pruebas son las masas de los concentrados y colas generados, señaladas en la Tabla I.2 del Anexo I. Por otro lado, de los análisis químicos se obtiene la concentración de los elementos Cu, Mo y Fe de los concentrados y colas. El resultado de cada análisis se detalla en la Tabla I.3, Anexo I.

A partir de estos datos, los aspectos que se revisan son los expresados a continuación.

5.2.1 Ley de cabeza y error de pruebas

La primera observación a realizar es en el error porcentual entre la ley de cabeza calculada usando la Ecuación 5.2 (obtenida a partir de Ecuación 2.20 y la Ecuación 2.21) y la ley obtenida directamente del análisis químico de cabezas (Tabla 5.2).

$$l_A[\%] = \frac{G_{SC} * l_C + G_{SR} * l_R}{G_{SC} + G_{SR}}$$

Ecuación 5.2: Ley de cabeza calculada.

Tabla 5.2: Resultados análisis químico de cabezas.

Muestra	Cu total [%]			Mo total [%]			Fe total [%]		
	Análisis químico	Calculado	Error	Análisis químico	Calculado	Error	Análisis químico	Calculado	Error
40%/60%	1,200	1,212	0,964	0,027	0,024	9,558	4,200	3,885	7,509
60%/40%	1,150	1,170	1,779	0,032	0,028	12,096	4,100	3,822	6,774
50%/50%	1,120	1,200	7,174	0,029	0,028	2,204	4,100	3,938	3,943
Promedio	1,157	1,194	3,306	0,029	0,027	7,953	4,133	3,882	6,075

Entre los tres elementos el error promedio es de 5,77%. Este error debe ser informado al laboratorio metalúrgico para decidir si es necesario hacer pruebas en triplicado. En este caso se considera que el error es aceptable (según la experiencia en pruebas de flotación realizadas anteriormente en el laboratorio metalúrgico) y por lo tanto no se requiere triplicar las pruebas.

5.2.2 Leyes de concentrados y colas

Ahora que el error ha sido revisado, por medio de la siguiente figura se procede a la observación de las variaciones de las leyes de concentrado y cola, de acuerdo al P_{80} . Estas variaciones se calculan teniendo en cuenta los resultados de las pruebas iniciales y duplicados, los cuales se reemplazan en la Ecuación 5.3 para obtener una ley total por escenario.

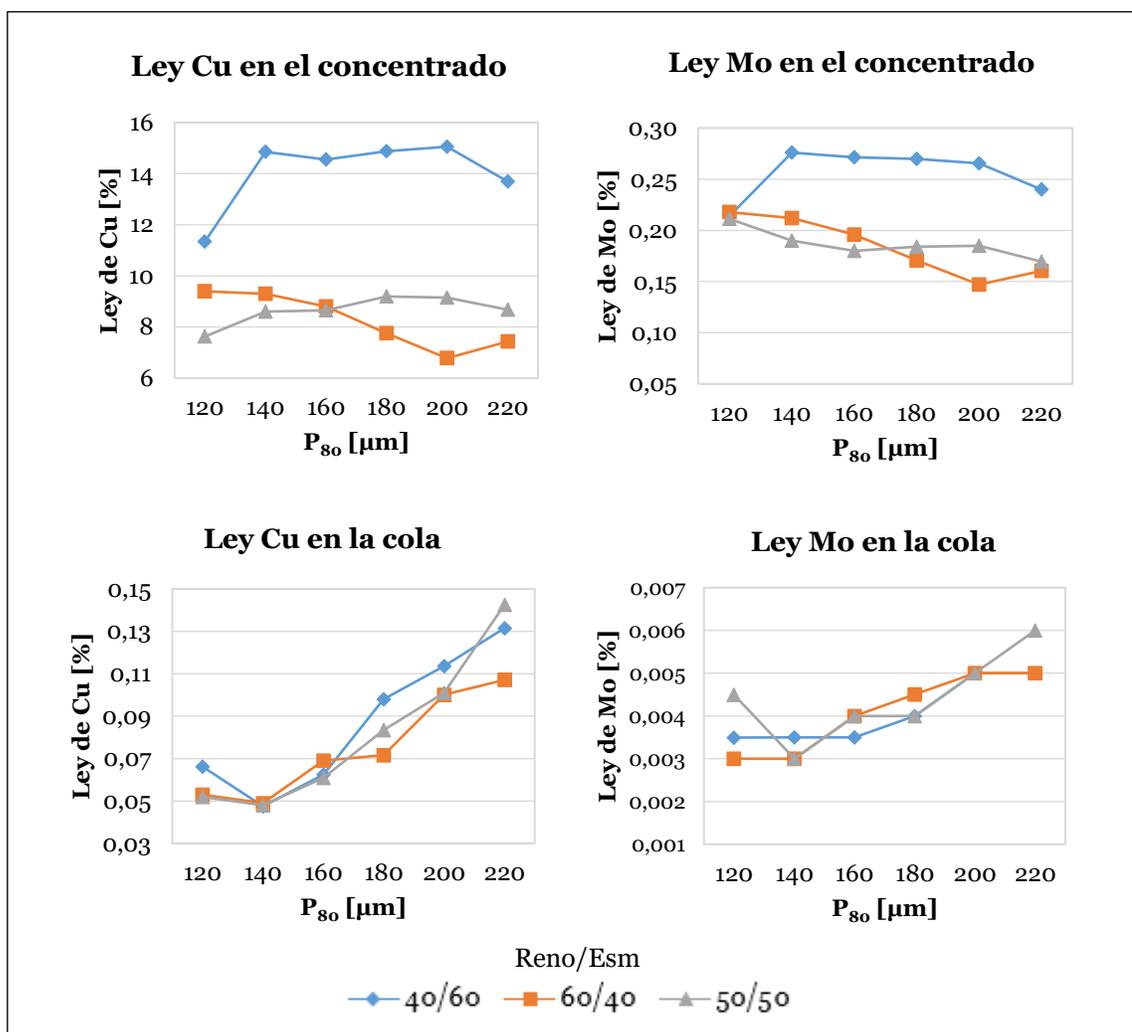


Gráfico 5.2: Variación de las leyes de concentrados y colas.

$$l_{12} = \frac{(G_{S,1} * l_1)_{C,R} + (G_{S,2} * l_2)_{C,R}}{(G_{S,1} + G_{S,2})_{C,R}}$$

Ecuación 5.3: Ley ponderada en el concentrado/relave para cada escenario.

Dónde

$G_{S,1}$: Masa de concentrado (C) o relave (R) de la prueba inicial.

$G_{S,2}$: Masa de concentrado (C) o relave (R) de la prueba en duplicado.

l_1 : Ley del elemento en el concentrado (C) o relave (R) de la prueba inicial.

l_2 : Ley del elemento en el concentrado (C) o relave (R) de la prueba en duplicado.

En los concentrados se observa que las leyes tanto de cobre como molibdeno en los escenarios 40%/60% son bastante mayores. Sin embargo, esta diferencia se asocia a la cantidad de concentrado generado: en el primer punto (120 μm) las masas de concentrado fueron similares en cada mezcla, pero en los puntos restantes las diferencias entre las masas de concentrado son mayores. Por ejemplo, en el caso del punto 2 (140 μm) se tiene un concentrado de 80 g en la mezcla 40%/60%, versus concentrados de 118 g y 135 g para las mezclas 60%/40% y 50%/50%, respectivamente.

Por otra parte, la mejor ley de cobre en los escenarios 60%/ 40% y 60%/40% se da a un P_{80} de 140 μm , mientras que en el escenario 50%/50% se da a un P_{80} de 180 μm . Para el molibdeno la ley más alta se alcanza a un P_{80} de 140 μm en los tres casos.

En general, la ley de las especies valiosas en el concentrado tiende a disminuir a medida que aumenta el P_{80} . Al aumentar en 20 μm el P_{80} , la ley en el concentrado va disminuyendo aproximadamente en 0,7 puntos en el caso del cobre y en 0,017 puntos en el caso del molibdeno.

Ahora bien, en cuanto a las colas generadas, se presentan leves diferencias entre las leyes, pues las colas tienen masas más grandes (aproximadamente 90% de la masa total alimentada). La menor pérdida se genera a un P_{80} de 140 μm para todos los escenarios.

Finalmente, a medida que aumenta el P_{80} también lo hace la concentración de las especies de interés en el relave. En efecto, al aumentar el P_{80} en 20 μm , la ley de cobre en la cola va aumentando en 0,018 puntos mientras que la ley de molibdeno lo hace en 0,0005 puntos.

5.2.3 Recuperación

Para el cálculo de la recuperación rougher de cada caso se requiere, en primer lugar, calcular el peso asociado de acuerdo con:

$$Y[\%] = \frac{G_{SC}}{G_{SA}} = \frac{(G_{S,1} + G_{S,2})_C}{(G_{S,1} + G_{S,2})_C + (G_{S,1} + G_{S,2})_R} * 100$$

Ecuación 5.4: Peso por escenario.

Dónde

$G_{S,1}$: Masa de concentrado (C) o relave (R) de la prueba inicial.

$G_{S,2}$: Masa de concentrado (C) o relave (R) de la prueba en duplicado.

Luego, reemplazando los valores de la Ecuación 5.3 y la Ecuación 5.4 en la Ecuación 5.5, se obtiene la recuperación rougher. Los resultados se señalan en la Tabla I.4 del Anexo I.

$$R_{rougher}[\%] = \frac{(I_{12})_C * Y}{(I_{12})_C * Y + (I_{12})_R * (100 - Y)} * 100$$

Ecuación 5.5: Recuperación rougher ponderada para cada escenario.

La mejor manera de apreciar este resultado es a través de las siguientes gráficas:

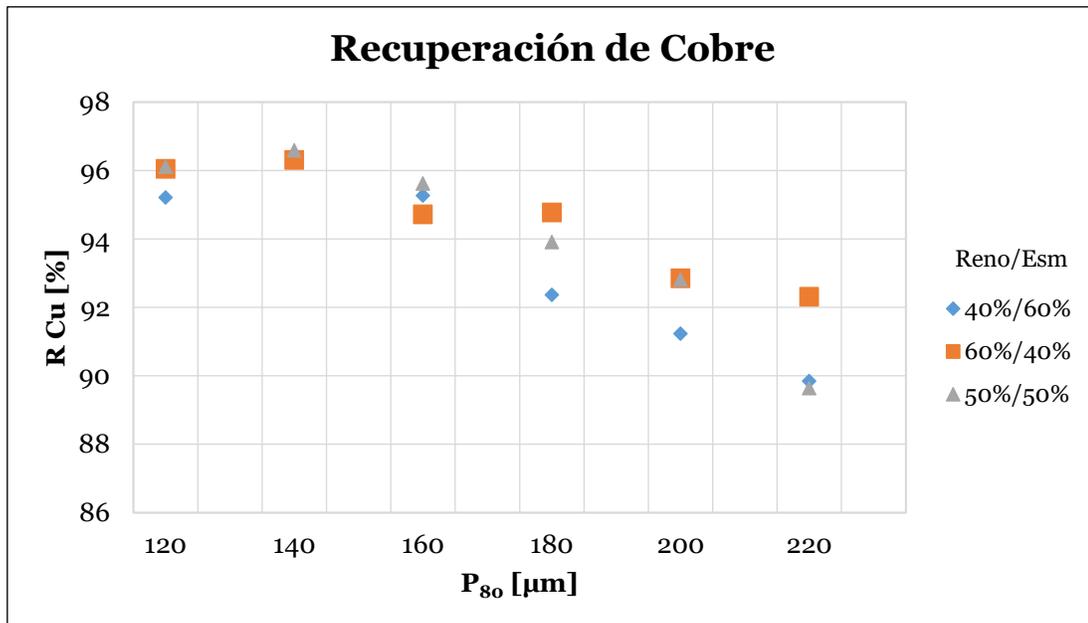


Gráfico 5.3: Recuperación rougher de cobre versus P80.

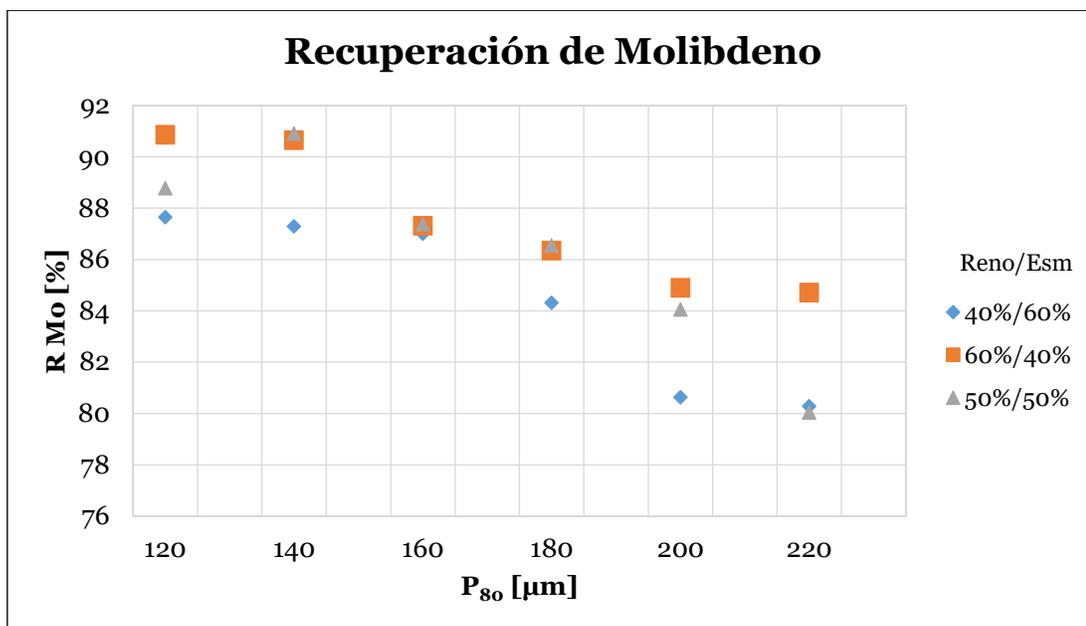


Gráfico 5.4: Recuperación rougher de molibdeno versus P₈₀.

En la gráfica de recuperación de cobre versus P₈₀ se observa que pasar del escenario granulométrico planificado (140 µm) al escenario granulométrico actual (aproximadamente 180 µm) podría ocasionar un descenso de la recuperación entre 1,5 puntos en el caso más favorable y 4,1 puntos en el caso menos favorable.

Asimismo, en la gráfica de recuperación de molibdeno versus P₈₀ se observa que cambiar de escenario granulométrico podría provocar la disminución de la recuperación entre 3 y 4,4 puntos.

Es decir, hay un impacto importante del efecto de la granulometría de molienda en la recuperación rougher.

5.3 Escalamiento de resultados

Durante tres días consecutivos se realizan pruebas de flotación y granulometría a pulpa fresca de cabeza rougher. Las muestras provienen de un muestreo puntual en las fechas y horarios indicados a continuación:

Tabla 5.3: Fecha y hora de muestreo.

Fecha	Hora toma de muestra
10-jul	10:30
11-jul	15:00
12-jul	10:30

Las características de las pulpas en estudio son especificadas en la Tabla 5.4.

Tabla 5.4: Características muestras de cabeza fresca rougher.

Característica	10-jul	11-jul	12-jul
Densidad [g/cc]	1,39	1,40	1,39
C _p [%]	43,99	44,17	43,39
Masa pulpa flotación [gr]	3.625,18	3.631,16	3.605,68
Masa pulpa granulometría [gr]	4.183,90	4.181,90	4.221,40

5.3.1 Flotación

En total se llevan a cabo 6 pruebas de flotación (dos cada día). Las condiciones experimentales son anexadas en la Tabla J.1.

Análogamente a los resultados de las pruebas de flotación de los compuestos especiales, se obtienen las masas, así como las de leyes los elementos Cu, Mo y Fe de los productos de flotación. Estos valores se han adjuntado en la Tabla J.2.

A partir de esta información, se determina el error porcentual asociado a la ley de cabeza calculada (aplicando la Ecuación 5.2) versus la ley de cabeza analizada químicamente:

Tabla 5.5: Resultados análisis químico de cabeza fresca rougher.

Fecha	Cu total [%]			Mo total [%]			Fe total [%]		
	Análisis químico	Calculado	Error	Análisis químico	Calculado	Error	Análisis químico	Calculado	Error
10-jul	1,020	1,319	29,273	0,023	0,027	19,032	4,800	4,634	3,465
11-jul	1,060	1,343	26,685	0,025	0,029	15,030	4,600	4,594	0,128
12-jul	0,960	1,294	34,794	0,022	0,025	13,607	4,700	4,663	0,786

En promedio se tiene un error porcentual del 15%. El mayor error se da en las leyes de cobre.

Luego, se calcula la ley ponderada entre la prueba original y en duplicado (Ecuación 5.3) así como el peso asociado (Ecuación 5.4). Finalmente se determina la recuperación por medio de la Ecuación 5.5. Estos resultados son señalados en la Tabla J.3, Anexo J.

5.3.2 Análisis granulométrico

En el Gráfico 5.5 se visualiza la distribución granulométrica de las muestras tratadas. En resumen, el P₈₀ y la recuperación asociada en la fecha evaluada se detalla en la Tabla 5.6.

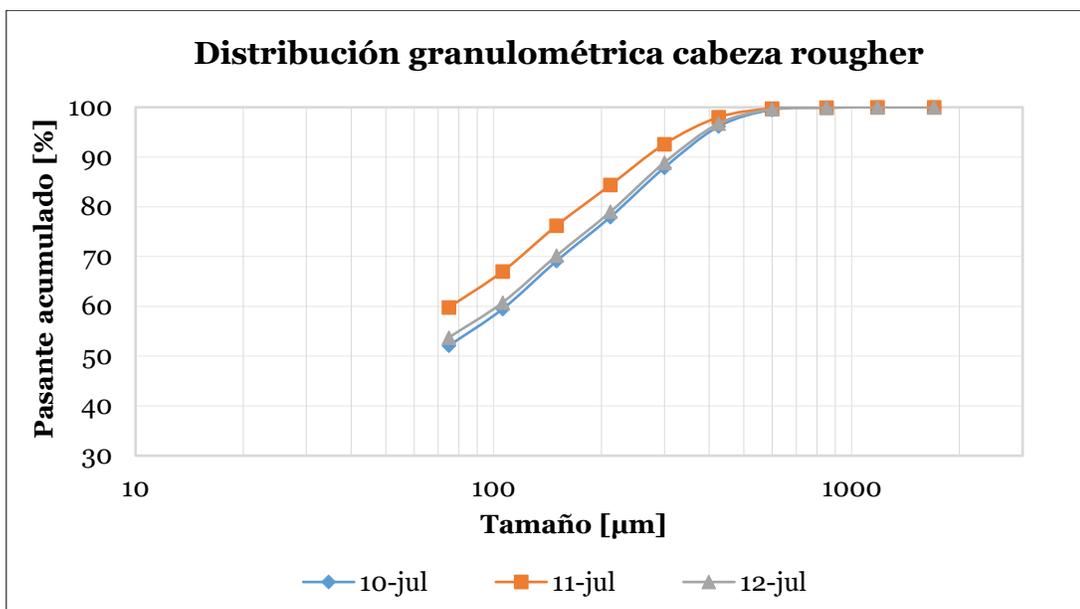


Gráfico 5.5: Distribución granulométrica cabeza fresca rougher.

Tabla 5.6: P_{80} y recuperación muestras frescas de cabeza rougher.

Fecha	P_{80} [µm]	R Cu [%]	R Mo [%]
10-jul	223,87	93,54	81,13
11-jul	177,83	92,94	80,51
12-jul	213,80	94,31	80,71

A pesar de que las pulpas analizadas tienen similares densidades y porcentaje de sólidos, los resultados de P_{80} y recuperación para los días 10-jul y 12-jul no conversan entre sí.

Cabe preguntarse cuál es la causa de estas diferencias y la respuesta más certera es que en este tipo de prueba existe un gran error asociado con respecto a la toma de muestra. Por un lado, la muestra inicial corresponde a un muestreo puntual en la cabeza rougher y no representa por completo a la pulpa real. Además, se adiciona el error al tomar las submuestras de la pulpa inicial en agitación.

5.3.3 Estimación de parámetros

5.3.3.1 Recuperación de cobre

Primeramente, con el fin de obtener el parámetro A de la Ecuación 4.1, se da lugar a la revisión de los datos operacionales de la planta SAG y se obtiene que la recuperación de limpieza-barrido es igual a 98,5%.

Por otro lado, para el cálculo del parámetro B se ha llevado a cabo, en distintas fechas, 8 campañas de muestreos de pulpa en planta, las cuales son flotadas en el laboratorio. Se cuenta con estos resultados y además se añaden los resultados de las flotaciones realizadas en el mes de julio.

En total, el número de muestras asciende a 11. No obstante, para la estimación del parámetro B se quitan aquellas en las que la recuperación rougher real es mayor a la

recuperación rougher de laboratorio, así como aquellas en las que la diferencia de recuperación es mayor a 2,5 puntos, quedando un total de 6 muestras, indicadas en la Tabla 5.7.

Tabla 5.7: Muestras de estudio para la determinación del parámetro B, caso cobre.

Muestra	Fecha	R planta real [%]	R cleaner real [%]	R rougher real [%]	R rougher laboratorio [%]	Diferencia rougher [real-lab.]
1	18-ene	91,27	98,50	92,66	93,52	-0,86
2	26-ene	91,45	98,50	92,84	93,86	-1,02
3	02-feb	90,23	98,50	91,61	92,49	-0,88
4	08-feb	89,88	98,50	91,25	91,49	-0,24
5	14-feb	91,61	98,50	93,00	94,17	-1,17
6	12-jul	91,25	98,50	92,64	94,31	-1,67

Luego, el factor B se obtiene al aplicar el promedio de la diferencia entre la recuperación rougher real y la recuperación rougher de laboratorio, quedando la Ecuación 4.1 de la siguiente manera:

$$R_{Cu \text{ planta SAG}} [\%] = (R_{Cu \text{ rougher lab}} \% - 0,9728) * 98,5\%$$

Ecuación 5.6: Expresión para el cálculo de la recuperación de cobre.

Al comparar la recuperación real de la planta con la recuperación obtenida a partir de la Ecuación 5.6, se tiene un error cuadrático medio de 0,18.

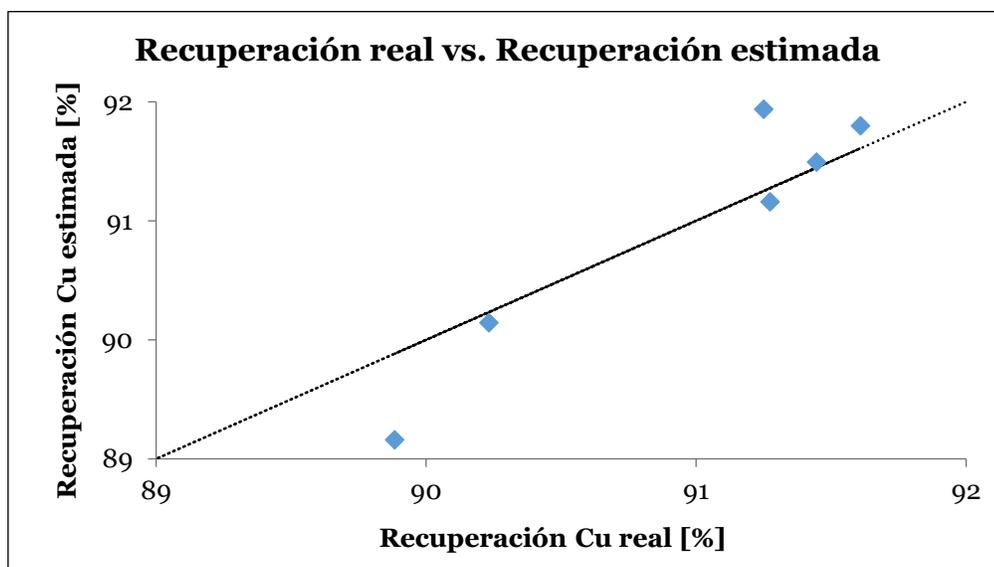


Gráfico 5.6: Recuperación Cu real vs. recuperación Cu estimada.

5.3.3.2 Recuperación de molibdeno

Análogamente al caso anterior, para obtener el parámetro A de la Ecuación 4.1, se da lugar a la revisión de los datos operacionales de la planta SAG y se obtiene que la recuperación de limpieza es igual a 94%.

Para la estimación del parámetro B solo se cuenta con los resultados de las pruebas de flotación a pulpa fresca realizadas en el mes de julio.

Tabla 5.8: Muestras de estudio para la determinación del parámetro B, caso molibdeno.

Muestra	Fecha	R planta real [%]	R cleaner real [%]	R rougher real [%]	R rougher laboratorio [%]	Diferencia rougher [real-lab.]
1	18-ene	64,84	94,00	68,98	81,13	-12,15
2	26-ene	70,47	94,00	74,96	80,51	-5,55
3	02-feb	67,39	94,00	71,69	80,71	-9,02

Así, el factor B se obtiene al aplicar el promedio de la diferencia entre la recuperación rougher real y la recuperación rougher de laboratorio, quedando la Ecuación 4.1 de la siguiente manera:

$$R_{Mo \text{ planta SAG}}[\%] = (R_{Mo \text{ rougher lab}}\% - 8,9) * 94\%$$

Ecuación 5.7: Expresión para el cálculo de la recuperación de cobre.

Comparando la recuperación real de la planta con la recuperación estimada se obtiene un error cuadrático medio de 6,42.

