

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AMBIENTAL

VALPARAÍSO – CHILE



**PREDICCIÓN GRANULOMÉTRICA DE PRODUCTO DE
TRONADURA Y SU IMPACTO EN EL RENDIMIENTO SAG Y
RECUPERACIÓN DE COBRE POR FLOTACIÓN**

Tesis preparada por

CÉSAR IGNACIO ENCINA PACHECO

Como requisito parcial para optar al título de
INGENIERO CIVIL QUÍMICO

y el grado académico de

MAGÍSTER EN CIENCIAS DE LA INGENIERÍA QUÍMICA

Profesor guía

Dr. Juan Yianatos Bernardino.

Profesores co-referente

M Sc. Felipe Contreras - Dr. Luis Bergh O.

Julio – 2018

Título de tesis:

**PREDICCIÓN GRANULOMÉTRICA DE PRODUCTO DE TRONADURA Y
SU IMPACTO EN EL RENDIMIENTO SAG Y RECUPERACIÓN DE COBRE
POR FLOTACIÓN**

Autor

CÉSAR IGNACIO ENCINA PACHECO

Trabajo de tesis presentado en cumplimiento parcial de los requisitos para el título de Ingeniero Civil Químico y el grado de Magíster en Ciencias de la Ingeniería Química de la Universidad Técnica Federico Santa María.

Dr. Juan Yianatos B.

Dr. Luis Bergh O.

M. Sc. Felipe Contreras B.

Valparaíso, Julio 2018

Agradecimientos

Dedicado especialmente a mis padres, Elizabeth y César, por el apoyo que me han dado durante toda mi vida, por mostrarme como se hacen las cosas mediante el ejemplo y por ser personas que con ahínco sacaron adelante tareas que en algunos momentos parecieron inviables. Gracias Feña por la ayuda, la preocupación y el amor que entregas siempre, eres realmente mi persona favorita. A mis amigos les digo que se siente bien tener cerca a personas como ustedes, no pretendo perder nunca ese beneficio. Finalmente, agradezco a Felipe Contreras y al profesor Juan Yianatos por la impecable forma que tienen de desarrollar su trabajo y por confiar y darme la oportunidad de aceptar desafíos importantes previo a terminar este proceso.

Resumen

La planificación de corto y mediano plazo en procesos mineros tiene el objetivo de entregar información acerca de la producción y calidad a esperar considerando la situación actual de los activos y recursos geológicos. En plantas concentradoras los procesos de molienda y flotación determinan la producción de planta y existen variables geológicas y operacionales que explican la variabilidad de sus resultados.

Entre abril y diciembre de 2016, en Minera Los Pelambres, Superintendencia de Procesos, se desarrolló un trabajo de recopilación y análisis de datos (operacionales y geológicos) con el objetivo de generar modelos de predicción para el P_{80} de tronadura [pulg], el rendimiento de la molienda SAG [tph] y la recuperación de cobre en la etapa de flotación colectiva [%]. A través de la utilización del software de análisis estadístico Minitab se depuró la información y se plantearon modelos del tipo lineal multivariable con información obtenida principalmente desde la base de datos operacionales *PI System* y desde el modelo de bloques del yacimiento.

De acuerdo al análisis de datos del período 2015, en molienda, desde el punto de vista del mineral, la granulometría y dureza permitieron explicar el 47,6 % de la variabilidad del rendimiento promedio de los molinos SAG a través del F_{80} SAG y el indicador de dureza A_{xb} (modelo geo). Al incluir la componente operacional, el porcentaje de sólido y velocidad de rotación sumaron 17,7 puntos al coeficiente de determinación. En conjunto estas variables permitieron explicar el 65,3 % de la variabilidad del rendimiento de la etapa de molienda (modelo geo-operacional). En flotación, el 41,3 % de la variabilidad de la recuperación en la etapa colectiva se explicó a través de la razón entre las variables geológicas cobre soluble y cobre total (CuS/CuT), el P_{80} de molienda secundaria y el rendimiento [ktph] de la molienda SAG.