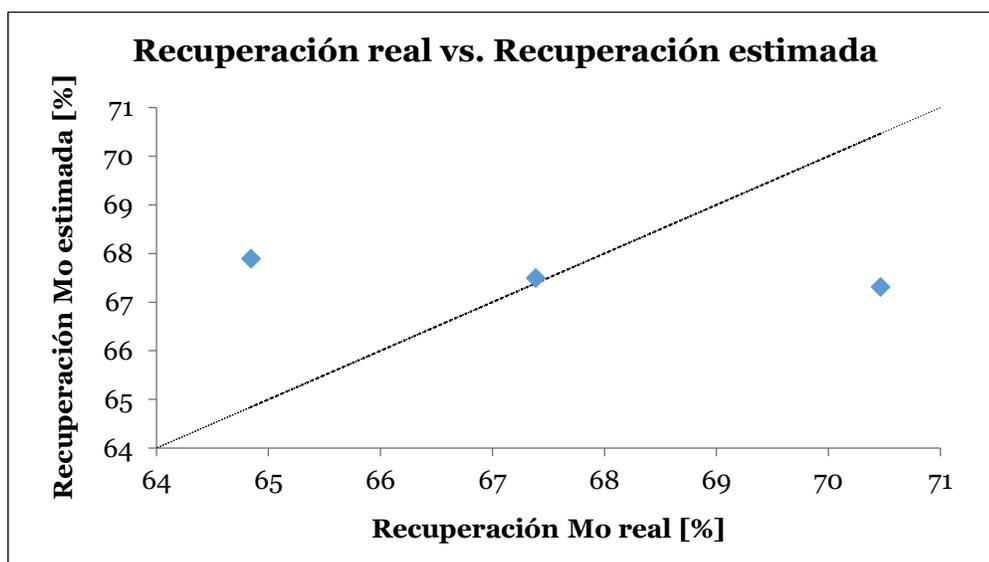


Gráfico 5.7: Recuperación Mo real vs. recuperación Mo estimada.

De esta manera, considerando el promedio de la recuperación de los compuestos en estudio, al aplicar las ecuaciones estimadas se tienen los siguientes valores de recuperación a escala planta:

Tabla 5.9: Recuperación ajustada.

P₈₀ [μm]	Rogher laboratorio		Total planta	
	R Cu [%]	R Mo [%]	R Cu [%]	R Mo [%]
120	95,79	89,10	93,39	75,38
140	96,45	89,62	94,04	75,87
160	95,20	87,24	92,81	73,64
180	93,68	85,74	91,32	72,23
200	92,30	83,20	89,96	69,84
220	90,60	81,69	88,28	68,42

Es importante recordar que el trabajo experimental se realiza con muestras de dos sectores productivos, cuyo aporte al SAG es de un 77%. Además, las muestras son de calidad estándar. Si solo se flotara material proveniente de estos sectores se obtendrían recuperaciones similares a las señaladas, ya que, por sí solas, las zonas Esmeralda E y Reservas Norte E tienen un alto potencial de recuperación (Ilustración D.2).

Sin embargo, al tener en cuenta el 23% restante se esperaría que la recuperación total planta disminuyera en aproximadamente 3 puntos para ambos elementos, pues se ha comprobado a nivel operacional que la mezcla restante provoca una disminución de la recuperación debido a que el mineral posee una menor ley y mayor contenido de ganga.

6. Análisis económico Po2018 plantas concentradoras

El análisis económico se centra en la medición de los ingresos y costos de los escenarios en estudio.

Para ello, es importante tener en cuenta los resultados obtenidos a partir del software IGS. Principalmente se tiene que, a medida que aumenta el P_{80} también aumentará la capacidad de procesamiento de la planta SAG.

Sin embargo, para el próximo año, las toneladas que provienen de las minas subterráneas vienen definidas en el plan minero y son limitadas para cada mes (Tabla K.1).

Luego, cada tonelada extra que sea añadida a la planta SAG será una tonelada menos distribuida hacia la correa de transferencia T_3 y, por lo tanto, será una tonelada menos que recibirá la planta Convencional (Ilustración 6.1).

Desde esta perspectiva, se alcanza un escenario granulométrico en el que todo el material transportado en el tren de gruesos será distribuido a la planta SAG. De la misma manera, puede darse la situación en la cual la capacidad de la planta SAG sea mayor a la cantidad transportada en el tren de gruesos. Cuando ello ocurra, se toma como supuesto que parte del material destinado al tren de finos se transporta a través del tren de gruesos (línea punteada). Además, de acuerdo con la planificación minera para el próximo año, el tren de gruesos no puede exceder una capacidad de transporte de 92.000 tpd.

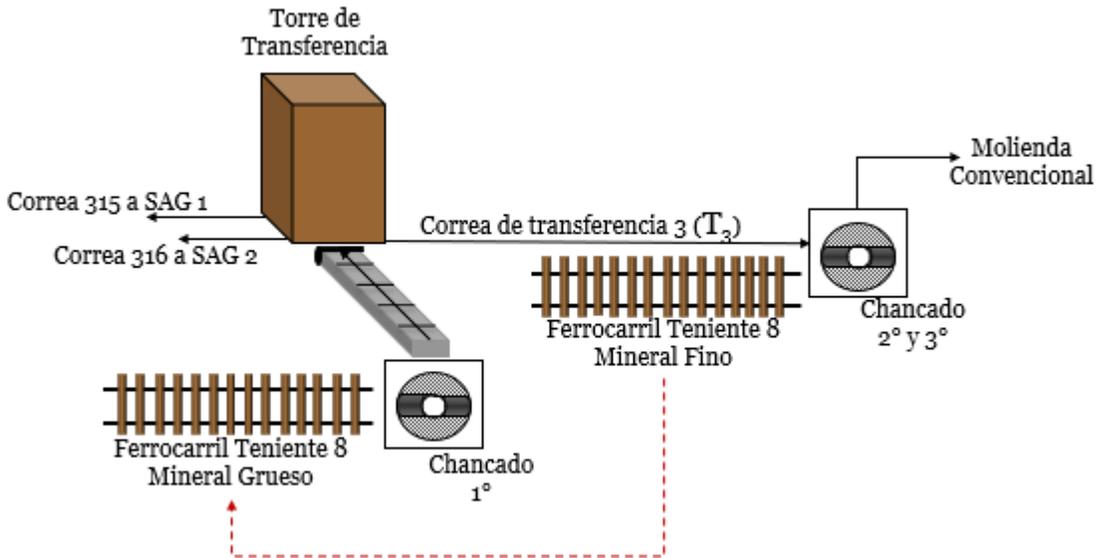


Ilustración 6.1: Esquema general de transporte de mineral plantas Colón.

En conclusión, cualquier variación en la alimentación a la línea SAG traerá un impacto en la alimentación de la línea convencional. Además, es importante señalar que las leyes entre el mineral fino y el mineral grueso son levemente diferentes, ya que provienen de distintos sectores productivos. Así, para la realización de los planes metalúrgicos, es necesario el adecuado balance de material entre ambas plantas.

Por otro lado, la variación de la alimentación en la línea convencional genera modificaciones para la línea de retratamiento de los concentrados Sewell y Convencional.

Finalmente, el resultado de este capítulo es la valoración conjunta de todos los procesos de concentración colectivos, debido a la variación de la granulometría del producto de molienda SAG, con el fin de concluir cual es el mejor escenario según los indicadores divisionales.

6.1 P02018 plantas concentradoras

Anualmente se lleva a cabo el plan metalúrgico de las plantas concentradoras. Este plan recopila de manera mensual las características del material entrante, así como las características de concentrados y relaves.

A continuación, se señalan los planes para las líneas de concentración mencionadas.

6.1.1 Línea SAG

Primeramente, se deben identificar las variables que no dependen del P_{80} SAG, pero que si cambiarán de acuerdo con la combinación de material entrante (mineral grueso más mineral fino), tales como las leyes de cabeza y la dureza del material.

A modo de ejemplo se adjuntan las leyes de cobre y molibdeno calculadas para el periodo enero-junio 2018, según los tamaños indicados en la Tabla 6.1.

Tabla 6.1: Leyes de entrada P02018 SAG.

P_{80} [μm]	Cabeza SAG	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
140	Cu [%]	0,947	0,937	0,944	0,929	0,933	0,934
	Mo [%]	0,020	0,020	0,019	0,020	0,019	0,019
180	Cu [%]	0,947	0,937	0,944	0,929	0,933	0,934
	Mo [%]	0,020	0,020	0,019	0,020	0,019	0,019
220	Cu [%]	0,947	0,938	0,944	0,929	0,933	0,934
	Mo [%]	0,020	0,020	0,019	0,020	0,019	0,019

Por otra parte, se tienen variables que serán influenciadas por la modificación del P_{80} . Para el cálculo de estas variables se emplean las herramientas o ecuaciones de balance de masa señaladas en la Tabla 6.2.

Además, es importante recordar que las expresiones de recuperación son válidas para un P_{80} de 140 μm . Luego, para determinar la recuperación de los otros escenarios granulométricos en estudio, se aplican los resultados obtenidos en el laboratorio.

Para ello, se toma como caso base el escenario granulométrico $P_{80}=140 \mu\text{m}$ (escenario en el cual está basado el P02018 actual), se calcula la recuperación mensual de cobre y molibdeno con las ecuaciones respectivas y finalmente, se corrige la recuperación del caso base de acuerdo a los valores de la Tabla 6.3.

La corrección aplicada corresponde a la diferencia entre $R(P_{80}=140 \mu\text{m})$ y $R(P_{80}=120,160,180,200 \text{ o } 220 \mu\text{m})$ de los compuestos en estudio. A su vez, se consideran tres posibles recuperaciones: mínima, máxima y promedio.

Por último, en el Anexo K, se agregan los planes metalúrgicos para los escenarios granulométricos $P_{80}=140 \mu\text{m}$ y $P_{80}=180 \mu\text{m}$, considerando los valores de recuperación promedio.

Tabla 6.2: Variables P02018 SAG.

SAG	Variable	Cálculo
Cabeza	Tonelaje SAG 1	Software IGS
	Tonelaje SAG 2	Software IGS
	Tonelaje fino Cu	$\text{Tonelaje}_{\text{Total,A}} * \text{Ley}_{\text{Cu,A}}$
	Tonelaje fino Mo	$\text{Tonelaje}_{\text{Total,A}} * \text{Ley}_{\text{Mo,A}}$
Concentrado	Tonelaje	$\text{Fino}_{\text{Cu,C}} / \text{Ley}_{\text{Cu,C}}$
	Ley de Cu	Ecuación 2.26
	Ley de Mo	$\text{Fino}_{\text{Mo,C}} / \text{Tonelaje}_{\text{Total,C}}$
	Tonelaje fino Cu	$\text{Fino}_{\text{Cu,A}} * R_{\text{Cu}}$
	Tonelaje fino Mo	$\text{Fino}_{\text{Mo,A}} * R_{\text{Mo}}$
	%-325#	Ecuación 2.30
Relave	Tonelaje	$\text{Tonelaje}_{\text{Total,A}} - \text{Tonelaje}_{\text{Total,C}}$
	Ley de Cu	$\text{Fino}_{\text{Cu,R}} / \text{Tonelaje}_{\text{Total,R}}$
	Ley de Mo	$\text{Fino}_{\text{Mo,R}} / \text{Tonelaje}_{\text{Total,R}}$
	Tonelaje fino Cu	$\text{Fino}_{\text{Cu,A}} - \text{Fino}_{\text{Cu,C}}$
	Tonelaje fino Mo	$\text{Fino}_{\text{Mo,A}} - \text{Fino}_{\text{Mo,C}}$
Recuperación ($P_{80}=140 \mu\text{m}$)	Cu	Ecuación 2.24
	Mo	Ecuación 2.25

Tabla 6.3: Valores para la corrección de la recuperación del caso base P02018.

P_{80} [μm]	Cobre			Molibdeno		
	R mínima	R máxima	R promedio	R mínima	R máxima	R promedio
120	-1,25	-0,26	-0,66	-2,13	0,36	-0,52
160	-1,58	-0,97	-1,25	-3,52	-0,28	-2,38
180	-4,10	-2,68	-3,39	-4,36	-0,96	-2,77
200	-5,23	-1,88	-3,63	-6,85	-2,41	-5,31
220	-6,95	-2,41	-5,32	-10,86	-2,60	-6,82

6.1.1.1 Tonelaje SAG

Tal como se señala en la Tabla 6.2, para determinar el tonelaje a tratar se emplea el software IGS, utilizando el P_{80} como variable de entrada. Para alcanzar los escenarios granulométricos de estudio, se modifica la variable “pendiente” del software, tal como se muestra en la Ilustración C.1.

Ahora bien, para determinar el tonelaje máximo diario se debe tener en cuenta los diferentes casos de utilización de molinos:

- SAG 1+ 1 molino de bolas.
- SAG 1 + 2 molinos de bolas.
- SAG 2+ 1 molino de bolas.
- SAG 2+ 2 molinos de bolas.

Así, considerando los escenarios granulométricos y la utilización de los molinos, las pendientes utilizadas son anexadas en la Tabla K.2. A medida que aumenta la pendiente, disminuye el P_{80} y la capacidad de tratamiento.

Luego, la capacidad máxima de cada línea de molienda viene dada por el equipo limitante, es decir, aquel que procesa menos tonelaje. En todos los casos el equipo limitante es el molino SAG.

Adicionalmente, la capacidad nominal diaria se corrige de acuerdo a la combinación de molinos disponibles de la línea SAG 1 y de la línea SAG 2, en base a la cantidad de horas que estará en operación cada molino, pues se toma en cuenta las mantenciones y detenciones programadas.

Finalmente, se calcula la capacidad operativa de cada mes. Estos resultados se señalan en la Tabla 6.4. Se observa que en ningún mes la capacidad operativa es mayor a 92.000 tpd, cumpliendo con la restricción de transporte del tren de gruesos. La distribución de material, proveniente del tren de gruesos o del tren de finos, se señala en la Tabla K.3 de la sección Anexos.

Tabla 6.4: Capacidad operativa P_{2018} SAG.

Capacidad SAG 2018 [tpd]	P_{80} [μm]					
	120	140	160	180	200	220
Enero	52.274	57.880	62.877	66.838	69.466	70.590
Febrero	70.289	77.311	84.106	89.896	92.000	92.000
Marzo	62.978	69.402	75.214	80.692	83.921	85.134
Abril	68.801	75.731	82.141	87.847	90.704	90.951
Mayo	66.857	73.657	79.757	85.328	88.445	89.303
Junio	70.123	77.078	82.688	87.402	89.376	89.376
Julio	66.539	73.232	79.450	84.980	87.838	88.392
Agosto	68.084	74.968	81.601	87.528	91.197	91.780
Septiembre	68.732	75.279	81.714	86.863	89.004	89.090
Octubre	66.261	73.120	80.002	86.114	90.780	91.866
Noviembre	68.735	75.653	82.183	87.799	90.364	90.443
Diciembre	66.537	73.168	79.198	84.214	86.555	86.919
ANUAL	66.312	73.000	79.202	84.586	87.470	87.995

6.1.1.2 Resumen promedio anual SAG

De manera anual, considerando los valores de recuperación promedio, las siguientes gráficas resumen la influencia del P_{80} en las variables calculadas.

Primeramente, en el Gráfico 6.1 se evidencia la clara tendencia del aumento del tonelaje a medida que aumenta el P_{80} . Pero es importante darse cuenta de que al pasar de un escenario granulométrico de 200 μm a 220 μm el alza es pequeña.

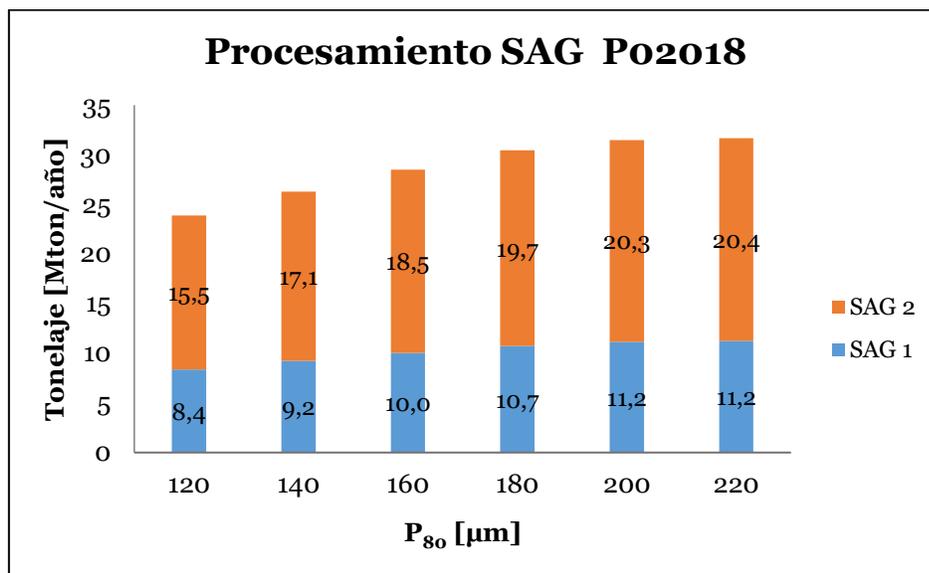


Gráfico 6.1: Procesamiento P02018 SAG.

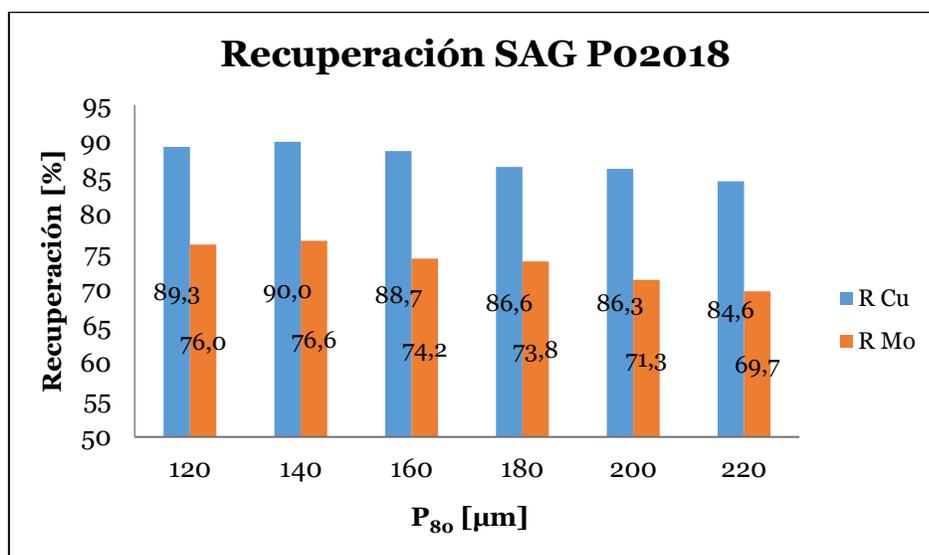


Gráfico 6.2: Recuperación promedio P02018 SAG.

Por otra parte, la variación de la recuperación anual mantiene la tendencia revisada anteriormente (Gráfico 6.2). Hay un descenso de la recuperación de cobre y molibdeno a partir del tamaño 140 μm .

Acerca del cobre fino contenido en el concentrado SAG (Gráfico 6.3), se puede mencionar que hasta los 200 μm aumenta conforme lo hace el P_{80} . Sin embargo, a P_{80} mayores el alza va siendo en menor medida. Por ejemplo, pasar de 120 a 140 μm significa un aumento del cobre fino contenido en el concentrado en 21.763 tpa, pero pasar de 180 a 200 μm implica un aumento de tan solo 7.716 tpa.

En el cambio de P_{80} de 200 μm a 220 μm se aprecia el efecto contrario. Hay una disminución del cobre fino contenido en el concentrado. En este caso, a pesar del aumento del tonelaje total, la disminución de la recuperación predomina en mayor medida.

Por otra parte, el efecto del P_{80} en el cobre fino contenido en el relave se observa en el Gráfico 6.4. Hay una clara tendencia del aumento del contenido de cobre en el relave debido al alza del P_{80} , lo cual concuerda con el aumento del tonelaje y la disminución de la recuperación.

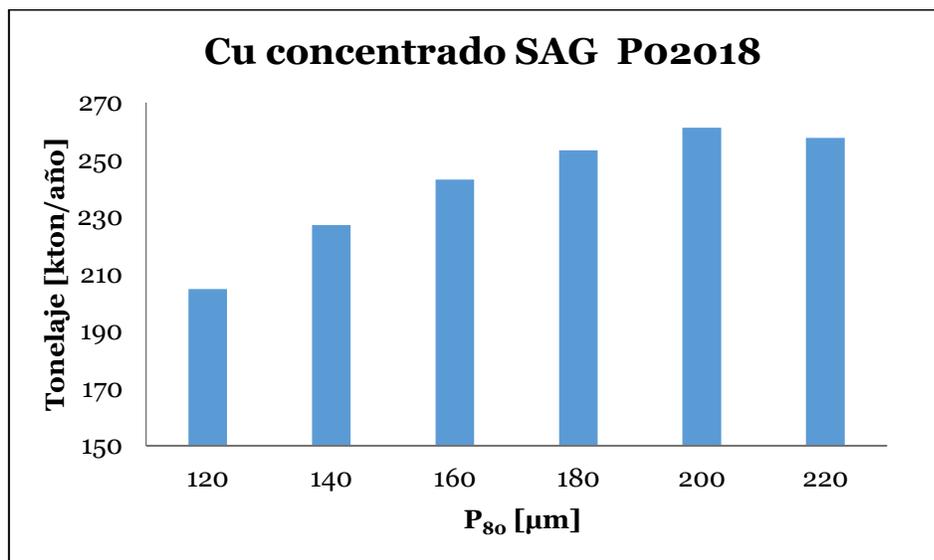


Gráfico 6.3: Producción de cobre fino concentrado Po2018 SAG.

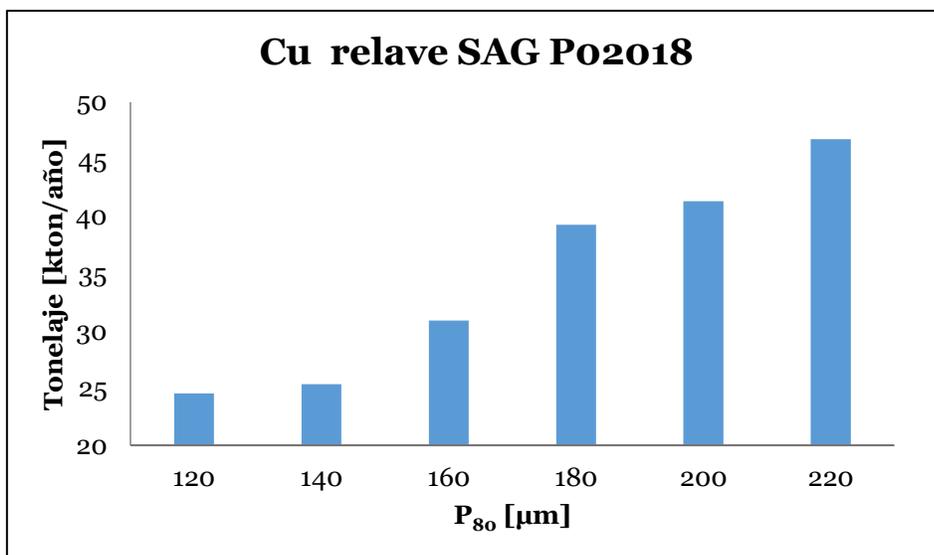


Gráfico 6.4: Tonelaje cobre fino relave Po2018 SAG.

En el caso del molibdeno presente en el concentrado, la forma de las barras del Gráfico 6.5 son similares a las del Gráfico 6.3. Hasta un P_{80} de 180 μm hay un ascenso del contenido de molibdeno en el concentrado. Desde un P_{80} de 180 μm el molibdeno presente en el concentrado disminuye levemente.

Análogamente al Gráfico 6.4, el Gráfico 6.6 muestra cómo aumenta el contenido de molibdeno en el relave con el aumento del P_{80} .

Finalmente, cabe señalar que la producción de concentrado y relave SAG tiende al alza a medida que aumenta el P_{80} , influenciada por el aumento del procesamiento.

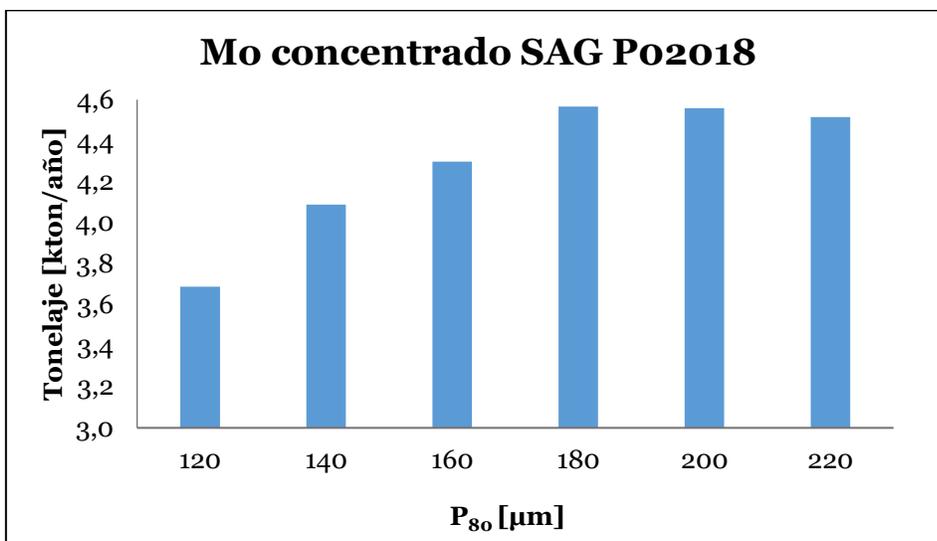


Gráfico 6.5: Producción molibdeno fino concentrado P02018 SAG.