En molienda, al aplicar el modelo geo-operacional en el período enero-junio 2016 (datos de prueba), se explicó el 65,4 % de la variabilidad del rendimiento con un error medio de 4,3 %. En flotación, se explicó el 39,0 % de la variabilidad de la recuperación con un error medio de 0,61 %.

La variabilidad que presenta el indicador A_{xb} responde principalmente a características intrínsecas del yacimiento, mientras que el F_{80} SAG responde tanto a las variables operacionales de tronadura como a la operatividad de Sistema de Transporte de Mineral Grueso (STMG). En tronadura, se evaluó el tipo de explosivo, la malla de tronadura, el factor de carga y la dureza del mineral, sin embargo, no fue posible concluir acerca de las variables que explican la variabilidad de P_{80} debido a inconsistencias en la correlación con el factor de carga y la multicolinealidad que presentaron las otras variables. Por otro lado, la condición de “envío” del STMG reportó una diferencia en la media de 4,1 % y una menor variabilidad en el F_{80} SAG respecto a la condición de “no envío”. Esta diferencia se traduce en un impacto de 171 [tph] total planta atribuibles al factor granulometría por efecto del nivel de *stock pile*, el cual recibe el mineral del STMG para posteriormente ser alimentado a molienda.

Adicionalmente a los análisis ya mencionados, a través de la planificación y ejecución de tres muestreos en la planta de flotación colectiva, se determinaron recuperaciones de cobre en la etapa *rougher* de 53,3 %, 93,6 % y 96,0 % en las clases de tamaño gruesa (+150 μm), intermedia (-150 μm +45 μm) y fina (-45 μm), respectivamente. La recuperación ponderada de la etapa *rougher* fue de 88,1 %, 1,9 puntos menor que la registrada el año 2014 (Yianatos et al., 2014). Por otro lado, las recuperaciones de la clase fina e intermedia no mostraron una diferencia estadísticamente significativa, mientras que la recuperación de la clase gruesa fue 41,5 puntos menor que el promedio de las anteriores. De igual forma, las leyes de concentrado *rougher* en las clases fina e intermedia no presentaron una diferencia

estadísticamente significativa con una media de 10,0 %. Por su parte, la clase de tamaño gruesa presentó una ley de concentrado *rougher* media de 2,8 %.

Durante los muestreos la ley de alimentación ajustada media de cobre fue de 0,79 %, el P_{80} se mantuvo acotado entre 109 y 132 [μm] y el flujo total planta alimentado se mantuvo entre 6.208 y 6.779 [tph]. En contraste con la ley media de cobre de 0,63 %, el P_{80} medio de 217 [μm] y el flujo medio de 8.206 [tph] reportados el año 2014 (Yianatos et al., 2014).

Abstract

Short and medium term planning in mining processes has the objective of delivering information about the production and quality to be expected, considering the current situation of assets and geológicoal resources. In concentration plants, the processes of grinding and flotation determine the plant production, and there are geológicoal and operational variables that explain the variability of their results.

Between April and December of 2016, in Los Pelambres Mine, Superintendence Processes, was developed a work of compilation and analysis of data (operational and geológicoal) with the objective of generating models of prediction for the P_{80} of blasting [in], the throughput SAG [tph] and copper recovery in the stage of bulk flotation [%]. Through the use of Minitab statistical analysis software the information was debugged and multivariable linear models were proposed with information obtained mainly from the operational database PI System and from the deposit block model.

In milling, according to the data analysis from 2015, from the point of view of the mineral, the particle size and hardness predicted 47,6 % of the variability of the average SAG mills throughput, through the F_{80} SAG and the Axb hardness indicator. By including the operational component, the percentage of solid and rotational velocity added 17,7 points to the determination coefficient. Together these variables allowed to predict 65,3 % the variability of the milling stage performance. In flotation, 41,3 % of the copper recovery variability in the bulk stage was explained through the geológicoal variables soluble copper and total copper (CuS/CuT), the P_{80} of secondary grinding and the SAG mill throughput [ktph].