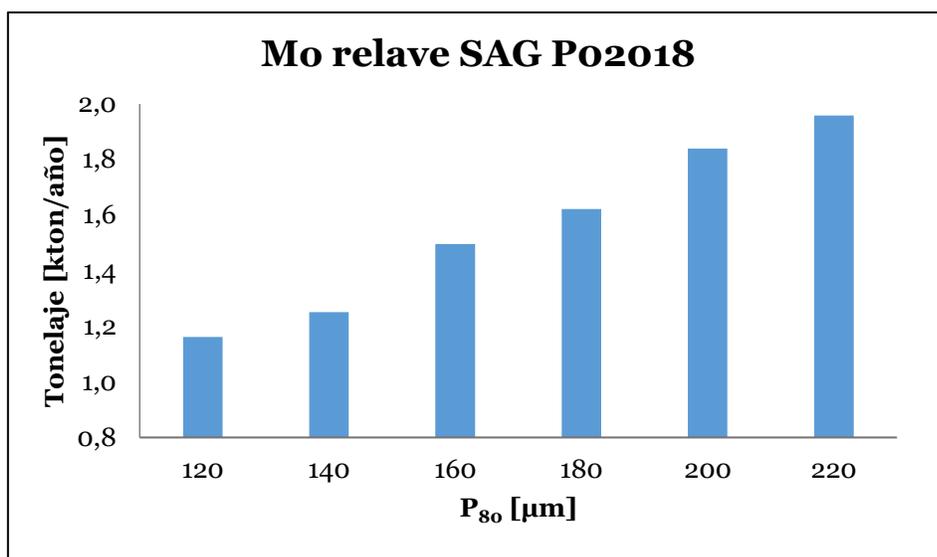


Gráfico 6.6: Tonelaje molibdeno fino relave P02018 SAG.

De esta manera, comparando el escenario de planificación actual ($P_{80}=140 \mu\text{m}$) con el escenario granulométrico de la línea SAG para el mes de julio del presente año ($P_{80}= 180 \mu\text{m}$), el Plan Presupuesto 2018 de la planta SAG se ve afectado en:

- Aumento del tonelaje procesado en 4,17 Mton al año.
- Disminución de la recuperación de cobre en 3,4 puntos y disminución de la recuperación de molibdeno en 2,8 puntos.
- Aumento del concentrado generado en 81 ktpa.
- Aumento del relave generado en 4,09 Mton al año.

- Aumento del cobre fino del concentrado en 25 ktpa y del molibdeno en 466 tpa.
- Aumento del cobre fino del relave en 13,6 ktpa y del molibdeno en 361 tpa.

6.1.2 Línea Convencional

Para la elaboración del P02018 de la línea Convencional se debe tener en cuenta el cambio en la distribución de material grueso y fino. Cada escenario granulométrico SAG impacta directamente en el plan de la línea Convencional.

Por un lado, se señalan las leyes de entrada para el periodo enero-junio 2018, según los escenarios indicados en la Tabla 6.5.

Por otro lado, el resto de las variables se obtiene a partir de las ecuaciones de balance de masa señaladas en la Tabla 6.6.

Cabe señalar que la granulometría del producto de molienda Convencional se define de acuerdo al P0218 actual y es fija para todos los escenarios granulométricos.

Tabla 6.5: Leyes de entrada P02018 Convencional.

P ₈₀ SAG [μm]	Cabeza Conv.	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
140	Cu [%]	0,978	0,975	0,967	0,971	0,962	0,970
	Mo [%]	0,027	0,026	0,023	0,026	0,024	0,025
180	Cu [%]	0,986	0,987	0,974	0,984	0,971	0,979
	Mo [%]	0,029	0,028	0,024	0,027	0,025	0,026
220	Cu [%]	0,987	0,987	0,976	0,986	0,973	0,981
	Mo [%]	0,030	0,028	0,024	0,028	0,025	0,026

Tabla 6.6: Parámetros y variables P02018 Convencional.

Convencional	Parámetro/Variable	Cálculo
Cabeza	Tonelaje	$Tonelaje_{T3} + Tonelaje_{TrenFino}$
	Tonelaje fino Cu	$Tonelaje_{Total,A} * Ley_{Cu,A}$
	Tonelaje fino Mo	$Tonelaje_{Total,A} * Ley_{Mo,A}$
	P ₈₀	179 [μm]
Concentrado	Tonelaje	$Fino_{Cu,C} / Ley_{Cu,C}$
	Ley de Cu	Ecuación 2.29
	Ley de Mo	$Fino_{Mo,C} / Tonelaje_{Total,C}$
	Tonelaje fino Cu	$Fino_{Cu,A} * R_{Cu}$
	Tonelaje fino Mo	$Fino_{Mo,A} * R_{Mo}$
	%-325#	Ecuación 2.30
Relave	Tonelaje	$Tonelaje_{Total,A} - Tonelaje_{Total,C}$
	Ley de Cu	$Fino_{Cu,R} / Tonelaje_{Total,R}$
	Ley de Mo	$Fino_{Mo,R} / Tonelaje_{Total,R}$
	Tonelaje fino Cu	$Fino_{Cu,A} - Fino_{Cu,C}$
	Tonelaje fino Mo	$Fino_{Mo,A} - Fino_{Mo,C}$
Recuperación	Cu	Ecuación 2.27
	Mo	Ecuación 2.28

Por último, en el Anexo K, se muestran los planes metalúrgicos elaborados para la línea Convencional según los escenarios granulométricos $P_{80}=140\ \mu\text{m}$ y $P_{80}=180\ \mu\text{m}$.

6.1.2.1 Tonelaje

Tal como se mencionó en la introducción del capítulo, el aumento de la capacidad de procesamiento de la planta SAG significa restarle tonelaje a la capacidad operativa de la planta Convencional. En efecto, para los escenarios granulométricos en estudio, el procesamiento de la planta convencional variará de la forma señalada en la Tabla 6.7.

Además, la Tabla K.4 muestra la distribución de material grueso (a través de la correa de transferencia T_3) y fino hacia la línea convencional.

Tabla 6.7: Capacidad operativa P02018 Convencional.

Capacidad CONV 2018 [tpd]	P ₈₀ SAG [μm]					
	120	140	160	180	200	220
Enero	46.375	46.375	41.379	37.418	34.789	33.666
Febrero	49.992	49.992	43.197	37.407	35.025	35.025
Marzo	52.907	52.907	47.095	41.616	38.387	37.174
Abril	54.180	54.180	47.770	42.065	39.208	38.961
Mayo	52.731	52.731	46.630	41.059	37.943	37.085
Junio	50.211	50.211	44.601	39.887	37.913	37.913
Julio	54.322	54.322	48.104	42.574	39.716	39.162
Agosto	52.521	52.521	45.889	39.962	36.292	35.710
Septiembre	51.684	51.684	45.248	40.100	37.958	37.873
Octubre	55.586	55.586	48.705	42.593	37.927	36.841
Noviembre	52.695	52.695	46.166	40.549	37.984	37.906
Diciembre	53.751	53.751	47.720	42.704	40.363	39.999
ANUAL	52.280	52.280	46.078	40.694	37.810	37.285

En la Tabla 6.7 se evidencia la disminución del tonelaje convencional al aumentar la granulometría del producto de molienda SAG. Se observa también que el escenario 120 μm es análogo al caso base, pues cuando el $P_{80}=120\ \mu\text{m}$, la capacidad operativa de la planta SAG disminuye y no requerirá material extra. Sin embargo, el tonelaje sobrante no puede ser tratado en la línea Convencional, ya que se encuentra en su capacidad máxima operativa, siendo el principal cuello de botella las etapas de chancado 2° y 3°.

Finalmente, al comparar el escenario granulométrico SAG de planificación actual ($P_{80}=140\ \mu\text{m}$) con el escenario granulométrico SAG para el mes de julio del presente año ($P_{80}=180\ \mu\text{m}$), el Plan Presupuesto 2018 de la planta Convencional se ve afectado en:

- Disminución del tonelaje procesado en 4,17 Mton al año
- Disminución del concentrado generado en 285 ktpa.
- Disminución del relave generado en 3,88 Mton al año
- Disminución del cobre fino del concentrado en 34,7 ktpa y del molibdeno en 489 tpa.

- Disminución del cobre fino del relave en 4,3 ktpa y del molibdeno en 337 tpa.

6.1.3 Línea Sewell

Esta línea de procesamiento no se ve afectada por la variación de la granulometría del producto de molienda SAG. Luego, se toma como supuesto que el P₀₂₀₁₈ es el mismo en todos los escenarios granulométricos. El plan para esta planta se anexa en la Tabla K.9.

6.1.4 Línea de retratamiento.

Los concentrados Sewell y Convencional se juntan en la etapa de retratamiento. Dado que la línea convencional es afectada por la variación de la granulometría del producto de molienda SAG, también habrá una diferencia entre el plan P₀₂₀₁₈ actual de la línea de retratamiento y los planes para los escenarios granulométricos estudiados.

A partir de balances de masas, se han elaborado los planes mencionados. En el Anexo k, se añaden los escenarios P₈₀=140 µm y P₈₀=180 µm.

Por último, si se compara el plan actual con el plan granulométrico P₈₀=180 µm, el P₀₂₀₁₈ de la línea de retratamiento varía como sigue:

- Disminución del tonelaje procesado en 285 ktpa.
- Disminución del concentrado generado en 152 ktpa.
- Disminución del relave generado en 132 ktpa.
- Disminución del cobre fino del concentrado en 34 ktpa y del molibdeno en 472 tpa.
- Disminución del cobre fino del relave en 563 tpa y del molibdeno en 9 tpa.

6.1.5 Promedio mineral total

En conjunto, las líneas de procesamiento señaladas definen el P₀₂₀₁₈ de mineral total. En el Anexo K se señalan los planes para los escenarios granulométricos P₈₀=140 µm y P₈₀=180 µm (Tabla K.12 y Tabla K.13, respectivamente). La entrada para el P₀₂₀₁₈ de mineral total está formada por las entradas de las líneas Sewell, Convencional y SAG mientras que las salidas corresponden a los productos SAG y retratamiento.

De esta manera, en las siguientes gráficas se señalan los principales resultados para el producto total. Se considera el caso en el que la recuperación SAG es la recuperación promedio.

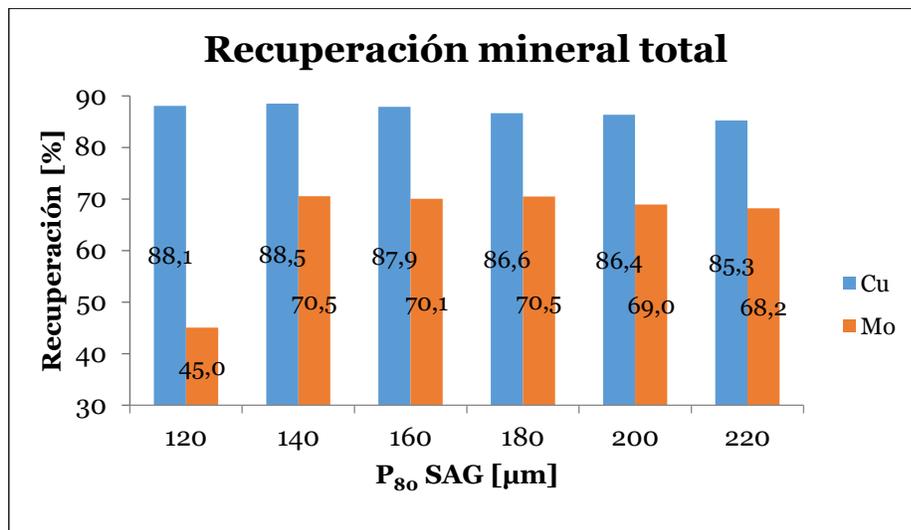


Gráfico 6.7: Recuperación P₀₂₀₁₈ mineral total.

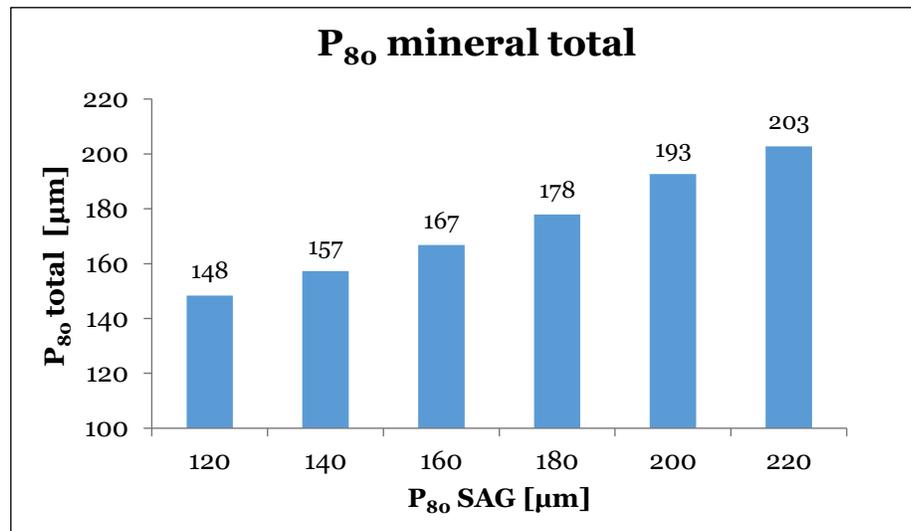


Gráfico 6.8: P₈₀ P₀₂₀₁₈ mineral total.

Primero, en el Gráfico 6.7 y en el Gráfico 6.8 se observa la influencia del aumento del P₈₀ de molienda SAG en los siguientes aspectos:

- A partir de 140 µm, disminución de la recuperación de cobre y molibdeno total.
- Aumento de la granulometría del producto final de molienda, debido al aumento del producto de molienda SAG y al aumento del tonelaje SAG aportado al mineral total.

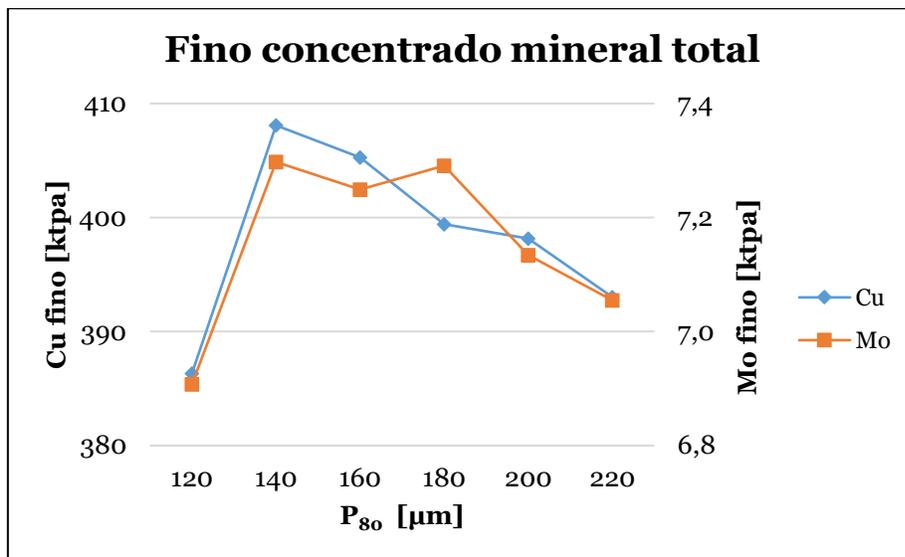


Gráfico 6.9: Fino concentrado P02018 mineral total.

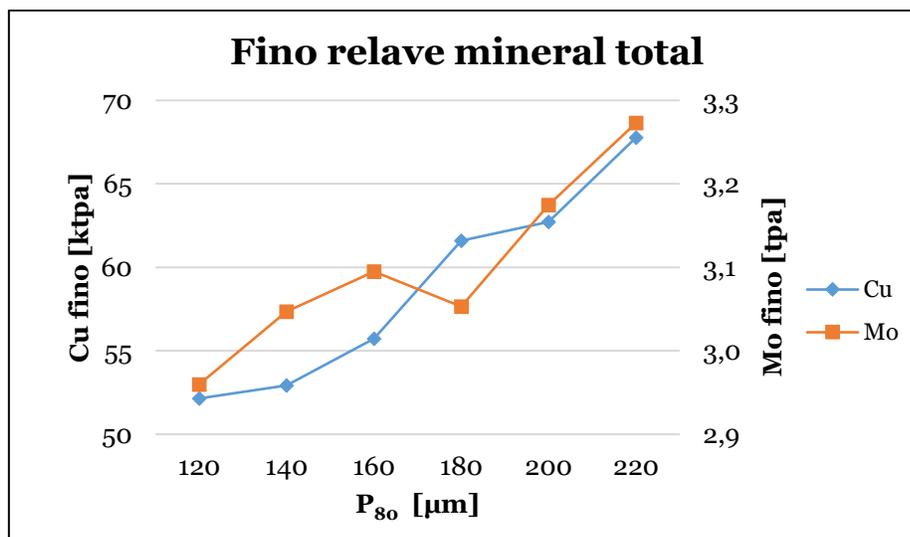


Gráfico 6.10: Leyes relave P02018 mineral total.

Además, en el Gráfico 6.9 y en el Gráfico 6.10 se manifiesta la clara tendencia en:

- Disminución del cobre y molibdeno fino en el concentrado, producto de la disminución de la recuperación.
- Aumento del cobre y molibdeno fino en el relave, producto de la disminución de la recuperación y del aumento de la ley en el relave.

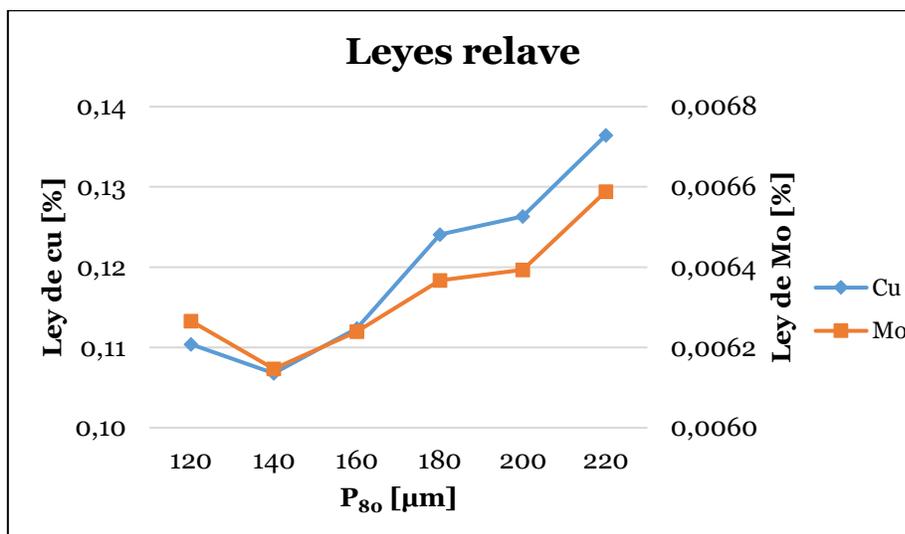


Gráfico 6.11: Leyes relave P02018 mineral total.

Para finalizar, si se compara el plan actual con el plan granulométrico P₈₀=180 μm, el P02018 total se ve afectado en:

- Disminución del concentrado generado en 71 ktpa.
- Aumento del relave generado en 71 ktpa.
- Disminución del cobre fino del concentrado en 8,6 ktpa y del molibdeno en 6 tpa.
- Aumento del cobre fino del relave en 8,6 ktpa y del molibdeno en 6 tpa.
- Disminución de la recuperación de cobre en 1,9 puntos y de la recuperación de molibdeno en 0,5 puntos.

6.2 Beneficio

Ahora que se conocen los planes metalúrgicos para los escenarios de estudio, basta con determinar el ingreso total y los costos asociados a cada planta concentradora. Se utiliza el caso con recuperación SAG promedio.

6.2.1 Ingresos

Los ingresos por fino se calculan a partir de la siguiente expresión:

$$\text{Ingreso}_k = \text{Ton} * R_i * l_i * \text{Precio}_i ; \text{ con } i = \text{Cu, Mo.}$$

Ecuación 6.1: Ingresos por fino para cada caso.

Dónde

Ingreso_i: Ingreso a partir del elemento i [US\$/mes].

Ton: Tonelaje procesado [tpm]

R_i: Recuperación ajustada de i [%].

l_k: Ley cabeza de i [%].

Precio_k: Precio del metal i [US\$/lb] o [US\$/kg].

Por otro lado, el precio de los metales se obtiene de las Orientaciones Comerciales 2018, en los antecedentes económicos y comerciales para la planificación actual y de largo plazo. Además, se aplica un descuento total por: deducción metalúrgica, penalidad de arsénico, transporte de concentrado y embarque, comisiones de ventas, muestreos y análisis y crédito por presencia de plata.

Los valores esperados para el año 2018 se señalan en la tabla a continuación (Codelco, 2017).

Tabla 6.8: Precio de los metales y descuento concentrado mineral total.

P₈₀ [μm]	120	140	160	180	200	220
Precio Cu [US\$/lb]	2,64	2,64	2,64	2,64	2,64	2,64
Descuento total Cu [US\$/lb]	0,45	0,45	0,45	0,45	0,45	0,44
Total Cu [US\$/lb]	2,19	2,19	2,19	2,19	2,19	2,20
Precio Mo [US\$/kg]	18	18	18	18	18	18
Descuento total Mo [US\$/kg]	0,21	0,21	0,21	0,21	0,21	0,21
Total Mo [US\$/kg]	17,79	17,79	17,79	17,79	17,79	17,79

Reemplazando las variables requeridas y el precio total de la tabla anterior, se tiene la siguiente situación de ingresos:

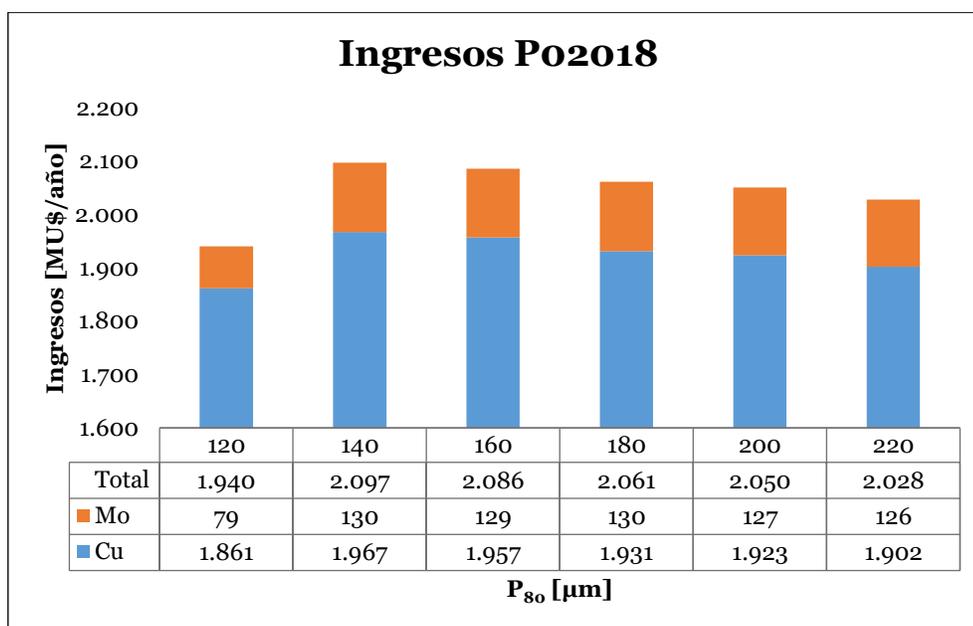


Gráfico 6.12: Ingreso total anual P02018.

El mejor escenario de ingresos para el próximo año se tiene cuando $P_{80}=140 \mu\text{m}$. Al cambiar al escenario $P_{80}=180 \mu\text{m}$, los ingresos totales disminuyen en 36 MU\$.

6.2.2 Costos

Los costos asociados se dividen en costos fijos y costos variables, los cuales se obtienen a partir de información entregada por la Superintendencia de Ingeniería de Procesos. Se evalúa el periodo enero-julio 2017.

Se toma en cuenta los costos asociados a los siguientes procesos: proceso SAG (chancado 1°, molienda SAG 1 y 2, flotación SAG y chancado de pebbles), proceso convencional (chancado 2° y 3°, molienda unitaria y Convencional, flotación Convencional y retratamiento), proceso Sewell (chancado Sewell, molienda y flotación Sewell y retratamiento) y mantenimiento plantas.

En la Tabla 6.9 resume las clases de coste y en el Anexo L se detallan las pertenencias de cada clase.

Considerando lo anterior, la distribución de costos por cada proceso se aprecia en el Gráfico 6.13. Se tiene que a medida que aumenta el P_{80} , el costo total anual asociado a la línea SAG aumenta, mientras que el costo total anual de la línea convencional disminuye, lo cual tiene sentido ya que a una línea de procesamiento se le añade material mientras que a la otra se le quita.

Por otro lado, el Gráfico 6.14 representa la distribución de costos en términos de costos fijos y variables. El costo variable es similar en la mayoría de los escenarios granulométricos, pero para $P_{80}=120 \mu\text{m}$ el costo variable disminuye, recordando que en este caso no se procesa todo el material proveniente de la mina.

Tabla 6.9: Costos fijos y variables.

Costos Fijos [MUS\$/mes]	Procesos SAG.	Procesos Conv.	Procesos Sewell	Mant. Plantas
Remuneraciones	0,22	0,46	0,47	0,82
Servicios de terceros	0,19	0,24	0,46	1,36
Otros servicios	0,00	0,00	0,00	0,00
Depreciación y amortización	0,69	0,92	0,11	0,00
Mantenimiento y reparación	3,12	3,13	0,05	0,08
Equipos de servicio	0,02	0,05	0,01	0,16
Servicios de apoyo a la producción	0,21	0,32	0,04	0,13
Servicios a las personas	0,04	0,11	0,11	0,13
Servicios varios internos	0,01	0,05	0,01	0,04
Administración áreas	0,11	0,11	0,05	0,08
Costos variables [MUS\$/mes]	Procesos SAG.	Procesos Conv.	Procesos Sewell	Mant. Plantas
Materiales de operación y repuestos	1,73	1,49	0,90	3,73
Combustibles	0,03	0,03	0,00	0,00
Suministros	6,53	5,36	1,24	0,03
TOTAL [MUS\$/mes]	12,91	12,25	3,45	6,56
Costo fijo [MUS\$/mes]	4,62	5,38	1,31	2,80
Costo variable [US\$/ton]	3,89	4,56	5,14	0,93

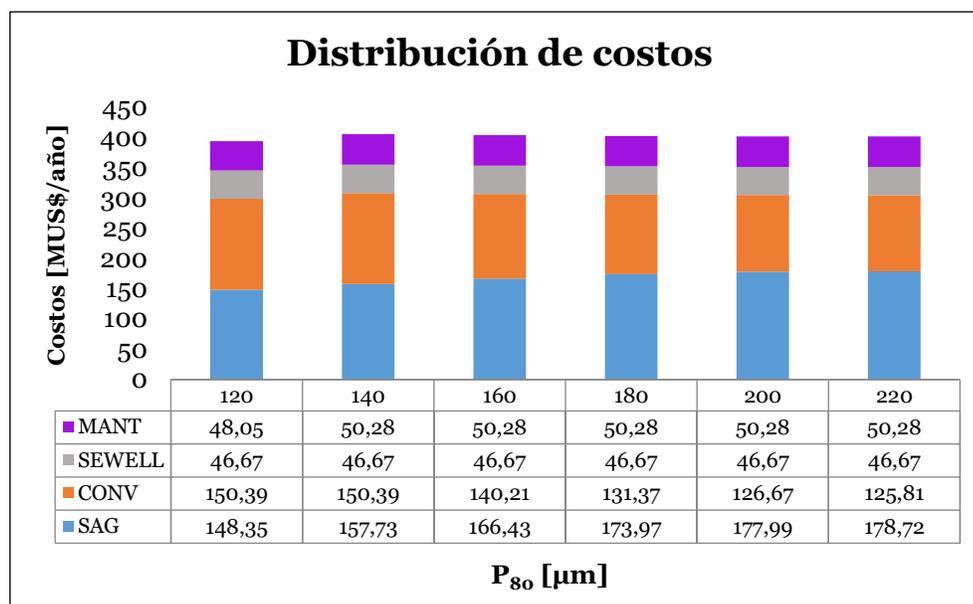


Gráfico 6.13: Distribución de costos P02018.

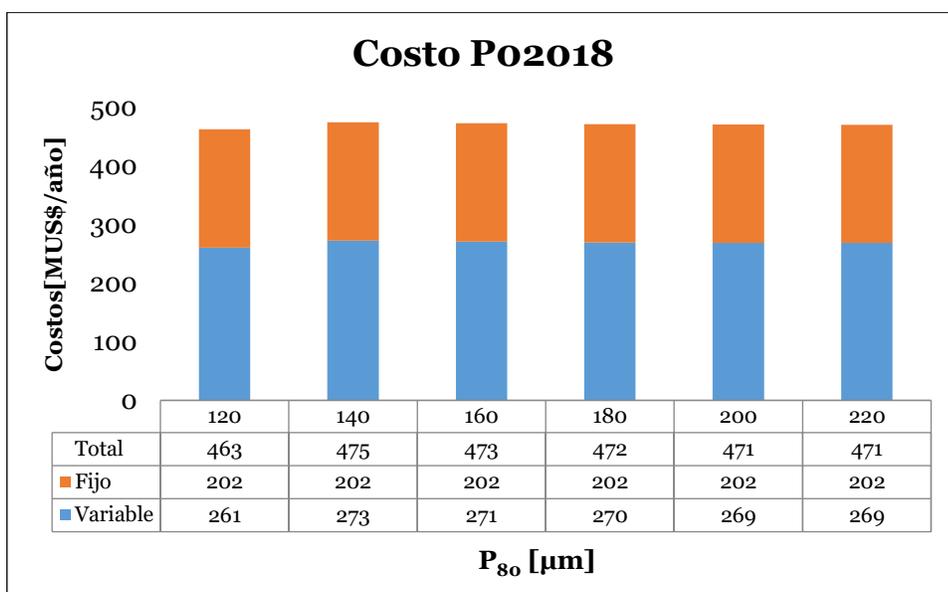


Gráfico 6.14: Costo total anual P02018.

6.2.3 Beneficio total

La Tabla 6.10 resume el beneficio anual percibido en cada escenario granulométrico para el Plan Presupuesto 2018. Notar que los flujos de caja no consideran un desembolso inicial, pues se asume que ya se cuenta con los requerimientos de infraestructura, equipos, mano de obra, etc.

Tabla 6.10: Beneficio anual por escenario P02018.

P₈₀ [μm]	Beneficio anual [MU\$]
120	1.516
140	1.661
160	1.651
180	1.628
200	1.618
220	1.595

El resultado económico señala que la mejor situación es llegar a un producto de molienda SAG con P₈₀ entre 140 y 160 μm. Es decir, a nivel total, el aumento de la granulometría de molienda SAG no es un escenario favorable desde la perspectiva de maximizar los beneficios. No obstante, no hay mucha variación económica entre el escenario SAG de planificación actual y los escenarios de granulometría más gruesa.

Desde el punto de vista de la rentabilidad, la viabilidad de los escenarios en estudio se puede expresar mediante el valor actual de costos (VAC). Considerando una tasa de descuento del 8% mensual (Codelco, 2017), el VAC anual por escenario se señala en el Gráfico 6.15.

En términos generales, todos los escenarios son atractivos y ejecutables, pero en términos absolutos el escenario P₈₀=140 μm es el mejor.

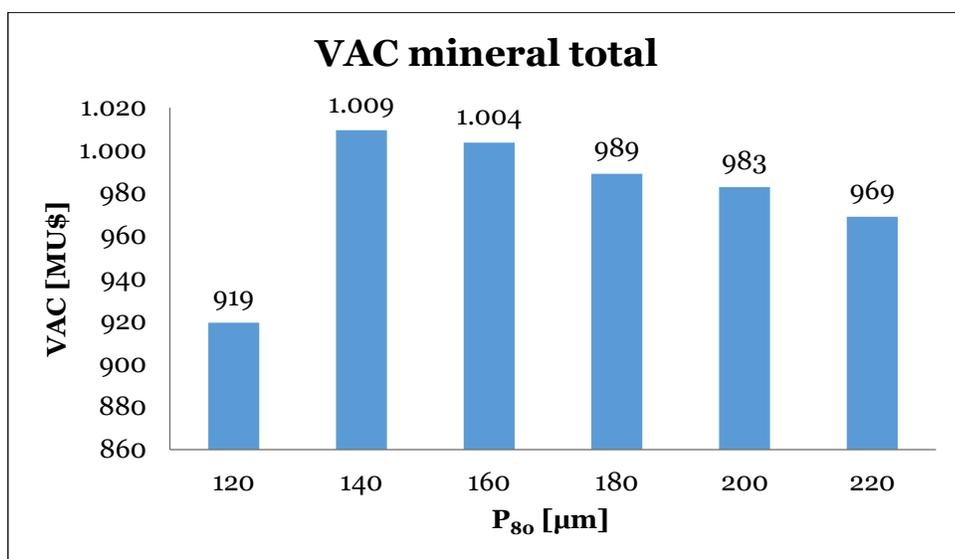


Gráfico 6.15: VAC total por escenario P02018 (recuperación SAG promedio).

6.3 VAC P02018 plantas concentradoras

Hasta ahora se ha trabajado usando el caso en el que la recuperación SAG es la recuperación promedio. A continuación, se muestra la variación del VAC cuando la recuperación SAG es mínima o máxima.

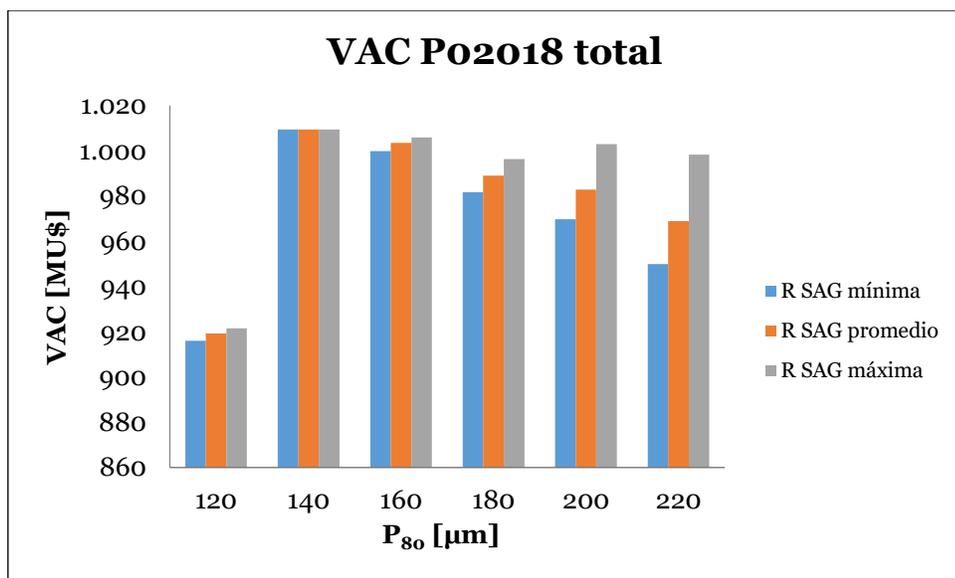


Gráfico 6.16: VAC total por escenario P02018.

Por un lado, el caso base mantiene constante el VAN, pues no se modifica la recuperación. Por otro lado, en el resto de los escenarios, a excepción del escenario P₈₀=200 µm, se alcanza un mejor VAN cuando la recuperación SAG es máxima. Además, a medida que aumenta el P₈₀ la diferencia entre los valores de VAN mínimo y máximo también es mayor. En síntesis, la variación de la recuperación SAG y el aumento del tonelaje SAG impactan en la recuperación total del producto final, lo cual a la vez afecta el resultado económico.

7. Análisis y discusiones

7.1 Trabajo experimental

7.1.1 Cinética de molienda

Las pruebas experimentales de molienda y las curvas de análisis granulométrico se realizan como un procedimiento estándar con la finalidad de determinar el tamaño granulométrico requerido en los escenarios de estudio, medido a través del P_{80} .

En este sentido, la cinética de molienda permite mostrar cómo transcurre en el tiempo el proceso de reducción de tamaño. La forma de las curvas depende de las cualidades del mineral y las condiciones de molienda. En este caso, durante la cinética de molienda se controlan los parámetros de factor de llenado, contenido de sólidos en la pulpa y tiempos de molienda para los tres compuestos de estudio, variando la composición de las pulpas.

En los resultados es evidente que la permanencia del mineral dentro del molino determina el grado de finura de las partículas. En efecto, en la Ilustración H.1 se observa que los tamaños más finos están en relación directa con el tiempo de molienda.

Por otro lado, a partir del Gráfico 5.1 surgen diferentes comentarios. Primero, se aprecia una variación importante del P_{80} en cortos intervalos de tiempo. Por ejemplo, al pasar desde un tiempo de molienda de 9 minutos a un tiempo de molienda de 11 minutos se reduce el P_{80} en aproximadamente 80 μm . Por el contrario, a tiempos de molienda sobre 13 minutos se evidencia que, para un mismo intervalo de tiempo, el P_{80} varía en menor proporción. En otras palabras, es más difícil conseguir la reducción de las partículas a mayor tiempo de molienda, pues habrá menos microestructuras que faciliten la fragmentación.

Otro punto es que a tiempos de molienda inferiores a 13 minutos las curvas de cinética de molienda de los compuestos de estudio están espaciadas, siendo la mezcla 60%/40% más resistente a la reducción. Esto podría indicar que propiedades como la dureza, tamaño de grano, planos de debilidad y otras estructuras de los compuestos estudiados son diferentes. A tiempos de molienda mayores a 13 minutos estas propiedades no son de gran predominio y las curvas de cinética son aproximadamente similares.

Finalmente, para tener una mayor certeza de la influencia de estas propiedades se sugiere la realización de análisis QEMSCAN para cada compuesto evaluado.

7.1.2 Recuperación

Las pruebas metalúrgicas permiten concluir cuanto se puede recuperar de los elementos de interés.

Es claro que el aumento del tamaño de partícula tiene un efecto negativo en la recuperación de cobre y molibdeno.

La siguiente figura muestra el promedio de la recuperación de cobre y molibdeno de los compuestos en estudio.

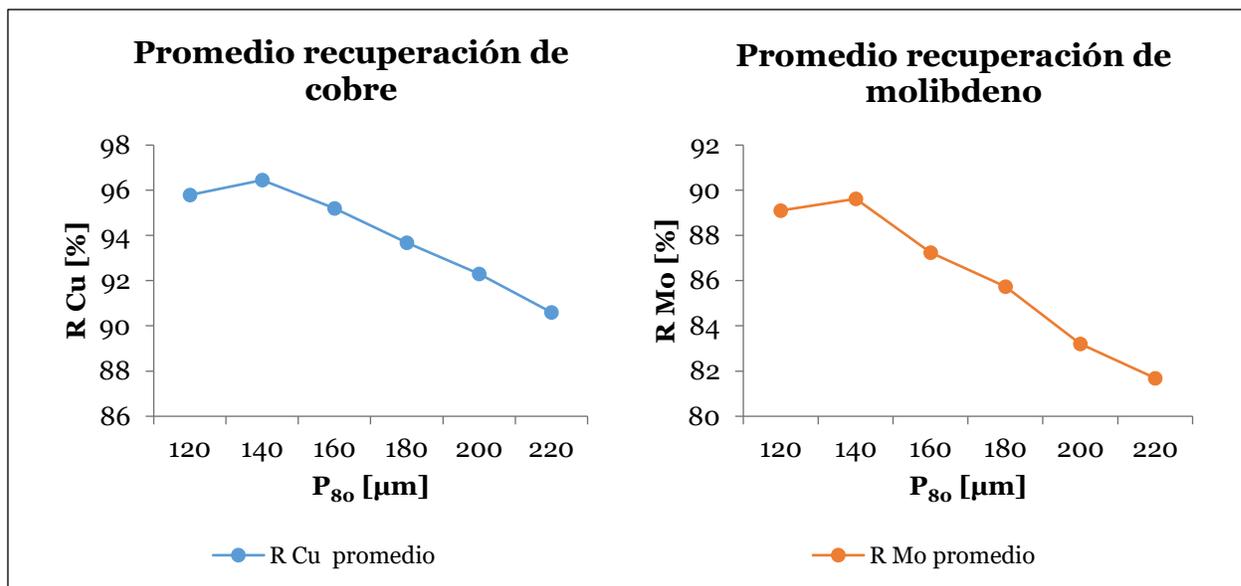


Gráfico 7.1: Promedio recuperación rougher de laboratorio.

Se aprecia que hay un tamaño óptimo que maximiza la recuperación, el cual corresponde a 140 µm. A partir de este tamaño, la recuperación de cobre va disminuyendo en aproximadamente 1,5 puntos a medida que el P₈₀ aumenta en intervalos de 20 µm. Para el molibdeno el descenso por intervalo es de 2 puntos. En otras palabras, la recuperación de molibdeno disminuye más rápidamente a medida que aumenta el P₈₀.

En resumen, al moler más grueso se obtienen menores recuperaciones debido a aspectos tales como:

- La menor probabilidad de adhesión de la partícula a la burbuja, pues la colisión de la partícula puede distorsionar la burbuja y alterar el tiempo de contacto. Se podría mejorar la adhesión de las partículas más gruesas aumentando su hidrofobicidad.
- Como en todo proceso de concentración, se requiere que las especies minerales tengan un grado de liberación adecuado el cual no se alcanza al moler más grueso.
- El efecto en la cinética, ya que cuando las partículas son muy grandes, la fuerza de empuje de la burbuja no será suficiente para transportarla con rapidez hacia la superficie. Hay una disminución de la velocidad de ascenso de la burbuja mineralizada.
- En el caso de la mayor disminución en la recuperación de molibdeno, se debe destacar que las especies como la molibdenita tienen una menor dureza que las especies sulfuradas de cobre, esto provoca que la molibdenita se encuentre en las fracciones de tamaño más finas que las de cobre. Luego, se puede señalar que la molibdenita está liberada en tamaños más finos o asociada con ganga más gruesa.
- La separación del mineral valioso de la ganga está limitada por las características mineralógicas del yacimiento, por ejemplo, las asociaciones.

Con respecto a este último punto, cabe señalar que, durante el desarrollo del trabajo experimental se realizó la preparación de muestras de cabezas y colas de todos los escenarios en estudio con el fin de analizarlas mediante PMA QEMSCAN. Una vez que se hagan estas pruebas, con el propósito de complementar la comprensión de estos resultados, se sugiere incorporar al análisis las características mineralógicas ya que una buena caracterización mineralógica permitirá determinar cuestiones como: especies minerales que encapsulan los minerales valiosos y los minerales asociados.

7.1.3 Escalamiento de resultados

El resultado experimental da cuenta de que la respuesta metalúrgica a escala de laboratorio es más favorable que la respuesta metalúrgica de los procesos industriales. Resulta inevitable obtener diferencias en los resultados ya que generalmente las condiciones de laboratorio se acercan más al ideal. Entre las principales discrepancias de ambos sistemas cabe señalar:

- La planta opera con flujos continuos de alimentación, concentrado y relave. En la celda batch el flujo es discontinuo y no hay alimentación de mineral constantemente.
- La remoción de productos es completamente distinta en ambos procesos. En el caso del concentrado, en el laboratorio se emplean paladas sistemáticas, con remoción de espuma a intervalos constantes, alterando tanto la columna de altura de espuma como la hidrodinámica de la parte inferior a ésta. Con respecto al relave, el tiempo de residencia en la celda batch es igual al tiempo de flotación ya que se descarga todo el relave al finalizar la prueba, en cambio, en la celda continua el relave permanece por un tiempo promedio al tiempo de residencia ya que algunas partículas dejan la celda en un tiempo menor o mayor a éste.
- La relación entre sólido y agua y el nivel de pulpa en la celda batch no son constantes, ya que se remueve concentrado sin adición extra de pulpa.
- La distancia que recorre el agregado partícula-burbuja en el laboratorio es bastante menor que la distancia que recorren las partículas mineralizadas a escala industrial, lo cual disminuye la probabilidad de destrucción del agregado partícula-burbuja.
- La distribución de tamaños de burbujas es diferente en ambas escalas, al igual que la hidrodinámica. En el laboratorio la turbulencia es mayor en la interfase pulpa-espuma.

En resumen, hay diversas condiciones a nivel laboratorio que se alejan de la realidad industrial. Entonces, con el propósito de representar de mejor manera los resultados a nivel de la planta SAG, se aplica el escalamiento de los resultados de flotación obtenidos en el laboratorio a través de la Ecuación 4.1.

Esta expresión analítica permite determinar la recuperación del proceso continuo a partir de los ensayos semicontinuos a escala de laboratorio. Ahora bien, la determinación del parámetro B es un aspecto que debe seguir en proceso de trabajo con el fin de acceder a

un mayor acercamiento a la realidad que define al proceso SAG. En este sentido, se recomienda aumentar las campañas de muestreo de pulpa en planta, por ejemplo, una vez por semana y en cada turno. Además, se sugiere medir tanto la recuperación de cobre como la de molibdeno, ya que para este último elemento no se han realizado cálculos de recuperación rougher. Igualmente, es importante notar que el molibdeno tiene una mayor diferencia entre la recuperación de laboratorio y la recuperación de planta, por lo que contar con más muestras es fundamental para una mejor estimación metalúrgica del parámetro B.

Otro aspecto que considerar tiene que ver con la muestra que será flotada en el laboratorio. Para tener un resultado más representativo, en vez de tomar una muestra puntual, se debe seleccionar una muestra que represente el compuesto total procesado en el día. Todos los días se genera una muestra que está formada por submuestras tomadas en distintos horarios, la cual se utiliza para los cálculos de operación diarios. Parte de esta muestra también puede ser aprovechada para ser flotada en el laboratorio, aunque esto signifique esperar todo el día y realizar la prueba de noche, es un esfuerzo que permitirá mejorar el ajuste del parámetro B.

Asimismo, se recomienda utilizar la misma metodología de obtención de muestra diaria para determinar la distribución granulométrica del producto de molienda, ya que a pesar de que dos muestras puedan tener el mismo P_{80} , no necesariamente tendrán el mismo perfil granulométrico ni la misma recuperación.

7.1.4 Reproducibilidad de los resultados

Este trabajo cuenta con una sección en la cual se explican todos los pasos a seguir para la obtención de los resultados experimentales presentados. Esto permite que el trabajo sea replicado en el futuro por otros autores y el análisis puede llevarse a cabo no solo para la planta SAG de la División El Teniente, si no que para cualquier planta de concentración, alterando como variable de entrada la granulometría del producto de molienda.

7.2 Análisis económico P02018

7.2.1 Simulación del tonelaje

El tonelaje SAG se ha simulado por medio del software IGS el cual se sustenta con información existente del yacimiento y de la planta.

Por un lado, para caracterizar un yacimiento de 1.280 Mton solo se cuenta con 1.780 ensayos de molienda. Del total, 182 corresponden a ensayos SPI que son utilizados para calibrar el software. Para lidiar con esto se aprovecha la información existente con respecto a otros ensayos de la línea Starkey, como TS y TSCT, de los cuales se tiene 775 ensayos de molienda. A pesar de ello, si se considera el número de muestras por millón de toneladas, existen solo 0,6 muestras de la línea TS por cada millón de toneladas. Por lo tanto, la disponibilidad de información es escasa, por lo que se debe mejorar el poblamiento de ensayos para la línea SAG a través de nuevas campañas de sondajes y test para análisis geometalúrgicos.

Por otro lado, la calibración del software se realiza con data operacional entre agosto 2016 a febrero 2017, es decir, no incluye el cambio en la estrategia de recirculación de pebbles. Además, la capacidad de tratamiento es función del índice de dureza (entre otras variables) programado por la mina (15,59 kWh/t_c), pero en los escenarios granulométricos 200 μm y 220 μm este índice aumenta levemente debido a la incorporación del material fino hacia la planta SAG (Tabla 7.1), pues el material fino tiene un mayor índice de dureza.

El Po2018 se ha realizado en base a estos antecedentes, pero para los planes futuros es importante recoger el cambio en la estrategia operacional y mejorar continuamente el software.

Tabla 7.1: Índice de dureza Plan Mina Po2018.

P₈₀ [μm]	Índice de dureza mina [kWh/ t_c]
120	15,59
140	15,59
160	15,59
180	15,59
200	15,64
220	15,65

7.2.2 Plan Po218

El cambio granulométrico SAG genera importantes modificaciones en los planes de las líneas de concentración SAG, Convencional y en la etapa de retratamiento. Como se ha visto, el aumento de la capacidad de tratamiento de la planta SAG trae consigo la disminución del tonelaje que es distribuido hacia la planta Convencional, afectando su rendimiento esperado para el Po2018 del caso base.

A grandes rasgos, la tendencia observada en el proceso total a medida que aumenta la granulometría del producto de molienda SAG es:

- Disminución del concentrado generado y aumento del relave generado.
- Disminución del cobre fino y del molibdeno fino en el concentrado.
- Aumento del cobre fino y molibdeno fino contenido en el relave.
- Disminución de la recuperación de cobre y molibdeno.

Estas variaciones no solo causan efectos a nivel económico, sino que también existirán consecuencias a nivel operacional sobre los procesos aguas abajo y no necesariamente el aumento de la capacidad SAG, junto con el aumento de la granulometría, se alinea con los requerimientos de estas etapas.

7.2.3 Análisis económico total

7.2.3.1 VAC

La valorización de las plantas concentradoras, a partir de la variación de la granulometría del producto de molienda SAG, indica que el mejor rango granulométrico de P_{80} es 140-160 μm . Es decir, económicamente no conviene seguir aumentando la granulometría del SAG ya que desde una perspectiva global se perjudica el proceso de concentración, principalmente a la línea Convencional. En efecto, el VAC de la razón entre el tonelaje distribuido a la línea SAG y el tonelaje distribuido a la línea Convencional es más favorable en el intervalo 1,4-2 y para valores mayores comienza a disminuir (Gráfico 7.2).

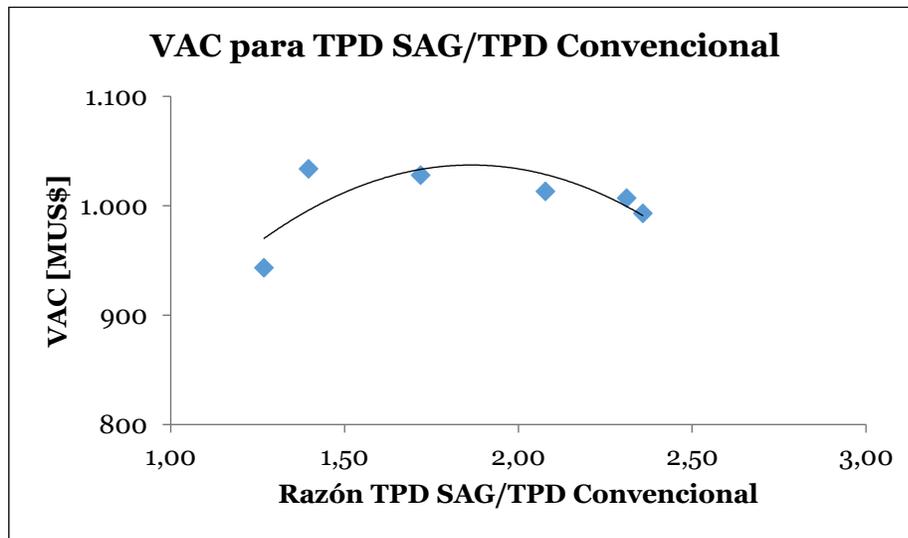


Gráfico 7.2: VAC con respecto a la distribución de tonelaje SAG y Convencional.

Por medio del VAC es posible cuantificar la rentabilidad de cada escenario y se obtiene el siguiente ranking, en orden decreciente, de escenarios granulométricos SAG (medidos por medio del P_{80}): 140, 160, 180, 200, 220 y 120 μm .

Sin embargo, si se aislara económicamente solo a la planta SAG el resultado es completamente diferente. El Gráfico 7.3 da cuenta de que el escenario más rentable se alcanza cuando $P_{80}=200 \mu\text{m}$. Además, el aumento de la capacidad de tratamiento amortigua significativamente la disminución de la recuperación, de tal forma que todos los escenarios son viables. Es importante notar que, a medida que aumenta el P_{80} , el salto económico es en menor proporción. También, el VAC disminuye cuando se alcanza un P_{80} de 220 μm . Por otro lado, el ranking de escenarios granulométricos cambia de la siguiente manera: 200, 220, 180, 160, 140 y 120 μm , desplazando al mejor escenario granulométrico total hacia el quinto lugar.

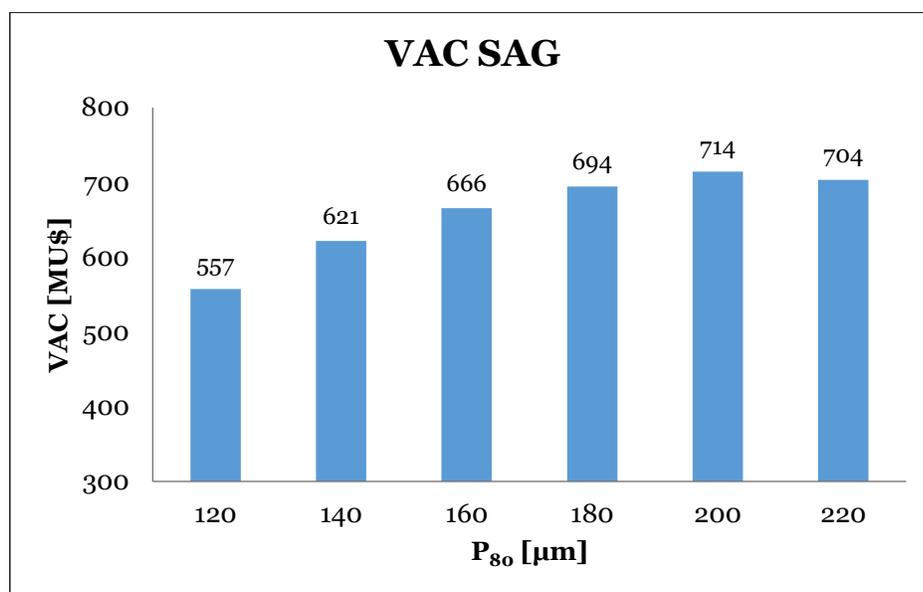


Gráfico 7.3: VAC Po2018 SAG (recuperación promedio).

Por consiguiente, la planta SAG tiene un alto potencial de procesamiento y podría alcanzar un producto de molienda mayor al actual, pero como se señaló anteriormente, la variación granulométrica SAG trae consigo modificaciones en el plan metalúrgico total que impactan negativamente el negocio global de las plantas concentradoras.

Bajo este contexto surge la interrogante de cómo cambia el resultado económico total si la producción mina aumentara. Por ejemplo, de acuerdo a los planificadores mineros, la producción de los sectores productivos que alimentan al tren de gruesos podría aumentar hasta 3.000 tpd. Al realizar este ejercicio, el VAC total se modifica según la forma mostrada en el Gráfico 7.4. Por un lado, se observa que el intervalo granulométrico SAG más rentable se ubica entre 160 y 180 μm . Por otro lado, entre el escenario 140 μm y 180 μm el VAC resultante posee una leve diferencia.

En consecuencia, el aumento de la producción de los sectores que alimentan al tren de gruesos permite compensar el aumento de la capacidad de tratamiento de la planta SAG y disminuir el impacto en la variación de tonelaje de la correa de transferencia hacia la línea convencional, aprovechando de mejor manera la capacidad operativa de ambas plantas.

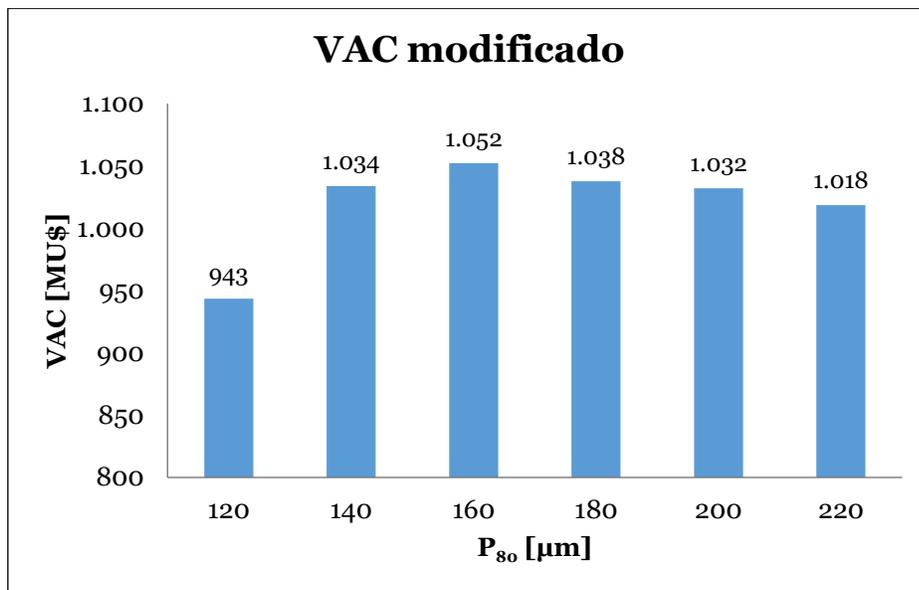


Gráfico 7.4: VAC modificado Po2018.

Por otro lado, si la producción mina fuera tal que en todos los escenarios la capacidad operativa de todas las plantas concentradoras fuera la máxima, el VAC se modifica de acuerdo a lo observado en el Gráfico 7.5. En este caso el mejor intervalo granulométrico SAG también se ubica entre 160 y 180 μm . No obstante, se debe analizar si el costo asociado al aumento de la producción mina se compensa con el alza económica de las plantas concentradoras. Si no fuese así, se mantiene como mejor escenario granulométrico el rango obtenido cuando la oferta mina es limitada, es decir, P_{80} entre 140 y 160 μm .

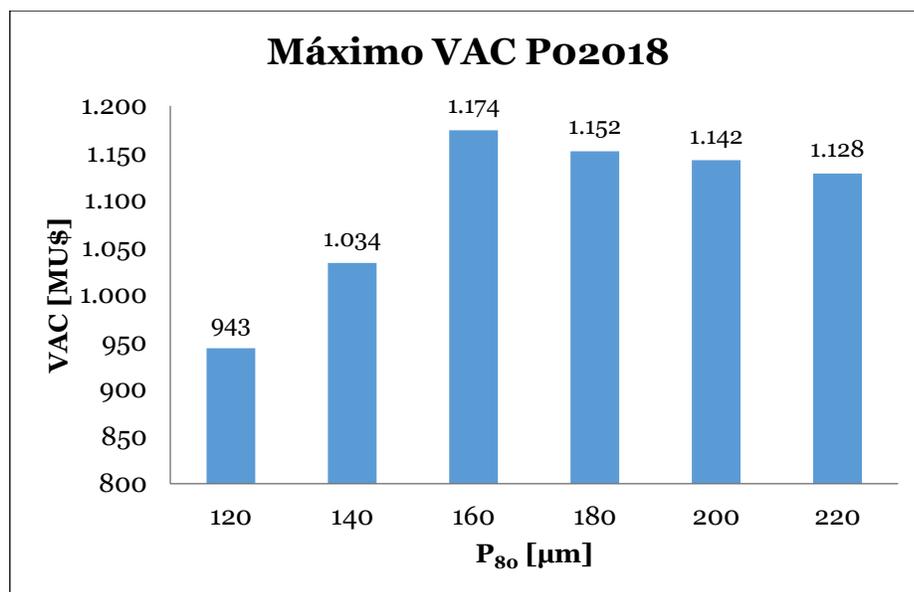


Gráfico 7.5: VAC con procesamiento máximo Po2018.

7.2.3.2 Suministros

La cuantificación de los costos se ha dividido en costos fijos y variables. No obstante, a pesar de que el costo variable se modifica según el tonelaje tratado, no diferencia individualmente a los distintos suministros. De modo general, la tendencia es que el aumento del costo variable de la línea SAG se amortigua con la disminución del costo variable de la línea convencional. A pesar de ello, la determinación de los costos asociados a consumo de acero, agua y energía es un cálculo más robusto que debería tener en cuenta lo siguiente:

- Al variar el tonelaje tratado, el consumo de agua para mantener las condiciones de C_p de los molinos también se modificará. A partir de la Ecuación 2.17, se infiere que, el aumento de tonelaje tratado en la línea SAG compromete un aumento del consumo de agua según lo señalado en la Tabla 7.2.
- El aumento del procesamiento también afecta el desgaste de los revestimientos y bolas de acero y, en consecuencia, a medida que aumenta el P_{80} habrá más detenciones que las consideradas para el cálculo de la capacidad operativa de la planta.
- De acuerdo a lo estudiado en la Ilustración 2.1, se tiende a pensar de que hay una sobrestimación asociada al coste de energía SAG, ya que al moler más grueso debería disminuir el consumo de energía (Ecuación 2.4). Además, debido al cambio en la estrategia de recirculación de pebbles también ha disminuido el consumo de energía de los molinos. Por otro lado, también se debe tener en cuenta la energía utilizada para el funcionamiento de toda la planta a medida que aumenta el procesamiento.

Dicho de otro modo, para conseguir un resultado económico con mayor precisión se sugiere la evaluación de los aspectos mencionados por separado, con el fin de identificar su verdadero impacto en el costo variable total.

Tabla 7.2: Requerimiento de agua molienda SAG.

P_{80} [μm]	Q_1 [lt/día]
120	95.425
140	105.049
160	113.974
180	121.721
200	125.871
220	126.627

7.3 Procesos aguas abajo

Para finalizar este capítulo, es necesario mencionar que la elección del mejor escenario granulométrico a escala global no solo dependerá de la factibilidad económica, sino que también es fundamental revisar los requerimientos de operación de otras etapas posteriores.

Desde esta perspectiva, a continuación, se indican algunos eventos operacionales que deben ser revisados con precaución.

7.3.1 Efecto en el transporte de pulpas

El tamaño de partícula es una de las características del sólido que condiciona el transporte. Un aumento en el tamaño de partícula podría ocasionar problemas de aglomeración y obstrucción de las canaletas. Asimismo, afectaría la velocidad límite del flujo de pulpa (mínima velocidad de flujo para que no exista riesgo de depositación y obstrucción), la cual en un régimen turbulento es proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de partícula.

Un caso crítico en la División El Teniente, es la vulnerabilidad en el sistema de conducción de relave, el cual posee una longitud de 86 km entre Colón y el embalse Carén. Este sistema está constituido principalmente por una canoa de hormigón armado dispuesta sobre una plataforma. Además, el sistema posee obras anexas como puentes, túneles, cascadas, cajones disipadores, cruces, entre otras. Debido a su longitud y disposición geográfica el sistema se divide en dos tramos: uno con pendientes altas (tramo cordillera) y otro con pendientes bajas (tramo valle). El comportamiento hidráulico en cada caso es diferente.

A lo largo del trayecto, existen diversas obras limitantes en las cuales no se puede exceder ciertos valores de producción, caudal y C_p . Por un lado, si se supera el caudal de diseño se generaría un mayor desgaste en el revestimiento, lo que a su vez significa una mayor mantención, mayor velocidad de relave, generación de trenes de ondas aguas abajo y salpicaduras al entorno. Por otro lado, en el caso de un aumento de la producción de relave, se considera complejo generar un segundo sistema de conducción. Por esta razón, es recomendable la generación de relaves más espesados o la reutilización de tranques y embalses existentes. Además, no hay que olvidar que varios de los sectores por los que cruza el sistema de conducción han aumentado su densidad demográfica, generando un riesgo a las personas y al negocio que podría ser relevante al cambiar de escenario granulométrico. Luego, habría que analizar diferentes medidas de mitigación, como, por ejemplo, tapar el sistema de conducción.

7.3.2 Efecto en la etapa de flotación selectiva

Al aumentar la granulometría de molienda SAG, también aumenta la granulometría del producto total (ver Gráfico 6.8). Por lo tanto, se esperaría la disminución de la recuperación de los concentrados selectivos. Además, esta situación de acentúa debido a que el contenido de cobre y molibdeno fino en el concentrado colectivo disminuye a medida que aumenta el tamaño de partícula.

7.3.3 Efecto en la separación sólido-líquido

Los métodos de separación sólido-líquido utilizados corresponden al espesamiento y filtrado.

Por un lado, es conocido que la velocidad de sedimentación de partículas dentro del espesador es una función del tamaño de partícula, por lo que un aumento de la granulometría permitiría una sedimentación más rápida.

No obstante, hay que tener cuidado con los tamaños más gruesos (superiores a 200 μm), los cuales podrían causar problemas operacionales en el espesador, como, por ejemplo, en el torque de las rastras. Esto a su vez implica el aumento de las mantenciones y la obtención de un relave menos espesado que generaría problemas en el sistema de conducción de relaves.

Por otro lado, en cuanto a la etapa de filtrado, el aumento de la granulometría en el concentrado provocaría un aumento de la tasa de filtrado ya que habría más espacios para que el líquido fluya. Pero, al igual que en el espesador, se debe tener en cuenta algunos problemas operacionales tales como el daño o rotura del medio filtrante.

8. Conclusiones

Ante el escenario de descenso de las leyes, durante el 2017 se han realizado una serie de actividades enfocadas en aumentar el procesamiento de la planta SAG. No obstante, este aumento de procesamiento ha significado el aumento de la granulometría del producto de molienda a un $P_{80}=180 \mu\text{m}$, afectando la recuperación.

Esto ha sido corroborado por medio del trabajo experimental realizado en las dependencias del laboratorio metalúrgico y la principal conclusión es que la variación granulométrica, junto con el aumento del procesamiento SAG, impactará el producto total de los procesos colectivos.

El conjunto de consecuencias, debido a modificación de la granulometría del producto de molienda SAG, se puede resumir en tres aspectos: efectos en la recuperación, efectos en el plan metalúrgico y efectos en la evaluación económica.

Efecto en la recuperación

Entre las principales conclusiones cabe destacar que es importante llevar a cabo pruebas de flotación de laboratorio como una herramienta de diagnóstico antes de realizar modificaciones al proceso. Por ejemplo, se ha visto que para evaluar la factibilidad de concentrar el mineral a diferentes tamaños de partícula se puede desarrollar un trabajo experimental el cual debe contener al menos:

- Una selección de muestra representativa y con un adecuado protocolo de muestreo.
- Molienda de la muestra a fin de conseguir el tamaño requerido y flotación de la pulpa de molienda.
- Análisis químico de las cabezas y los productos.

De este modo, del trabajo experimental se comprueba que la separación del mineral valioso de la ganga es una de las operaciones más importantes en el procesamiento de minerales. El tamaño de partícula, entre otros factores, es un factor limitante del proceso. En efecto, aunque se tengan los reactivos adecuados y los parámetros de operación óptimos, la recuperación y leyes de concentrados y colas dependerán del grado de liberación de las especies.

En síntesis, teniendo la granulometría de entrada es posible predecir el resultado del proceso de flotación rougher. Los resultados obtenidos señalan que al aumentar la granulometría del producto de molienda:

- Disminuye la ley de cobre y la ley de molibdeno en el concentrado rougher.
- Aumenta la ley de cobre y la ley de molibdeno en el relave rougher.
- Disminuye la recuperación rougher.

Por otro lado, dado que la respuesta metalúrgica del laboratorio es más favorable que la de planta, es relevante aplicar un factor de escalamiento que permita representar de mejor manera los resultados a nivel industrial. Sin embargo, es complicada la determinación de

este factor, ya que las condiciones de la planta varían diariamente. Además, la cantidad de muestras disponibles para este análisis es escasa.

Por último, es importante recordar que las ecuaciones de escalamiento planteadas representan a la recuperación de cobre o molibdeno que se obtendría considerando toda a alimentación a la planta SAG. Para el escalamiento de los compuestos en estudio el resultado es más favorable ya que solo se toma en cuenta la mejor porción de la alimentación.

Efecto en el plan metalúrgico

Cambiar de escenario granulométrico, desde un escenario de planificación actual de 140 μm a un escenario de 180 μm (granulometría actual de la línea SAG), trae consigo una serie de modificaciones en el producto final de concentración. Es más, el aumento granulométrico SAG implica:

- Disminución del concentrado generado.
- Aumento del relave generado.
- Disminución del cobre y molibdeno fino en el concentrado.
- Aumento del cobre y molibdeno fino en el relave.
- Descenso de la recuperación total por especie.
- Aumento de la granulometría de los productos finales.

En este sentido, se concluye que el plan actual será difícil de cumplir, debido al aumento de la granulometría del producto de molienda SAG.

Por otra parte, de acuerdo a los resultados de la simulación de tonelaje, el aumento de la granulometría del producto de molienda permite cumplir con el propósito de aumentar el procesamiento de la planta, pero esta modificación irá de la mano de la disminución del procesamiento de la línea convencional, dado que existe una producción minera limitada para el próximo año. Mientras más grande sea el P_{80} SAG, mayor será el perjuicio de la planta convencional. Es decir, se genera un punto de quiebre en la razón TPD SAG/TPD Convencional.

De la misma manera, para obtener un mejor resultado global y disminuir el perjuicio de la planta convencional, el aumento del procesamiento SAG va a depender del aumento de la producción de los sectores que alimentan a la planta a través del tren de gruesos, así como de la incorporación de nuevos sectores. En conclusión, el plan mina impacta directamente en el resultado final, por lo que la planificación mina y planta debe desarrollarse en conjunto y no de manera aislada.

Una última observación es que el plan no solo debe ser rentable, sino que también técnicamente factible con otros procesos aguas abajo. La modificación del P_{80} SAG genera cuellos de botellas en los procesos aguas abajo, principalmente en el espesamiento y transporte de pulpas. La granulometría máxima total será aquella que permita el sistema de espesamiento junto con el sistema de manejo de pulpas.

Evaluación económica

La evaluación económica permite concluir cual es el mejor escenario granulométrico SAG para las plantas concentradoras.

Según los indicadores económicos, el rango de P_{80} óptimo global de las plantas estudiadas se ubica entre 140 μm y 160 μm , con un ritmo de procesamiento medio entre 73.000 tpd y 79.202 tpd.

En otras palabras, cuando la oferta mina es limitada, el mejor escenario económico es el escenario de planificación actual y el aumento sostenido del procesamiento SAG perjudica al negocio global, ante una oferta fija de mineral.

No obstante, cabe destacar que la planta SAG por si sola tiene un gran potencial de alcanzar una mayor capacidad de procesamiento, tanto económicamente como operacionalmente, recordando que la planta es flexible y permite el cambio del circuito. En este contexto, si la oferta mina aumentara, el intervalo de P_{80} óptimo global de las plantas estudiadas se modifica a 160 μm y 180 μm , con un ritmo de procesamiento medio entre 79.000 tpd y 84.586 tpd.

De la misma manera, se debe tener en cuenta que existe un punto en el cual no conviene seguir aumentando el procesamiento de la línea SAG, tal como se aprecia en el Gráfico 7.2

Nuevamente, es importante recalcar que el aumento de procesamiento no solo debe alinearse con las estrategias de productividad y rentabilidad, sino que también con las estrategias de factibilidad operacional de otros procesos, seguridad y relación con las comunidades de la compañía.

9. Recomendaciones

En el futuro se recomienda complementar el trabajo realizado con los siguientes aspectos:

- Mejorar el muestreo de pulpa de la planta SAG a través de un adecuado protocolo y estandarización del proceso. Ajustar el parámetro de escalamiento de recuperación rougher de laboratorio a recuperación rougher de planta.
- Incluir aspectos geometalúrgicos que servirán para comprender mejor la cinética de molienda y los resultados de flotación.
- Mejorar la calibración del software IGS. Por un lado, se sugiere aumentar el número de ensayos para la línea SAG y realizar más campañas de sondajes en los sectores productivos que alimentan a la planta. Por otro lado, actualizar el software con la data operacional actual, incorporando el cambio en la estrategia de recirculación de pebbles.
- Cuantificar los costos asociados energía, agua y acero por separados para identificar de mejor manera su influencia en el costo total.
- Determinar la granulometría máxima permitida, entre la del sistema de espesamiento y depositación de relaves.

10. Bibliografía

1. Austin, L. & Concha, F., 1994. *Diseño y Simulación de Circuitos de Molienda y Clasificación*. Concepción: Programa Iberoamericano de Ciencia y Tecnología para el Desarrollo.
2. Baeza, D. & Villanueva, A., 2004. *Método Simplificado a Escala Laboratorio Para La determinación Del Consumo Específico de Energía SAG*, Rancagua: División El Teniente.
3. Barona, F., 2007. *Influencia de la Distribución de Tamaño de Burbujas en la Recuperación de la Flotación para Minerales de Cobre*, Santiago: s.n.
4. Bulatovic, S., 2007. *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice*. 1 ed. s.l.:Elsevier.
5. Bustamante, D., Constanzo, H. & Larrain, M., 2012. *Mine Planning At El Teniente*, Rancagua: División El Teniente.
6. Bustamante, O., Gaviria, A. & Restrepo, O., 2008. Concentración de Minerales. En: *Programa Curricular Ingeniería de Minas y Metalurgia*. s.l.:Universidad Nacional de Colombia, pp. 1-83.
7. Casali, A., 2014. *Fundamentos de Procesos Mineralúrgicos: Chancado*, Santiago: Universidad de Chile.
8. Casali, A., 2014. *Fundamentos de Procesos Mineralúrgicos: Molienda*, Santiago: Universidad de Chile.
9. Casali, A., 2014. *Fundamentos de Procesos Mineralúrgicos: Muestreo en el Procesamiento de Minerales.*, Santiago: Universidad de Chile.
10. Casali, A., 2014. *Fundamentos de Procesos Mineralúrgicos: Sistemas Particulados*, Santiago: Universidad de Chile.
11. Codelco Educa, 2017. *Concentración: de la Roca al Mineral de Cobre*. [En línea] Available at: https://www.codelcoeduca.cl/procesos_productivos/escolares_chancado_y_molienda.asp [Último acceso: 27 Marzo 2017].
12. Codelco, 2017. *División El Teniente*. [En línea] Available at: <https://www.codelco.com/elteniente> [Último acceso: 13 Marzo 2017].
13. Codelco, 2017. *Fundamentos de la Flotación*. [En línea] Available at: https://www.codelcoeduca.cl/procesos_productivos/tecnicos_flotacion.asp [Último acceso: 27 Marzo 2017].

14. Codelco, 2017. *Orientaciones Comerciales 2018. Ventas de Cobre y Subproductos*, Santiago: Casa Matriz de Codelco.
15. Concha, J. & Saavedra, I., 2017. *Plan de Producción 2018. Etapa de Levantamiento de Información*, Rancagua: División El Teniente.
16. Concha, J. & Wasmund, E., 2010. *Flotación de Finos y Gruesos Aplicada a la Recuperación de Minerales de Cobre*, s.l.: s.n.
17. Davenport, W., Kink, M., Schlesinger, M. & Biswas, A., 2002. *Metallurgy Extractive of Copper*. Cuarta ed. s.l.:Pergamon.
18. Edemet, 2017. *Flotación Continua*. [En línea] Available at: <http://www.edemet.cl/index.php?pag=2&o=c&id=76> [Último acceso: 28 Marzo 2017].
19. Fierro, P., 2015. *Análisis mineralógico de alta definición*, Santiago: s.n.
20. Geología de Producción, 2016. *Alimentación Zonas SAG Sectores Productivos Subterráneos Reservas Norte y Esmeralda*, Rancagua: División El Teniente.
21. Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2015. *Zonas Minerales en el Modelo de Bloques Diluido*. Rancagua, División El Teniente.
22. Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2017. *Informe del Proceso de Planificación Anual*, Rancagua: División El Teniente.
23. Gupta, A. & Yan, D., 2006. *Mineral Processing Data and Operation*. s.l.:Elsevier Science.
24. Gupta, C., 1992. *Extractive Metallurgy of Molybdenum*, s.l.: s.n.
25. Kracht, W., 2015. Ingeniería del Procesamiento de Minerales. En: *Apunte de Flotación de Minerales*. Santiago: Universidad de Chile, p. 131.
26. Laboratorio Metalúrgico DET, 2015. *Instructivo para el Test de Flotación Colectiva*, Rancagua: División El Teniente.
27. Laboratorio Metalúrgico DET, 2015. *Instructivo para el Test de Molienda Batch*, Rancagua: División El Teniente.
28. Lobos, L., 2015. *Evaluación del Uso de NaSH en el Circuito de Flotación Selectiva de Molibdeno de Los Pelambres*, Santiago: Universidad de Chile.
29. Lois, P., 2015. *Interacción Agua/Roca durante Molienda e Impactos Físicoquímicos y Geoquímicos en la Flotación: Caso Pórfido Escondida*, Santiago: Universidad de Chile.
30. Prieto, A., 2014. *Elementos Críticos Energéticos: Potencial de Desarrollo en Chile*, Santiago: Universidad de Chile.

31. Servidor Web de Minerales, 2017. *Introducción a la mineralogía*. [En línea] Available at: http://greco.fmc.cie.uva.es/mineralogia/contenido/intr_miner2_4_1.html [Último acceso: marzo 2017].
32. Superintendencia de Planificación, 2017. *Plan de Negocio y Desarrollo 2017- Planta*. Rancagua: s.n.
33. Tapia, J., 2016. Fundamentos de la Conminución. En: *Preparación Mecánica de Minerales*. Iquique: Departamento de Ingeniería en Metalurgia Extractiva, Universidad Arturo Prat, pp. 1-13.
34. Torres, M., 2008. *Análisis de Sistemas Particulados: Balances de Material*, Santiago: Universidad de Chile.
35. Torres, M., 2016. *Análisis y Simulación de Procesos Mineralúrgicos*. Santiago, Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, pp. 1-49.
36. Trahar, W., 1981. *A rational interpretation of the role of particle size in flotation*, Australia: s.n.
37. Turismo Virtual, 2017. *Mapa Sexta Región del Libertador Bernardo O'higgins*. [En línea] Available at: <http://www.turismovirtual.cl/vi/vi.html> [Último acceso: 11 Abril 2017].
38. Universidad de Antioquia, 2005. *Conminución*. s.l., Facultad de Ingeniería, pp. 1-65.
39. Walker, W., Lewis, W., McAdams, W. & Gilliland, E., 1937. *Principles of Chemical Engineering*. New York: McGraw-Hill.
40. Wyslouzil, H., Kohmeunch, J., Christodoulou, L. & Fan, M., 2009. *Coarse and Fine Particle Flotation*. Australia, s.n.

Anexos

A. Manejo de materiales

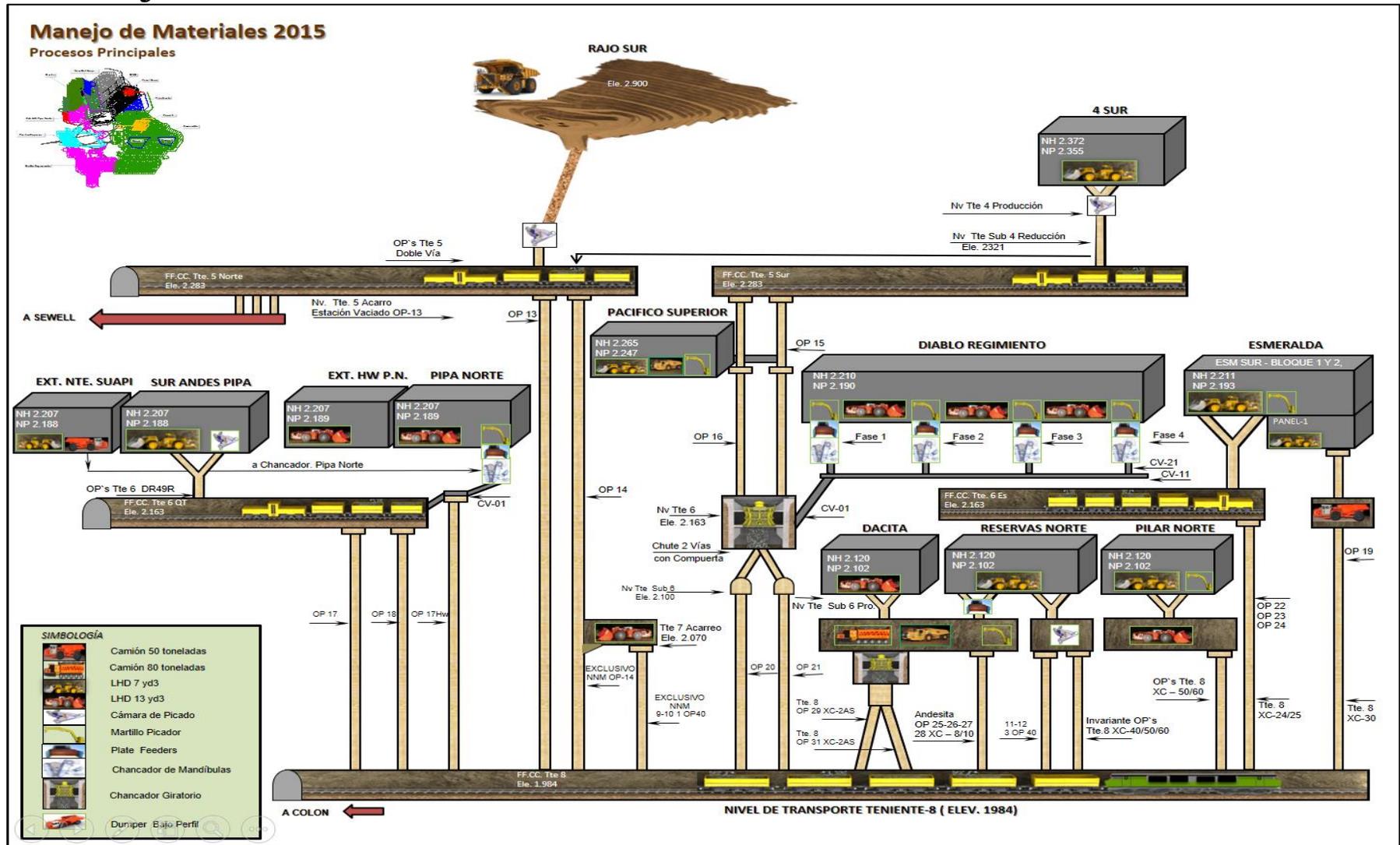


Ilustración A.1: Manejo de materiales (Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, 2015).

B. Criterios de operación planta SAG

Tabla B.1: Criterios de operación molienda SAG.

Criterio	Línea 1	Línea 2
Límites de batería		
<ul style="list-style-type: none"> Desde: Hasta: 	Acopio de mineral grueso 315 Molino SAG 401	Acopio de mineral grueso 316 Molino SAG 501
Alimentación:	Producto de chancado 1°	Producto de chancado 1°
Equipos principales:	Molino SAG Molinos de bolas	Molino SAG Molinos de bolas
Cp en la descarga del SAG:	41	41
Generación de pebbles:	25-30%	25-30%
Utilización efectiva:	92,96%	92,91%
Work index:	15,40 [kWh/tc]	15,40[kWh/tc]
Consumo Específico de Energía		
<ul style="list-style-type: none"> CEE molino SAG: CEE molino Bolas: 	8,82 [kWh/tc] 7,50 [kWh/tc]	11,06 [kWh/tc] 9,61 [kWh/tc]
Capacidad de tratamiento plan de producción 2017:	28.500,00 [tpd]	49.500,00 [tpd]
Días de operación:	360,00	360,00

Tabla B.2: Dimensiones y potencias de molinos.

Equipo	Línea 1	Línea 2
Molino SAG		
• Dimensiones DxL:	36' x 15'	38' x 20'
• Cantidad:	1	1
• Potencia instalada:	15.000,00 [Hp]	26.000,00 [Hp]
Molino de Bolas		
• Dimensiones DxL:	28' x 18'	24' x 36'
• Cantidad:	2	2
• Potencia instalada [Hp]	6.000,00 [Hp]	15.000,00 [Hp]
Planta Completa		
• Potencia SAG:	15.000,00 [Hp]	26.000,00 [Hp]
• Potencia Bolas:	12.000,00 [Hp]	30.000,00 [Hp]
• Potencia por línea:	27.000,00 [Hp]	56.000,00 [Hp]
• Razón Pot bolas/Pot SAG:	0,80	1,15
Potencia total circuito:	83.000,00 [Hp]	
Razón Pot Bolas/Pot SAG circuito:	1,02	

Tabla B.3: Criterios de operación flotación colectiva.

Criterio	Detalle/Valor
Límites de batería <ul style="list-style-type: none"> • Desde: • Hasta: 	Molienda SAG Descarga de relaves en espesadores de relaves Descarga de concentrado de Cu-Mo en espesadores de concentrado
Alimentación:	Producto de molienda
Equipos principales:	Celdas convencionales para flotación rougher Molinos verticales para remolienda de concentrado rougher Hidrociclones Celdas columnares para flotación cleaner Celdas convencionales para flotación scavenger
Recuperación de Cu:	90,14%
Recuperación de Mo:	73,13%
Recuperación global:	90,21%
Ley de Cu en la alimentación:	0,97%
Ley de Mo en la alimentación:	0,02%
Ley de Cu en el concentrado:	32,00%
Ley de Mo en el concentrado:	0,43%

Tabla B.4: Características equipos flotación colectiva.

Equipo	Detalle/Valor
Celda flotación rougher	
• Alimentación:	Desde etapa de molienda (overflow ciclones)
• Tiempo de residencia:	26 [min]
• Volumen nominal:	127,4 [m ³]
Celda flotación cleaner	
• Alimentación:	Overflow remolienda
• Altura:	11,0 [m]
• Área	20,0 [m ²]
Celda flotación scavenger	
• Alimentación:	Relave cleaner
• Volumen nominal:	127,4 [m ³]
Remolienda	
• Alimentación:	Concentrado rougher y concentrado scavenger
• Potencia	1.250,0 [Hp]

C. Simulación geometalúrgica integrada (IGS)

Para mitigar los riesgos y optimizar la planta, la empresa Soluciones en Gestión y Softwares (SGS) ofrece la herramienta Simulación Geometalúrgica Integrada (IGS), la cual simula circuitos de molienda y flotación, ya sea por separados o combinados.

Utilizando resultados previamente determinados en trabajos experimentales de molienda y metalúrgicos, IGS permite ver fácilmente los cambios realizados en cualquier parte del circuito y su impacto en el rendimiento. De esta manera, IGS se puede usar para una variedad de propósitos, incluyendo diseño de plantas, ensayo de escenarios, optimización de energía y pronóstico de producción.

El software permite manipular las condiciones de funcionamiento y realizar cambios de diseño, con el fin de revisar cómo afectan estos cambios al circuito y a la calidad del producto final. También ayuda a seleccionar equipos optimizados y a predecir el consumo de energía.

Al descargar el software, se puede dibujar y configurar el circuito basándose en dos tipos de datos: datos operacionales y caracterización del mineral.

Por un lado, los datos operacionales corresponden a la información cotidiana que se recopila en el plan de la planta. Para el circuito de molienda se incluyen:

- Configuración del circuito.
- Potencia instalada.
- Tamaño de la abertura de harnero y del tamaño de harnero.
- Promedio de carga circulante.
- Promedio de la carga de molinos.

Y para el circuito de flotación se incluyen los siguientes aspectos:

- Configuración del circuito.
- Tamaño de celdas.
- Parámetros operacionales.

Por otro lado, la caracterización del mineral corresponde a los parámetros de entrada determinados a partir de muestras y ensayos. Para el circuito de molienda la caracterización mineral debe incluir resultados de las siguientes pruebas:

- Ensayos de moliendabilidad en molinos de bolas de Bond.
- Ensayos de work index.
- Ensayos SAG power index (SPI).
- Ensayos de presión estática (SPT).

Y para el circuito de flotación, los datos de caracterización de mineral corresponden a ensayos mineralógicos de flotación resultantes de:

- Ensayos de flotación cleaner.

- Ensayos de ciclo cerrado.
- Análisis mineralógico en masa (BMA).
- Análisis mineralógico de partículas (PMA).
- Búsqueda específica de minerales (SMS).

Estas pruebas varían de acuerdo a los requisitos específicos (diseños greenfield o brownfield, optimización o pronóstico de producción).

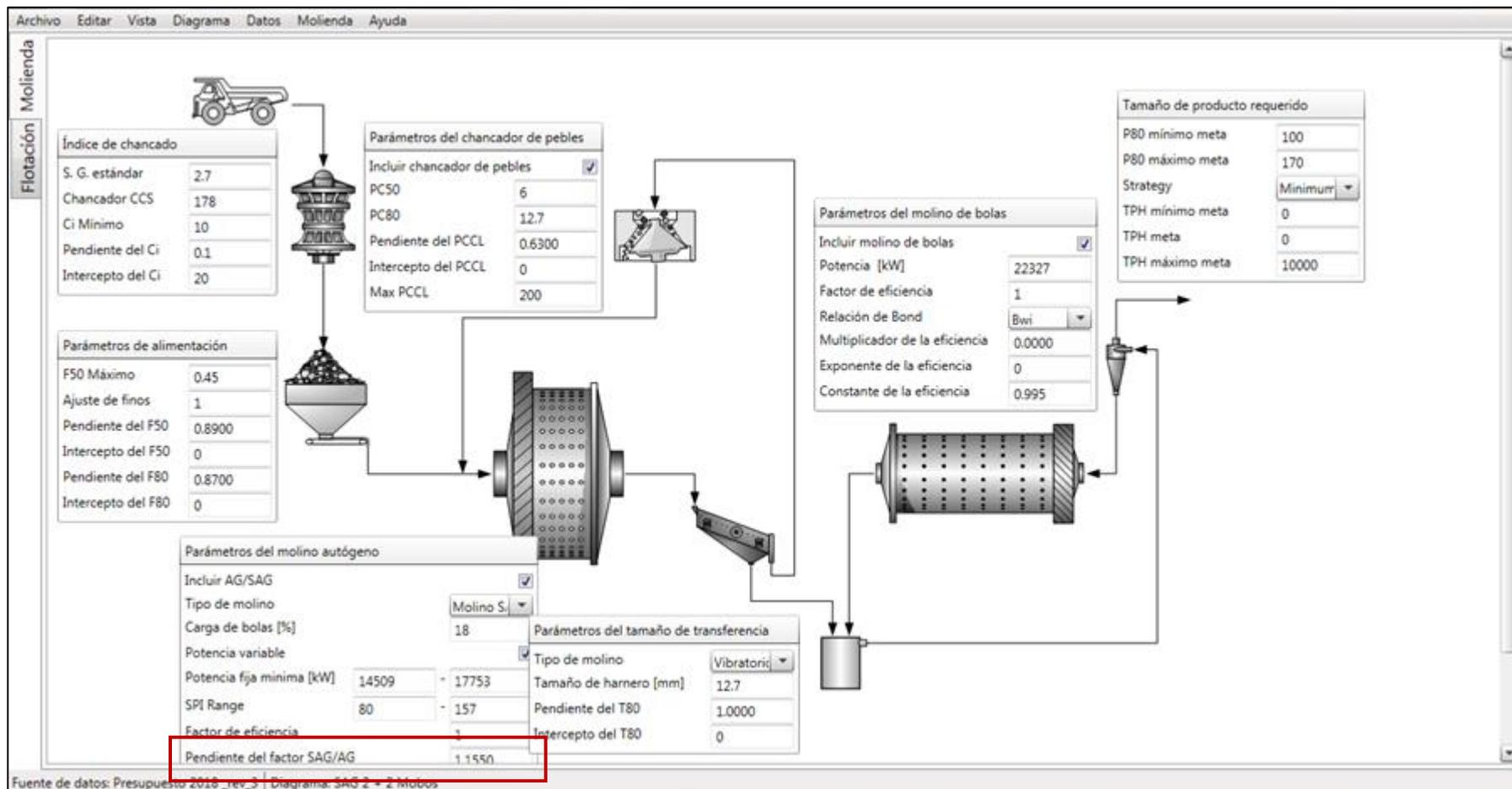
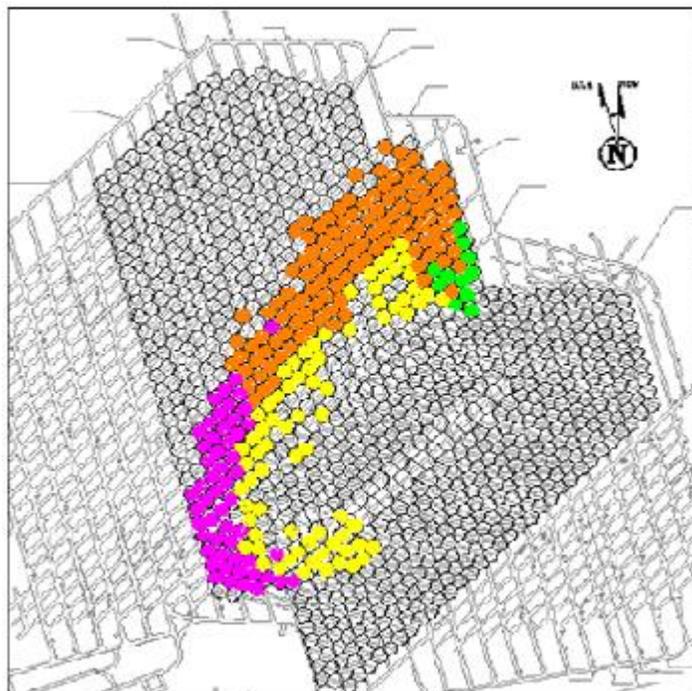


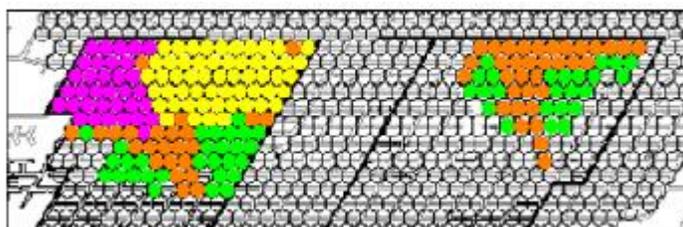
Ilustración C.1: Esquema SAG simulador IGS.

D. Zonas calidad de mineral

Modelo de bloques diluido en zonas minerales



Reservas Norte



Esmeralda

Zona	Comportamiento
Yellow	Muy desfavorable
Green	Desfavorable
Orange	Estándar
Purple	Favorable

Mineralogía cuantitativa zonas calidad de mineral. Muestreo Noviembre del 2016

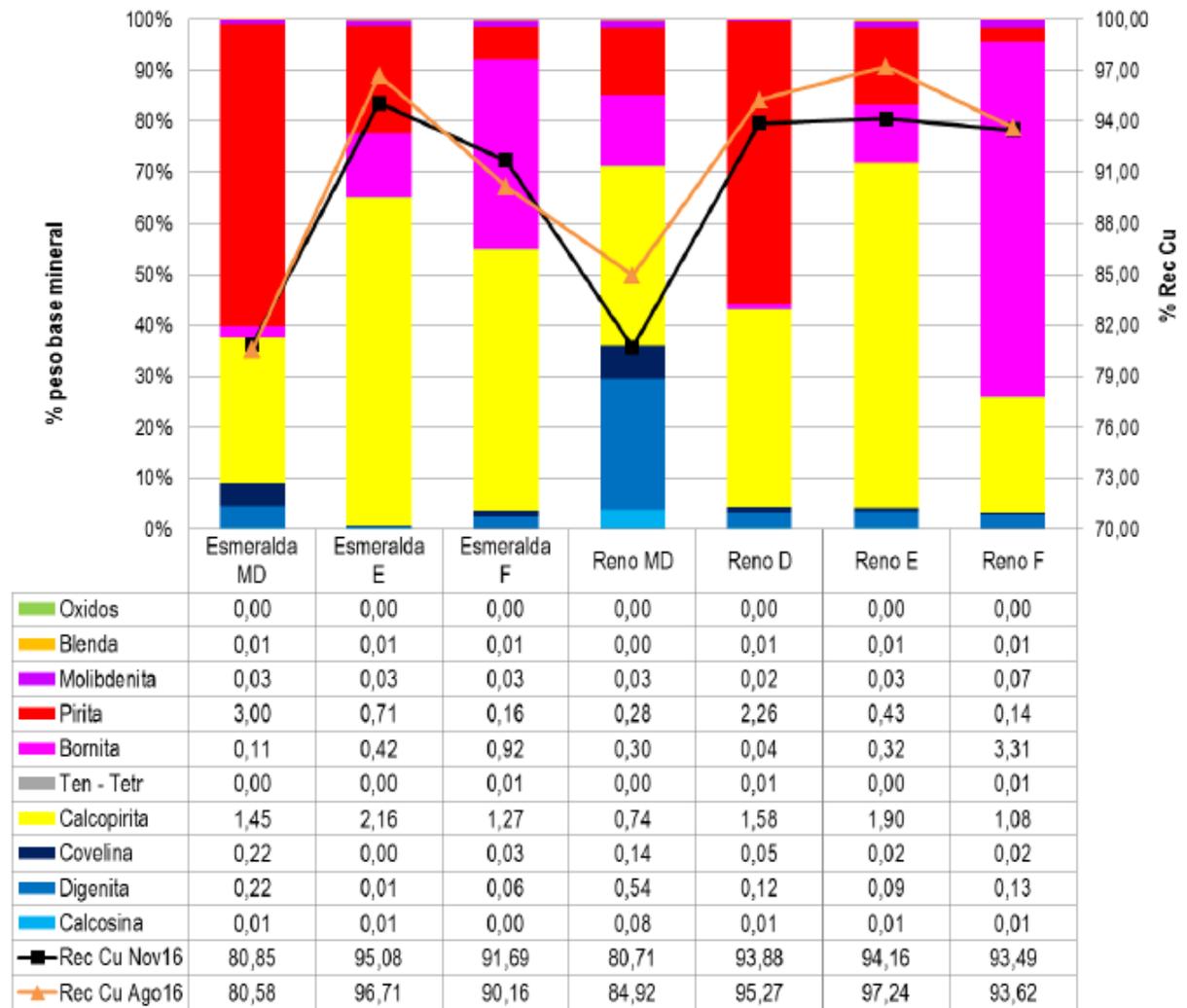


Ilustración D.2: Recuperación de cobre según calidad del mineral (Geología de Producción, 2016).

Aporte relativo diario a planta SAG. Mezclas de zonas del 01/11/16 al 26/12/16

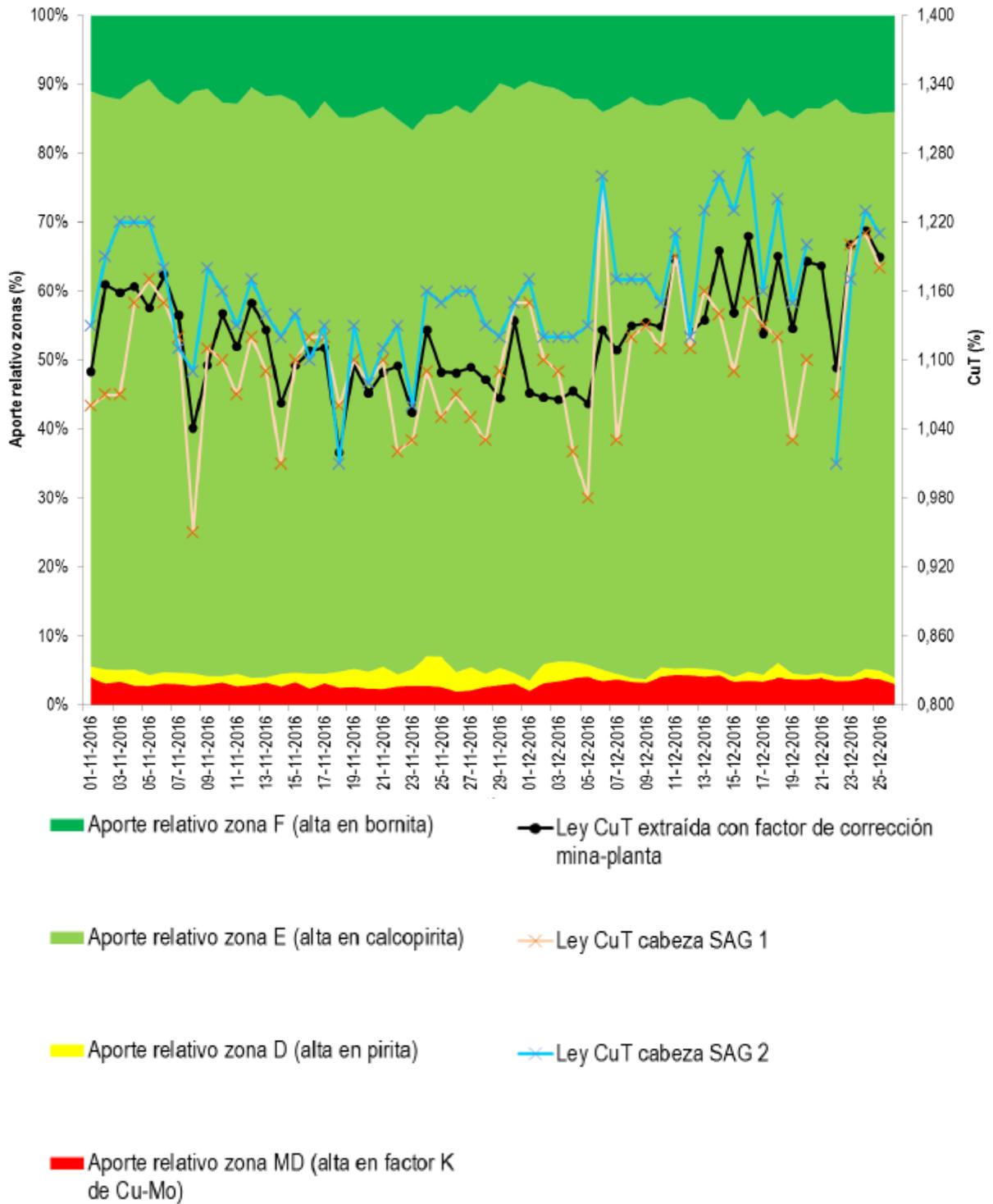


Ilustración D.3: Aporte relativo diario de mezclas (Geología de Producción, 2016).

E. Análisis estadístico planta SAG

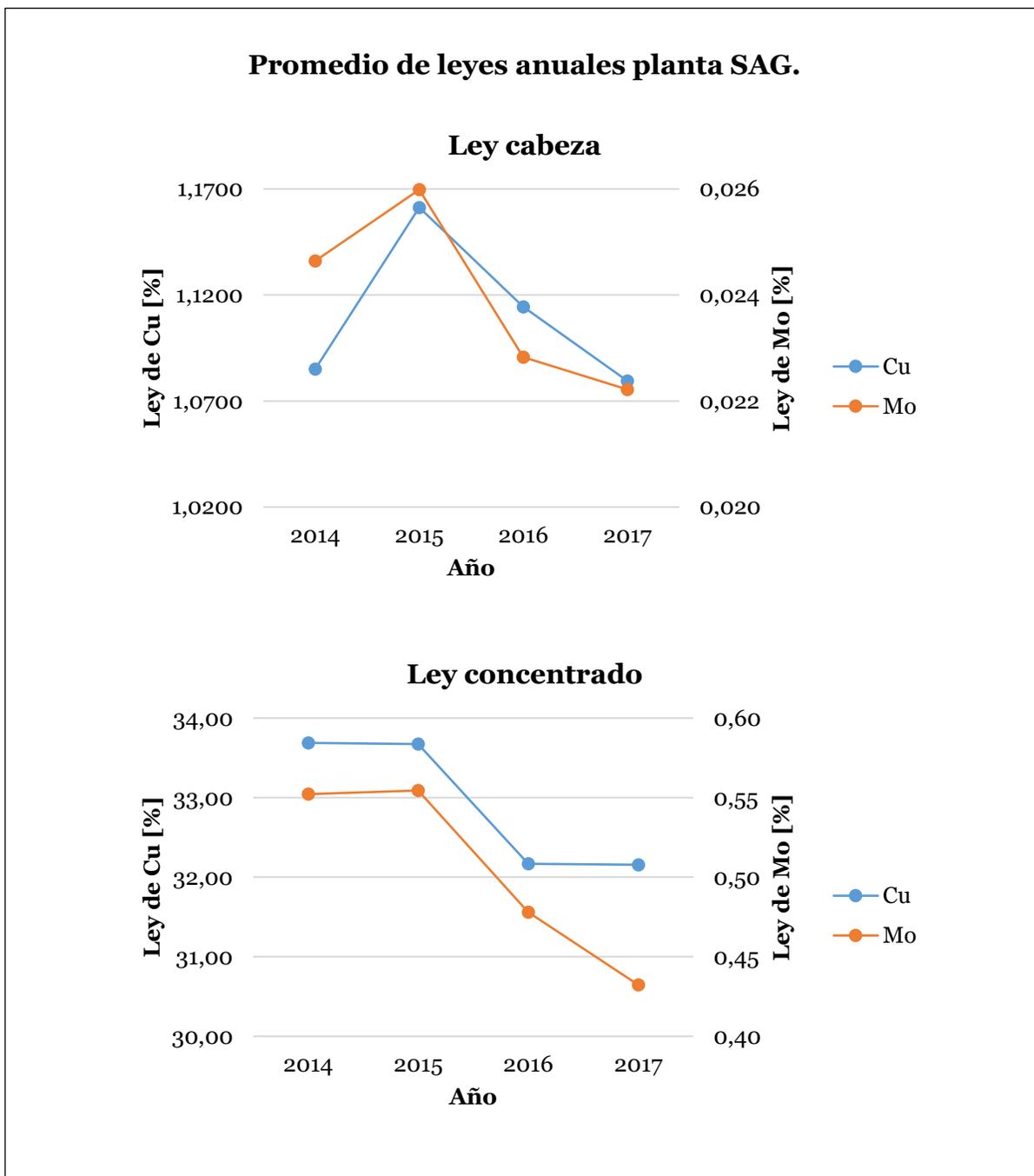


Ilustración E.1: Gráficos leyes anuales planta SAG.

F. Análisis operacional línea SAG-bolas

Tabla F.1: Periodos críticos de operación.

2014	2015	2016	2017
13-17 enero	06-08 enero	02-04 enero	01-08 enero
18-20 marzo	13-18 abril	26-30 enero	12-18 enero
07-20 abril	12-15 junio	16-23 abril	23-27 mayo
17-19 junio	06-09 julio	24-27 mayo	
23-27 septiembre	06-09 octubre	27-31 diciembre	
09-11 diciembre	13-16 octubre		
	05-07 noviembre		
	11-14 diciembre		
	25-30 diciembre		
30 días	33 días	25 días	20 días

G. Riesgos y medidas de seguridad para las pruebas de laboratorio

Test de molienda Batch

Entre los principales riesgos asociados a la actividad destacan:

- Atrapamiento de ropa suelta o mal ajustada.
- Golpes o caída del molino o partes del molino (cuerpo, tapa, bolas, etc).
- Riesgo de apretones de manos.
- Equipo energizado.
- Golpes por brazo o partes del brazo de levante.
- Proyección de la pulpa al descargar el molino.
- Contacto con sustancias peligrosas.

Ante estos riesgos, se deben tener en cuenta las siguientes medidas básicas de seguridad:

- Uso correcto de todo el equipo de protección personal.
- Prepararse adecuadamente en el trabajo de molienda.
- Instruirse en la operación del brazo de levante.
- Conocer las normas sobre el manejo de reactivos.
- Evitar el contacto o manipulación de terceros durante el test.

Asimismo, los elementos de protección personal (*EPP*) para llevar a cabo esta prueba son los siguientes:

- Lente de seguridad.
- Protectores auditivos.
- Ropa de trabajo adecuada.
- Zapatos de seguridad.
- Guantes de goma o cuero.

Test de flotación colectiva

Realizar este trabajo trae consigo algunos riesgos, tales como:

- Atrapamiento de ropa suelta o mal ajustada.
- Contacto con sustancias peligrosas.
- Inhalación de gases de reactivos de flotación.
- Proyección de pulpa.
- Contacto con una máquina energizada.

Y entre las principales medidas de seguridad a tener en cuenta cabe señalar:

- Uso correcto de todo el equipo de protección personal.
- Prepararse adecuadamente en el trabajo de flotación colectiva.

- Conocer las normas sobre el manejo de reactivos.
- Evitar el contacto o manipulación de terceros en el test.
- Practicar todas las normas de seguridad vigentes.

Finalmente, para llevar a cabo esta prueba se utiliza el siguiente equipo de protección personal:

- Lentes de seguridad.
- Máscara con filtro para gas y polvo.
- Tapones auditivos.
- Ropa de trabajo adecuada.
- Zapatos de seguridad.
- Guantes de goma o cuero.

H. Resultados cinética de molienda

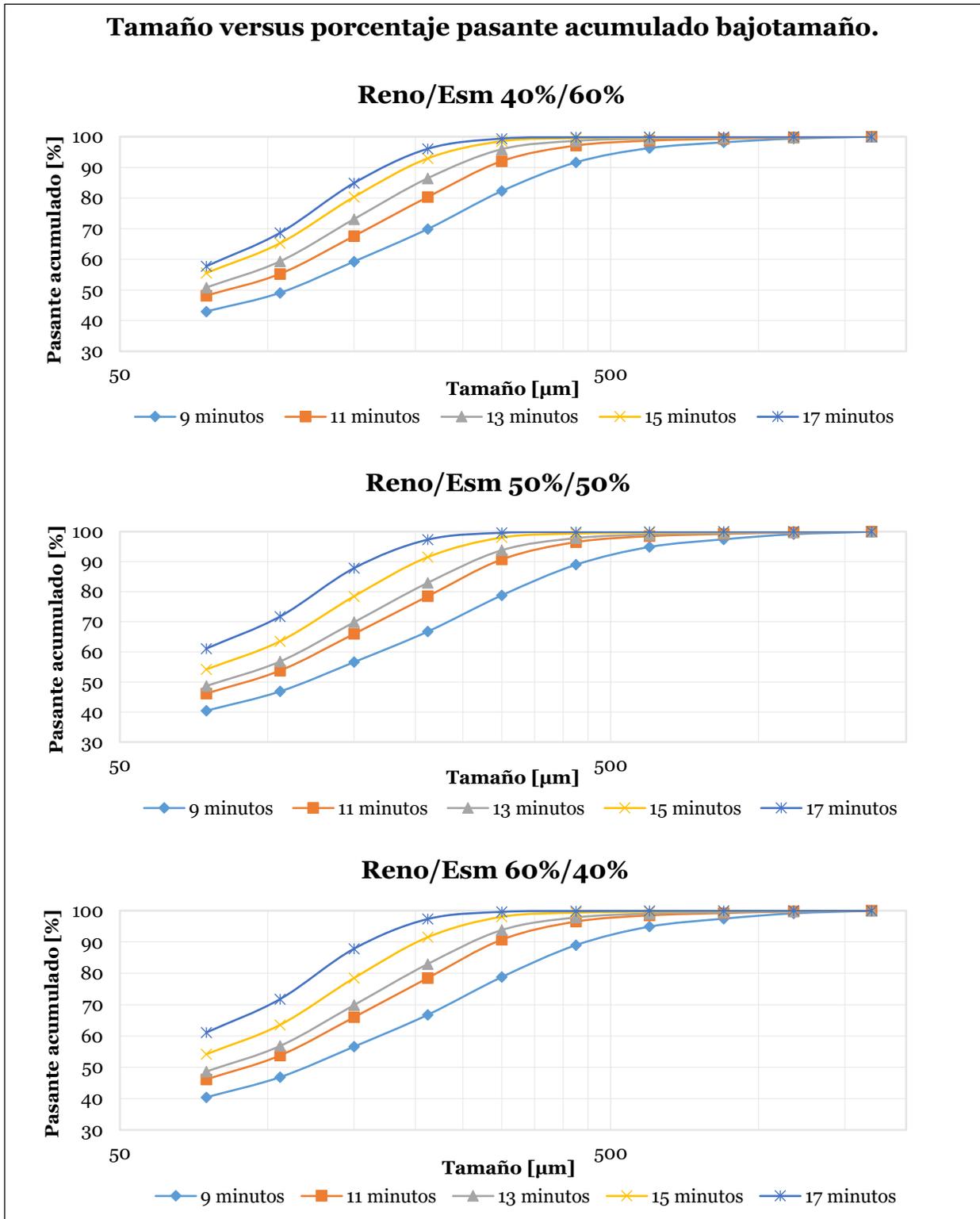


Ilustración H.1: Gráficos tamaño versus pasante acumulado bajotamaño.

I. Resultados experimentales

Tabla I.1: Condiciones experimentales pruebas de flotación rougher.

Muestra Reno/Esm	P₈₀ [um]	pH inicial	pH final	eV inicial	eV final	Cal [gr]
40%/60%	120	10,20	9,50	358,00	383,25	0,36
	140	10,85	9,45	343,00	367,50	0,34
	160	10,65	9,45	344,50	469,50	0,31
	180	9,70	8,40	382,00	397,40	0,28
	200	9,51	9,15	304,20	396,45	0,27
	220	9,55	8,39	349,50	418,55	0,27
60%/40%	120	9,75	8,85	241,85	274,05	0,27
	140	9,40	9,10	265,45	244,45	0,27
	160	9,45	9,25	193,75	239,35	0,27
	180	9,46	9,20	262,15	236,55	0,27
	200	9,48	9,20	248,75	236,05	0,27
	220	9,47	9,05	235,70	237,50	0,27
50%/50%	120	9,56	9,25	387,00	386,00	0,27
	140	9,70	9,40	373,95	369,35	0,27
	160	9,70	9,49	384,00	366,30	0,27
	180	9,65	9,25	374,85	381,05	0,22
	200	9,56	9,11	369,00	363,60	0,22
	220	9,56	9,16	357,90	365,70	0,22

Tabla I.2: Masas pruebas de molienda+flotación rougher.

Muestra Reno/Esm	P₈₀ [μm]	Muestra	Cabeza [gr]	Concentrado [gr]	Cola [gr]	
40%/60%	120	Original	999,0	113,5	878,6	
		Duplicado	1000,6	92,8	899,0	
	140	Original	1002,2	80,1	914,2	
		Duplicado	999,0	79,1	912,3	
	160	Original	1000,0	79,3	912,5	
		Duplicado	1003,0	78,8	916,5	
	180	Original	1000,1	76,2	917,3	
		Duplicado	999,8	70,3	920,8	
	200	Original	1001,0	72,4	921,0	
		Duplicado	999,7	72,6	927,0	
	220	Original	999,8	75,7	915,4	
		Duplicado	999,5	79,5	911,3	
	60%/40%	120	Original	1000,6	122,0	868,0
			Duplicado	1000,6	116,3	871,8
140		Original	1000,6	117,7	874,2	
		Duplicado	999,6	121,7	868,4	
160		Original	1001,3	136,0	857,3	
		Duplicado	1000,4	108,6	881,5	
180		Original	1000,7	129,9	863,7	
		Duplicado	999,4	153,0	836,4	
200		Original	1000,5	169,9	821,0	
		Duplicado	1000,6	148,6	842,4	
220		Original	999,4	137,4	854,5	
		Duplicado	1000,6	155,0	836,7	
50%/50%		120	Original	1000,5	148,9	840,9
			Duplicado	1000,4	137,1	857,4
	140	Original	999,9	135,3	858,9	
		Duplicado	999,8	135,8	857,3	
	160	Original	1000,1	131,6	859,7	
		Duplicado	1000,0	133,5	861,7	
	180	Original	1000,4	130,9	862,7	
		Duplicado	999,8	112,9	879,1	
	200	Original	1000,6	125,3	868,5	
		Duplicado	999,5	122,5	869,8	
	220	Original	999,9	117,2	874,7	
		Duplicado	1000,5	129,8	864,1	

Tabla I.3: Resultados análisis químico de concentrados y colas de flotación de compuestos especiales.

Muestra Reno/Esm	P ₈₀ [μm]	Muestra	Concentrado			Cola			
			Cu [%]	Mo [%]	Fe [%]	Cu [%]	Mo [%]	Fe [%]	
40%/60%	120	Original	10,300	0,195	10,400	0,092	0,004	3,000	
		Duplicado	12,600	0,237	12,700	0,041	0,003	2,900	
	140	Original	14,600	0,274	14,300	0,047	0,003	2,900	
		Duplicado	15,100	0,278	14,500	0,048	0,004	3,000	
	160	Original	14,500	0,271	14,100	0,058	0,003	3,000	
		Duplicado	14,600	0,272	14,000	0,067	0,004	3,000	
	180	Original	14,100	0,256	13,300	0,099	0,004	3,000	
		Duplicado	15,700	0,285	14,700	0,097	0,004	3,100	
	200	Original	15,300	0,267	14,100	0,111	0,005	3,100	
		Duplicado	14,800	0,264	13,600	0,116	0,005	3,300	
	220	Original	13,900	0,246	12,900	0,131	0,005	3,200	
		Duplicado	13,500	0,234	12,500	0,132	0,005	3,100	
	60%/40%	120	Original	9,200	0,210	10,300	0,068	0,003	3,100
			Duplicado	9,600	0,226	10,400	0,038	0,003	3,000
140		Original	9,500	0,216	10,100	0,051	0,003	3,000	
		Duplicado	9,100	0,208	9,900	0,047	0,003	2,900	
160		Original	8,000	0,182	9,000	0,069	0,004	2,900	
		Duplicado	9,800	0,213	10,200	0,069	0,004	3,000	
180		Original	8,300	0,187	9,200	0,076	0,005	3,000	
		Duplicado	7,300	0,157	8,400	0,067	0,004	2,900	
200		Original	6,500	0,139	7,700	0,096	0,005	2,900	
		Duplicado	7,100	0,156	8,200	0,104	0,005	3,000	
220		Original	7,700	0,163	8,500	0,115	0,005	3,000	
		Duplicado	7,200	0,158	8,100	0,099	0,005	3,300	
50%/50%		120	Original	7,100	0,240	8,200	0,052	0,005	3,200
			Duplicado	8,200	0,180	9,600	0,052	0,004	3,000
	140	Original	8,600	0,190	9,700	0,047	0,003	3,100	
		Duplicado	8,600	0,190	9,800	0,049	0,003	3,100	
	160	Original	8,700	0,180	9,900	0,064	0,004	3,100	
		Duplicado	8,600	0,180	9,500	0,058	0,004	2,900	
	180	Original	8,500	0,170	9,400	0,088	0,004	3,100	
		Duplicado	10,000	0,200	10,600	0,079	0,004	3,100	
	200	Original	9,100	0,180	9,900	0,090	0,005	3,100	
		Duplicado	9,200	0,190	9,400	0,112	0,005	3,100	
	220	Original	9,100	0,180	10,000	0,143	0,006	3,100	
		Duplicado	8,300	0,160	9,700	0,142	0,006	3,100	

Tabla I.4: Leyes y recuperación ponderada para pruebas de flotación de compuestos especiales

Muestra Reno/Esm	P ₈₀ [μm]	L ₁₂ Concentrado			L ₁₂ Cola			Recuperación rougher			
		Cu total [%]	Mo total [%]	Fe total [%]	Cu total [%]	Mo total [%]	Fe total [%]	Peso (Y)	Cu total [%]	Mo total [%]	Fe total [%]
40%/60%	120	11,335	0,214	11,435	0,066	0,003	2,949	10,399	95,208	87,660	31,031
	140	14,848	0,276	14,399	0,047	0,003	2,950	8,017	96,460	87,300	29,847
	160	14,550	0,271	14,050	0,063	0,004	3,000	7,956	95,265	87,018	28,817
	180	14,868	0,270	13,972	0,098	0,004	3,050	7,382	92,362	84,322	26,745
	200	15,050	0,265	13,850	0,114	0,005	3,200	7,275	91,231	80,644	25,348
	220	13,695	0,240	12,695	0,131	0,005	3,150	7,831	89,846	80,298	25,507
60%/40%	120	9,395	0,218	10,349	0,053	0,003	3,050	12,047	96,047	90,863	31,730
	140	9,297	0,212	9,998	0,049	0,003	2,950	12,079	96,305	90,659	31,768
	160	8,799	0,196	9,533	0,069	0,004	2,951	12,332	94,720	87,317	31,246
	180	7,759	0,171	8,767	0,072	0,005	2,951	14,312	94,768	86,358	33,169
	200	6,780	0,147	7,933	0,100	0,005	2,951	16,070	92,844	84,910	33,985
	220	7,435	0,160	8,288	0,107	0,005	3,148	14,741	92,310	84,721	31,278
50%/50%	120	7,627	0,211	8,871	0,052	0,004	3,099	14,413	96,109	88,781	32,527
	140	8,600	0,190	9,750	0,048	0,003	3,100	13,642	96,587	90,913	33,192
	160	8,650	0,180	9,699	0,061	0,004	3,000	13,345	95,621	87,390	33,239
	180	9,195	0,184	9,956	0,083	0,004	3,100	12,278	93,910	86,550	31,011
	200	9,149	0,185	9,653	0,101	0,005	3,100	12,477	92,812	84,058	30,742
	220	8,680	0,169	9,842	0,143	0,006	3,100	12,438	89,640	80,051	31,082

J. Resultados experimentales escalamiento

Tabla J.1: Condiciones experimentales pruebas de flotación de cabeza fresca rougher.

Fecha	Muestra	pH inicial	pH final	eV inicial	eV final
10-jul	original	9,90	9,47	369,00	465,00
	duplicado	9,90	9,46	379,00	458,00
11-jul	original	9,80	9,30	380,30	400,20
	duplicado	9,60	9,35	380,60	381,80
12-jul	original	9,62	9,33	267,00	280,60
	duplicado	9,90	9,35	279,00	282,00

Tabla J.2: Resultados masas y análisis químico de concentrados y colas de flotación de cabeza fresca rougher.

Fecha	Muestra	Concentrado				Cola			
		Masa [gr]	Cu total [%]	Mo total [%]	Fe total [%]	Masa [gr]	Cu total [%]	Mo total [%]	Fe total [%]
10-jul	original	259,600	7,400	0,132	9,900	1340,500	0,102	0,006	3,600
	duplicado	189,600	10,900	0,198	12,600	1443,300	0,096	0,006	3,600
11-jul	original	243,300	8,200	0,154	10,000	1397,100	0,117	0,007	3,700
	duplicado	205,000	10,200	0,187	11,200	1428,700	0,103	0,006	3,600
12-jul	original	200,100	9,900	0,140	10,600	1432,900	0,089	0,005	3,800
	duplicado	202,500	9,900	0,187	11,000	1430,500	0,079	0,006	3,800

Tabla J.3: Leyes y recuperación ponderada para pruebas de flotación de cabeza fresca rougher.

Fecha	L ₁₂ Concentrado			L ₁₂ Cola			Recuperación rougher			
	Cu total [%]	Mo total [%]	Fe total [%]	Cu total [%]	Mo total [%]	Fe total [%]	Peso (Y)	Cu total [%]	Mo total [%]	Fe total [%]
10-jul	8,877	0,160	11,040	0,099	0,006	3,600	13,894	93,542	81,129	33,103
11-jul	9,115	0,169	10,549	0,110	0,006	3,649	13,692	92,935	80,509	31,439
12-jul	9,900	0,164	10,801	0,084	0,005	3,800	12,327	94,309	80,708	28,554

K. Po2018 plantas concentradoras.

Tabla K.1: Plan Mina Po2018.

Capacidad [tpd]	Tren Grueso	Tren Fino	Total
Enero	67.894	36.362	104.256
Febrero	89.753	37.550	127.303
Marzo	83.464	38.845	122.309
Abril	89.931	39.981	129.912
Mayo	87.676	38.712	126.388
Junio	88.649	38.639	127.289
Julio	87.956	39.598	127.554
Agosto	87.762	39.728	127.490
Septiembre	87.737	39.226	126.963
Octubre	88.864	39.843	128.707
Noviembre	88.930	39.418	128.348
Diciembre	86.159	40.760	126.918

Tabla K.2: Valores pendiente de entrada IGS.

P ₈₀ [μm]	Pendiente IGS			
	SAG 1 + 1 B	SAG 1 + 2 B	SAG 2+1 B	SAG 2+2 B
120	1,490	1,265	1,665	1,270
140	1,340	1,110	1,620	1,155
160	1,245	1,056	1,356	1,060
180	1,155	0,980	1,263	0,985
200	1,080	0,913	1,178	0,920
220	1,015	0,858	1,107	0,865

Tabla K.3: Capacidad operativa Po2018 SAG.

Capacidad SAG 2018 [tpd]	P ₈₀ [μm]											
	120		140		160		180		200		220	
	Tren Grueso	Tren Fino	Tren Grueso	Tren Fino	Tren Grueso	Tren Fino	Tren Grueso	Tren Fino	Tren Grueso	Tren Fino	Tren Grueso	Tren Fino
Enero	52.274	0	57.880	0	62.877	0	66.838	0	69.466	1.572	70.590	2.696
Febrero	70.289	0	77.311	0	84.106	0	89.896	143	92.000	2.247	92.000	2.247
Marzo	62.978	0	69.402	0	75.214	0	80.692	0	83.921	457	85.134	1.670
Abril	68.801	0	75.731	0	82.141	0	87.847	0	90.704	773	90.951	1.020
Mayo	66.857	0	73.657	0	79.757	0	85.328	0	88.445	769	89.303	1.627
Junio	70.123	0	77.078	0	82.688	0	87.402	0	89.376	727	89.376	727
Julio	66.539	0	73.232	0	79.450	0	84.980	0	87.838	0	88.392	436
Agosto	68.084	0	74.968	0	81.601	0	87.528	0	91.197	3.435	91.780	4.018
Septiembre	68.732	0	75.279	0	81.714	0	86.863	0	89.004	1.267	89.090	1.353
Octubre	66.261	0	73.120	0	80.002	0	86.114	0	90.780	1.915	91.866	3.001
Noviembre	68.735	0	75.653	0	82.183	0	87.799	0	90.364	1.434	90.443	1.513
Diciembre	66.537	0	73.168	0	79.198	0	84.214	0	86.555	396	86.919	761

Tabla K.4: Capacidad operativa Po2018 Convencional.

Capacidad Convencional 2018 [tpd]	P ₈₀ SAG [μm]											
	120		140		160		180		200		220	
	Correa T3	Tren Fino	Correa T3	Tren Fino	Correa T3	Tren Fino	Correa T3	Tren Fino	Correa T3	Tren Fino	Correa T3	Tren Fino
Enero	10.014	36.362	10.014	36.362	5.017	36.362	1.056	36.362	0	34.789	0	33.666
Febrero	12.442	37.550	12.442	37.550	5.647	37.550	0	37.407	0	35.303	0	35.303
Marzo	14.062	38.845	14.062	38.845	8.250	38.845	2.772	38.845	0	38.387	0	37.174
Abril	14.200	39.981	14.200	39.981	7.790	39.981	2.084	39.981	0	39.208	0	38.961
Mayo	14.019	38.712	14.019	38.712	7.919	38.712	2.348	38.712	0	37.943	0	37.085
Junio	11.571	38.639	11.571	38.639	5.961	38.639	1.248	38.639	0	37.913	0	37.913
Julio	14.724	39.598	14.724	39.598	8.506	39.598	2.976	39.598	118	39.598	0	39.162
Agosto	12.794	39.728	12.794	39.728	6.161	39.728	234	39.728	0	36.292	0	35.710
Septiembre	12.458	39.226	12.458	39.226	6.023	39.226	874	39.226	0	37.958	0	37.873
Octubre	15.744	39.843	15.744	39.843	8.863	39.843	2.750	39.843	0	37.927	0	36.841
Noviembre	13.277	39.418	13.277	39.418	6.747	39.418	1.131	39.418	0	37.984	0	37.906
Diciembre	12.991	40.760	12.991	40.760	6.961	40.760	1.945	40.760	0	40.363	0	39.999

Tabla K.5: Plan metalúrgico SAG P₈₀=140 µm (R promedio).

		P ₈₀ =140 µm												
SAG		Enero	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	Po2018
SAG 1	tpd	17.304	26.980	27.922	26.241	27.831	26.695	27.624	24.620	27.740	23.440	27.860	23.259	25.610
SAG 2	tpd	40.576	50.331	41.480	49.490	45.826	50.383	45.608	50.348	47.539	49.681	47.793	49.909	47.390
Total	tpd	57.880	77.311	69.402	75.731	73.657	77.078	73.232	74.968	75.279	73.120	75.653	73.168	73.000
Total	Mtpm	1,74	2,16	2,15	2,27	2,21	2,31	2,27	2,32	2,11	2,27	2,27	2,20	2,19
Alim.	tmf Cu	16.444	20.290	20.310	21.098	20.610	21.597	20.906	21.636	19.651	21.401	21.325	20.779	246.046
	tmf Mo	339	426	418	446	427	446	448	456	420	462	462	456	5.207
	%Cu	0,95	0,94	0,94	0,93	0,93	0,93	0,92	0,93	0,93	0,94	0,94	0,95	0,94
	%CuNS	0,03	0,03	0,04	0,03	0,03	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04
	%K	3,46	3,69	3,73	3,70	3,74	3,88	3,91	3,99	3,94	3,91	3,89	3,87	3,82
	%Mo	0,020	0,020	0,019	0,020	0,019	0,019	0,020	0,020	0,020	0,020	0,020	0,021	0,020
	%MoN	0,003	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004
	kWh/te	15,6	15,4	15,4	15,4	15,5	15,8	15,8	15,6	15,7	15,7	15,6	15,6	15,6
%+100#	17,8	17,8	17,8	17,8	17,8	17,8	17,8	17,8	17,8	17,8	17,8	17,8	17,8	
Conc.	tpm	47.596	58.753	58.907	61.568	60.266	63.103	61.136	62.629	57.142	61.724	61.641	59.927	714.392
	tmf Cu	14.847	18.281	18.303	18.995	18.522	19.394	18.755	19.413	17.672	19.265	19.193	18.713	221.351
	tmf Mo	72	95	95	101	97	99	103	110	100	113	117	117	1.220
	%Cu	31,19	31,11	31,07	30,85	30,73	30,73	30,68	31,00	30,93	31,21	31,14	31,23	30,98
	%Mo	0,56	0,56	0,55	0,56	0,55	0,55	0,56	0,55	0,56	0,56	0,56	0,56	0,56
	%-325#	70,2	70,2	70,2	70,2	70,2	70,2	70,2	70,2	70,2	70,2	70,2	70,2	70,2
Cola	Mtpm	1,69	2,11	2,09	2,21	2,15	2,25	2,21	2,26	2,05	2,21	2,21	2,14	25,57
	tmf Cu	1.598	2.009	2.007	2.102	2.088	2.202	2.152	2.222	1.979	2.137	2.133	2.066	24.695
	tmf Mo	72	95	95	101	97	99	103	110	100	113	117	117	1.220
	%Cu	0,095	0,095	0,096	0,095	0,097	0,098	0,097	0,098	0,097	0,097	0,097	0,097	0,097
	%Mo	0,004	0,005	0,005	0,005	0,005	0,004	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005
Rec.	Cu %	90,29	90,10	90,12	90,04	89,87	89,80	89,71	89,73	89,93	90,02	90,00	90,06	89,96
	Mo %	78,82	77,65	77,28	77,34	77,35	77,80	76,90	75,99	76,20	75,43	74,57	74,24	76,56

Tabla K.6: Plan metalúrgico SAG 2018 P₈₀=180 µm (R promedio).

		P ₈₀ =180 µm												
SAG		Enero	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	Po2018
SAG 1	tpd	20.182	31.492	32.539	30.515	32.336	30.470	32.171	29.118	32.179	27.995	32.343	27.045	29.850
SAG 2	tpd	46.656	58.405	48.153	57.332	52.992	56.932	52.810	58.409	54.683	58.119	55.455	57.169	54.735
Total	tpd	66.838	89.896	80.692	87.847	85.328	87.402	84.980	87.528	86.863	86.114	87.799	84.214	84.586
Total	Mtpm	2,01	2,52	2,50	2,64	2,56	2,62	2,63	2,71	2,43	2,67	2,63	2,53	2,54
Alim.	tmf Cu	18.989	23.593	23.614	24.473	23.876	24.489	24.260	25.260	22.675	25.204	24.749	23.916	285.098
	tmf Mo	392	496	486	518	495	506	520	533	485	544	536	524	6.033
	%Cu	0,95	0,94	0,94	0,93	0,93	0,93	0,92	0,93	0,93	0,94	0,94	0,95	0,94
	%CuNS	0,03	0,03	0,04	0,03	0,03	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04
	%K	3,37	3,59	3,63	3,61	3,64	3,78	3,81	3,89	3,84	3,81	3,79	3,77	3,72
	%Mo	0,020	0,020	0,019	0,020	0,019	0,019	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,020
	%MoN	0,003	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004
	kWh/te	15,6	15,4	15,4	15,4	15,5	15,8	15,8	15,6	15,7	15,7	15,6	15,6	15,6
%+100#	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	
Conc.	tpm	52.844	65.680	65.845	68.657	67.112	68.782	68.191	70.286	63.383	69.883	68.772	66.310	795.744
	tmf Cu	16.501	20.458	20.480	21.205	20.648	21.162	20.941	21.810	19.623	21.834	21.435	20.727	246.826
	tmf Mo	298	371	362	386	369	380	385	390	356	395	385	375	4.452
	%Cu	31,23	31,15	31,10	30,89	30,77	30,77	30,71	31,03	30,96	31,24	31,17	31,26	31,02
	% Mo	0,56	0,57	0,55	0,56	0,55	0,55	0,57	0,56	0,56	0,57	0,56	0,57	0,56
	%-325#	70,6	70,6	70,6	70,6	70,6	70,6	70,6	70,6	70,6	70,6	70,6	70,6	70,6
Cola	Mtpm	1,95	2,45	2,44	2,57	2,49	2,55	2,57	2,64	2,37	2,60	2,57	2,46	29,66
	tmf Cu	2.488	3.135	3.134	3.267	3.227	3.327	3.319	3.451	3.052	3.370	3.313	3.188	38.272
	tmf Mo	94	125	124	132	126	126	134	143	129	149	151	150	1.581
	%Cu	0,127	0,128	0,129	0,127	0,129	0,130	0,129	0,131	0,129	0,130	0,129	0,130	0,129
	% Mo	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,006	0,006	0,006	0,005
Rec.	Cu %	86,90	86,71	86,73	86,65	86,48	86,41	86,32	86,34	86,54	86,63	86,61	86,67	86,58
	Mo %	76,05	74,88	74,51	74,57	74,58	75,03	74,14	73,22	73,43	72,67	71,80	71,48	73,79

Tabla K.7: Plan metalúrgico Convencional 2018 P₈₀=140 μm.

		P ₈₀ SAG=140 μm												
CONV.		Enero	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	Po2018
Total	tpd	46.375	49.992	52.907	54.180	52.731	50.211	54.322	52.521	51.684	55.586	52.695	53.751	52.280
Total	Mtpm	1,39	1,40	1,64	1,63	1,58	1,51	1,68	1,63	1,45	1,72	1,58	1,61	1,57
Alim.	tmf Cu	13.612	13.647	15.865	15.788	15.226	14.608	16.270	15.350	13.946	16.369	14.928	15.170	180.780
	tmf Mo	382	366	375	418	373	371	417	415	375	459	401	432	4.783
	%Cu	0,978	0,975	0,967	0,971	0,962	0,970	0,97	0,94	0,96	0,95	0,94	0,94	0,96
	%CuNS	0,03	0,03	0,03	0,03	0,04	0,03	0,03	0,03	0,04	0,03	0,04	0,04	0,03
	%K	3,08	3,08	3,34	3,46	3,64	3,40	3,61	3,57	3,84	3,68	4,04	3,86	3,56
	%Mo	0,027	0,026	0,023	0,026	0,024	0,025	0,02	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03
	%MoN	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,003	0,002	0,002
	kWh/tc	18,2	18,7	18,3	18,4	18,2	18,4	18,4	18,4	18,8	18,4	18,5	18,4	18,6
%+100#	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	
Conc.	tpm	96.895	96.434	114.133	112.489	110.334	104.720	116.652	110.619	100.393	118.386	109.484	110.708	1.301.248
	tmf Cu	12.247	12.275	14.268	14.135	13.616	13.113	14.522	13.597	12.397	14.531	13.205	13.392	161.298
	tmf Mo	246	232	245	272	252	244	275	285	253	313	284	306	3.207
	%Cu	12,64	12,73	12,50	12,57	12,34	12,52	12,45	12,29	12,35	12,27	12,06	12,10	12,40
	%Mo	0,25	0,24	0,22	0,24	0,23	0,23	0,24	0,26	0,25	0,26	0,26	0,28	0,25
Cola	Mtpm	1,29	1,30	1,53	1,51	1,47	1,40	1,57	1,52	1,35	1,60	1,47	1,50	17,52
	tmf Cu	1.365	1.372	1.598	1.653	1.609	1.495	1.748	1.753	1.549	1.839	1.724	1.778	19.483
	tmf Mo	137	133	129	146	122	127	142	130	121	146	117	127	1577
	%Cu	0,105	0,105	0,105	0,109	0,109	0,107	0,112	0,116	0,115	0,115	0,117	0,118	0,111
	% Mo	0,011	0,010	0,008	0,010	0,008	0,009	0,009	0,009	0,009	0,009	0,008	0,008	0,009
Rec.	Cu %	89,97	89,95	89,93	89,53	89,43	89,77	89,26	88,58	88,89	88,77	88,45	88,28	89,22
	Mo %	64,23	63,55	65,49	65,13	67,44	65,78	65,97	68,59	67,66	68,20	70,82	70,67	67,04

Tabla K.8: Plan metalúrgico convencional 2018 P₈₀=180 µm.

		P ₈₀ SAG=180 µm												
CONV.		Enero	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	Po2018
Total	tpd	37.4188	37.407	41.616	42.065	41.059	39.887	42.574	39.962	40.100	42.593	40.549	42.704	40.694
Total	Mtpm	1,12	1,05	1,29	1,26	1,23	1,20	1,32	1,24	1,12	1,32	1,22	1,28	1,22
Alim.	tmf Cu	11.067	10.342	12.561	12.413	11.960	11.716	12.916	11.726	10.922	12.566	11.505	12.033	141.727
	tmf Mo	330	296	307	346	306	311	345	339	310	377	327	364	3.956
	%Cu	0,99	0,99	0,97	0,98	0,97	0,98	0,98	0,95	0,97	0,95	0,95	0,94	0,97
	%CuNS	0,03	0,03	0,03	0,03	0,04	0,03	0,03	0,03	0,04	0,03	0,04	0,04	0,03
	%K	3,08	3,08	3,34	3,46	3,64	3,40	3,61	3,57	3,84	3,68	4,04	3,86	3,49
	%Mo	0,029	0,028	0,024	0,027	0,025	0,026	0,026	0,027	0,027	0,028	0,029	0,027	0,028
	%MoN	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002
	kWh/tc	18,7	19,6	19,0	19,1	18,8	19,0	19,0	19,6	19,0	19,0	19,2	19,1	19,3
%+100#	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	26,2	
Conc.	tpm	78.440	72.562	90.031	87.813	86.234	83.532	91.931	84.312	78.205	90.785	84.303	87.895	1.016.044
	tmf Cu	9.968	9.320	11.307	11.134	10.709	10.531	11.550	10.392	9.722	11.158	10.178	10.620	126.589
	tmf Mo	214	192	206	229	211	208	231	240	214	266	240	266	2.717
	%Cu	12,71	12,84	12,56	12,68	12,42	12,61	12,56	12,33	12,43	12,29	12,07	12,08	12,46
	% Mo	0,27	0,26	0,23	0,26	0,24	0,25	0,25	0,28	0,27	0,29	0,28	0,30	0,27
Cola	Mtpm	1,04	0,98	1,20	1,17	1,15	1,11	1,23	1,15	1,04	1,23	1,13	1,19	13,64
	tmf Cu	1.099	1.022	1.255	1.279	1.251	1.185	1.366	1.333	1.200	1.408	1.326	1.412	15.138
	tmf Mo	116	104	101	117	95	103	114	98	96	111	87	97	1239
	%Cu	0,105	0,105	0,105	0,109	0,109	0,106	0,111	0,115	0,115	0,115	0,117	0,118	0,111
	% Mo	0,011	0,011	0,008	0,010	0,008	0,009	0,009	0,009	0,009	0,009	0,009	0,008	0,009
Rec.	Cu %	89,97	89,95	89,93	89,53	89,43	89,77	89,26	88,58	88,89	88,77	88,45	88,28	89,22
	Mo %	64,23	63,55	65,49	65,13	67,44	65,78	65,97	68,59	67,66	68,20	70,82	70,67	67,04

Tabla K.9: Plan metalúrgico Sewell 2018.

Sewell		Enero	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	Po2018
Total	tpd	12.960	18.500	18.500	18.500	15.800	15.800	11.316	15.800	18.500	18.500	18.500	18.300	16.721
Total	ktpm	389	518	574	555	474	474	351	490	518	574	555	549	501
Alim.	tmf Cu	2.289	3.001	3.235	3.040	2.636	2.628	2.043	2.778	2.893	3.290	3.206	3.148	34.187
	tmf Mo	21	34	39	30	26	31	32	26	33	32	31	21	355
	%Cu	0,59	0,58	0,56	0,55	0,56	0,55	0,58	0,57	0,56	0,57	0,58	0,57	0,57
	%CuNS	0,09	0,09	0,08	0,09	0,10	0,09	0,08	0,08	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09
	%K	15,60	15,26	14,97	16,91	17,15	16,13	13,55	13,81	15,91	15,61	16,13	15,32	15,57
	%Mo	0,005	0,007	0,007	0,005	0,005	0,006	0,009	0,005	0,005	0,006	0,006	0,005	0,004
	%MoN	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,000
	kWh/te	15,7	16,1	15,8	16,4	17,0	16,6	17,0	17,4	15,8	17,1	16,9	17,8	16,6
%+100#	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	
Conc.	tpm	24.806	33.448	37.381	34.952	31.371	36.210	28.295	38.616	39.579	44.301	44.606	44.098	437.663
	tmf Cu	1.910	2.520	2.701	2.517	2.181	2.173	1.711	2.317	2.412	2.746	2.676	2.646	28.511
	tmf Mo	13	22	25	19	16	20	22	16	21	20	19	13	225
	%Cu	7,7	7,5	7,2	7,2	7,0	6,0	6,0	6,0	6,1	6,2	6,0	6,0	6,5
	% Mo	0,05	0,07	0,07	0,05	0,05	0,05	0,08	0,04	0,05	0,05	0,04	0,03	0,05
Cola	ktpm	364	485	536	520	443	438	323	451	478	529	510	505	5.582
	tmf Cu	378	481	534	523	454	456	332	461	481	544	530	502	5.676
	tmf Mo	8	12	14	11	10	11	10	10	12	12	11	9	130
	%Cu	0,104	0,099	0,100	0,101	0,103	0,104	0,103	0,102	0,101	0,103	0,104	0,099	0,102
	% Mo	0,002	0,003	0,003	0,002	0,002	0,003	0,003	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002
Rec.	Cu %	83,47	83,97	83,50	82,79	82,76	82,66	83,77	83,40	83,37	83,47	83,47	84,05	83,40
	Mo %	62,00	64,11	64,36	62,29	62,16	63,90	68,54	61,92	63,71	62,50	62,34	59,69	63,35

Tabla K.10: Plan metalúrgico Retratamiento 2018 P₈₀=140 μm.

P₈₀ SAG=140 μm														
RET.		Enero	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	Po2018
Total	ktpm	122	130	152	147	142	141	145	149	140	163	154	155	145
Alim.	tmf Cu	14.157	14.796	16.969	16.652	15.797	15.286	16.233	15.914	14.809	17.277	15.881	16.038	189.809
	tmf Mo	258	254	270	291	268	263	297	301	274	333	303	318	3.431
	%Cu	11,63	11,39	11,20	11,29	11,15	10,85	11,20	10,66	10,58	10,62	10,31	10,36	10,915
	%Mo	0,21	0,20	0,18	0,20	0,19	0,19	0,21	0,20	0,20	0,20	0,20	0,21	0,20
	%+100 #	25,52	25,37	25,40	25,42	25,49	25,46	25,66	25,49	25,39	25,43	25,40	25,42	25,45
Conc.	tpm	62.326	65.016	74.524	73.151	69.483	67.182	71.450	69.908	64.938	75.762	69.588	70.295	833.623
	tmf Cu	13.961	14.564	16.693	16.386	15.564	15.049	16.005	15.659	14.546	16.971	15.588	15.746	186.732
	tmf Mo	249	245	261	281	258	254	287	290	265	321	292	307	3.311
	%Cu	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40
	% Mo	0,40	0,38	0,35	0,38	0,37	0,38	0,40	0,41	0,41	0,42	0,42	0,44	0,40
Cola	tpm	59.374	64.866	76.991	74.290	72.223	73.748	73.498	79.326	75.034	86.925	84.502	84.512	905.288
	tmf Cu	196	232	276	266	233	237	228	255	263	306	293	292	3.077
	tmf Mo	9,04	8,90	9,46	10,18	9,37	9,22	10,40	10,52	9,60	11,66	10,61	11,14	120
	%Cu	0,330	0,358	0,358	0,358	0,323	0,322	0,310	0,321	0,350	0,352	0,347	0,346	0,340
	%Mo	0,015	0,014	0,012	0,014	0,013	0,013	0,014	0,013	0,013	0,013	0,013	0,013	0,013
Rec.	Cu %	98,61	98,43	98,38	98,40	98,52	98,45	98,59	98,40	98,23	98,23	98,15	98,18	98,38
	Mo %	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50

Tabla K.11: Plan metalúrgico Retratamiento 2018 P₈₀=180 µm.

P₈₀ SAG=180 µm														
RET.		Enero	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	Po2018
Total	ktpm	103	106	127	123	118	122	120	123	120	135	129	132	121
Alim.	tmf Cu	11.879	11.840	14.008	13.650	12.890	12.704	13.261	12.709	12.134	13.904	12.855	13.266	155.100
	tmf Mo	227	213	231	248	227	228	253	256	235	286	259	279	2.942
	%Cu	11,51	11,17	10,99	11,12	10,96	10,61	11,03	10,34	10,30	10,29	9,97	10,05	10,669
	%Mo	0,22	0,20	0,18	0,20	0,19	0,19	0,21	0,21	0,20	0,21	0,20	0,21	0,20
	%+100#	25,41	25,19	25,26	25,26	25,35	25,33	25,55	25,33	25,23	25,27	25,24	25,28	25,31
Conc.	tpm	52.295	52.028	61.521	59.965	56.696	55.834	58.367	55.830	53.209	60.971	56.328	58.146	681.190
	tmf Cu	11.714	11.654	13.781	13.432	12.700	12.507	13.074	12.506	11.919	13.658	12.617	13.025	152.587
	tmf Mo	219	206	223	239	219	220	244	247	227	276	250	269	2.839
	%Cu	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40	22,40
	% Mo	0,42	0,40	0,36	0,40	0,39	0,39	0,42	0,44	0,43	0,45	0,44	0,46	0,42
Cola	tpm	50.950	53.982	65.891	62.800	60.910	63.909	61.859	67.098	64.575	74.115	72.581	73.848	772.517
	tmf Cu	165	186	227	218	190	197	186	203	215	246	237	242	2.513
	tmf Mo	7,94	7,47	8,08	8,67	7,93	7,97	8,86	8,96	8,23	10,01	9,07	9,77	103
	%Cu	0,323	0,344	0,345	0,348	0,313	0,308	0,301	0,303	0,333	0,332	0,327	0,327	0,325
	%Mo	0,016	0,014	0,012	0,014	0,013	0,012	0,014	0,013	0,013	0,014	0,013	0,013	0,013
Rec.	Cu %	98,61	98,43	98,38	98,40	98,52	98,45	98,59	98,40	98,23	98,23	98,15	98,18	98,38
	Mo %	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50	96,50

Tabla K.12: Plan metalúrgico mineral total 2018 P₈₀=140 µm.

		P ₈₀ SAG=140 µm												
TOTAL		Enero	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	Po2018
Total	ktpd	117	146	141	148	142	143	139	143	145	147	147	145	1704
Total	Mtpm	3,5	4,1	4,4	4,5	4,3	4,3	4,3	4,4	4,1	4,6	4,4	4,4	51,1
Alim.	tmf Cu	32.345	36.938	39.411	39.926	38.471	38.833	39.219	39.764	36.490	41.060	39.460	39.097	461.014
	tmf Mo	742	826	831	894	826	848	897	897	827	953	893	909	10.344
	%Cu	0,92	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90	0,91	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90
	%Mo	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02
Conc	ktpm	110	124	133	135	130	130	133	133	122	137	131	130	129
	tmf Cu	28.808	32.844	34.996	35.381	34.086	34.443	34.759	35.073	32.218	36.235	34.780	34.459	408.083
	tmf Mo	517	576	584	626	589	601	631	637	585	670	637	645	7.298
	%Cu	26,21	26,54	26,23	26,26	26,27	26,44	26,22	26,46	26,39	26,36	26,50	26,46	26,36
	% Mo	0,47	0,47	0,44	0,46	0,45	0,46	0,48	0,48	0,48	0,49	0,49	0,50	0,47
Cola	Mtpm	3,41	3,96	4,23	4,32	4,14	4,16	4,17	4,31	3,95	4,43	4,27	4,23	49,57
	tmf Cu	3.537	4.094	4.414	4.545	4.385	4.390	4.459	4.691	4.272	4.825	4.680	4.638	52.931
	tmf Mo	225	250	247	268	237	246	266	260	243	283	256	264	3.047
	%Cu	0,104	0,103	0,104	0,105	0,106	0,105	0,107	0,109	0,108	0,109	0,109	0,110	0,11
	% Mo	0,007	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,01
Rec.	Cu %	89,06	88,92	88,80	88,62	88,60	88,69	88,63	88,20	88,29	88,25	88,14	88,14	88,52
	Mo %	69,62	69,77	70,22	69,99	71,27	70,95	70,36	70,99	70,68	70,29	71,28	70,98	70,55
100#	%	21,7	21,4	21,7	21,5	21,5	21,3	21,5	21,5	21,5	21,6	21,5	21,6	21,5
P ₈₀	µm	158,2	156,5	157,9	157,3	157,2	156,4	157,3	157,0	157,0	157,9	157,1	157,6	157,3

Tabla K.13: Plan metalúrgico mineral total 2018 P₈₀=180 µm.

		P ₈₀ SAG=180 µm												
TOTAL		Enero	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	Po2018
Total	ktpd	117	146	141	148	142	143	139	143	145	147	147	145	1704
Total	Mtpm	3,5	4,1	4,4	4,5	4,3	4,3	4,3	4,4	4,1	4,6	4,4	4,4	51,1
Alim.	tmf Cu	32.345	36.938	39.411	39.926	38.471	38.833	39.219	39.764	36.490	41.060	39.460	39.097	461.014
	tmf Mo	742	826	831	894	826	848	897	897	827	953	893	909	10.344
	%Cu	0,92	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90	0,91	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90
	%Mo	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02
Conc	ktpm	105	118	127	129	124	125	127	126	117	131	125	124	123
	tmf Cu	28.215	32.112	34.261	34.637	33.348	33.669	34.016	34.316	31.542	35.492	34.053	33.752	399.413
	tmf Mo	517	577	585	625	588	599	630	637	583	671	635	644	7.291
	%Cu	26,84	27,28	26,90	26,93	26,94	27,02	26,88	27,21	27,05	27,12	27,22	27,12	27,04
	% Mo	0,49	0,49	0,46	0,49	0,47	0,48	0,50	0,51	0,50	0,51	0,51	0,52	0,49
Cola	Mtpm	3,41	3,96	4,24	4,32	4,14	4,17	4,18	4,32	3,96	4,43	4,28	4,23	49,64
	tmf Cu	4.130	4.826	5.149	5.288	5.123	5.164	5.203	5.449	4.948	5.569	5.407	5.344	61.601
	tmf Mo	225	249	247	269	238	248	268	260	245	282	258	265	3.053
	%Cu	0,121	0,122	0,122	0,122	0,124	0,124	0,125	0,126	0,125	0,126	0,126	0,126	0,12
	% Mo	0,007	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,006	0,01
Rec.	Cu %	87,23	86,94	86,93	86,75	86,68	86,70	86,73	86,30	86,44	86,44	86,30	86,33	86,64
	Mo %	69,65	69,88	70,33	69,90	71,15	70,71	70,19	71,03	70,44	70,44	71,08	70,85	70,48
100#	%	26,0	25,9	25,9	25,9	26,0	26,0	26,1	26,0	25,9	25,9	25,9	25,9	26,0
P ₈₀	µm	178,0	177,8	177,7	177,8	178,0	178,1	178,5	178,1	177,8	177,8	177,8	177,8	177,9

L. Análisis económico

Tabla L.1: Costos fijos planta SAG.

Clase de coste	Pertenencias
Remuneraciones	Sueldos, bonos, vacaciones, leyes sociables, seguro cesantía, seguro invalidez.
Servicios de terceros	Servicio de apoyo, servicio de aseo, servicio médico, servicios varios.
Otros servicios	Capacitación, comunicaciones, gastos varios.
Depreciación y amortización	Depreciación edificios, mejoras, máquinas y equipos, amortización.
Mantenimiento y reparación	Mantenimiento preventiva, correctiva, mejora operacional, incidente operacional.
Equipos de servicio	Carguío, traspaso de material, transporte personal, otros.
Servicios de apoyo a la producción	Abastecimiento, control cal, ingeniería, telecomunicaciones, apoyo.
Servicios a las personas	Bienestar, movilización.
Servicios varios internos	Informática, varios.
Administración áreas	Gastos de administración áreas

Tabla L.2: Costos variables planta SAG.

Clase de coste	Pertenencias
Materiales de operación y repuestos	Bolas de acero, colectores, espumantes, cal calcinada, acero estructura, tuberías, válvulas, materiales de construcción y acero, repuestos vías férreas, repuestos equipos, repuestos en general.
Combustibles	Petróleo diésel.
Suministros	Agua, energía eléctrica, hormigón, lechada de cal, otros.