When applying these models in the period January-June 2016, it predicted 65,4 % of the variability of the milling results with an average error of 4,3 %. In flotation, 39,0 % of the variability of the recovery was explained with an average error of 0,61 %.

The variability presented by the Axb indicator mainly responds to the intrinsic characteristics of the deposit, while the F_{80} SAG responds to both the operational variables of the blasting and the operation of the Coarse Ore Transport System (COTS). In blasting, the explosive type, the blasting mesh, the load factor and hardness ore were evaluated, however, it was not possible to conclude about the variables that explain the P_{80} due to inconsistencies in the correlation with the load factor and the multicollinearity of the other variables. On the other hand, the condition of "sending" of the COTS reported a difference in the median of 4,1 % and a lower variability in the F_{80} SAG, with respect to the condition of the COTS "not sending". This difference results in an impact of 171 [tph] total plant attributable to the particle size factor by effect of the stock pile level, which receives the mineral from the COTS to be fed to the milling.

Additionally, through the planning and execution of three samplings in the bulk flotation plant, copper recoveries were determined in the *rougher* stage of 53,3 %, 93,6 % and 96,0 % in the coarse (150 μm), intermediate (-150 μm 45 μm) and fine (-45 μm) sizes, respectively. The weighted recovery of the *rougher* stage was 88,1 %, 1,9 points lower than the one recorded in the year 2014 (Yianatos et al., 2014). On the other hand, the recoveries of the fine and intermediate classes did not show statistically significant difference whereas the recovery of the coarse class was 41,5 points less than the average of the previous ones. In the same way, the *rougher* concentrate grade in the fine and intermediate classes did not show statistically significant difference with an average of 10,0 %. For its part, the coarse size class presented a 2,8 % average *rougher* concentrate grade.

During the samplings, the average adjusted copper feed grade was 0,79 %, the P_{80} remained bounded between 109 and 132 [μm] and the total feed remained between 6.208 and 6.779 [tph]. In contrast to the copper average grade of 0,63 %, the average P_{80} of 217 [μm] and the average flow of 8.206 [tph] reported in the year 2014 (Yianatos et al., 2014).

Indices

Índice General

Agradecimientos	3
Resumen.....	4
Abstract	7
Indices	10
Índice General	10
Índice de Figuras	13
Índice de Tablas	15
Nomenclatura	17
Introducción	20
Experiencia Industrial	22
Objetivos	24
Objetivos Generales	24
Objetivos Específicos.....	24
Organización del Trabajo.....	25
1. Antecedentes Minera Los Pelambres	26
1.1. Acerca de Minera Los Pelambres.....	26
1.2. Nuevos Proyectos	28
1.3. Proceso Productivo.....	29
1.3.1. Mina	29
1.3.2. Planta Concentradora	30

1.4. Modelo de Bloques.....	35
1.5. Características del Yacimiento.....	37
1.6. Tendencias Variables Operacionales Mina-Planta.....	39
1.6.1. P_{80} Tronadura	39
1.6.2. Dureza	40
1.6.3. F_{80} SAG	42
1.6.4. Rendimiento SAG.....	43
1.6.5. Recuperación Flotación Colectiva	44
2. Antecedentes Teóricos	46
2.1. Caracterización de Tamaño de Partículas	46
2.2. Tronadura	49
2.3. Molienda SAG	51
2.4. Molienda de Bolas.....	55
2.5. Flotación.....	56
2.6. Modelos Lineales Multivariable.....	62
2.6.1. Formulación	62
2.6.2. Coeficiente de Determinación.....	65
2.6.3. Capacidad de Predicción	66
2.6.4. Significancia Estadística de los Coeficientes	67
2.6.5. Herramienta Mejor Subconjunto.....	69
2.6.6. Identificación de Valores Atípicos.....	69
3. Modelos de Predicción y Sistema de Transporte de Mineral Grueso (STMG) ..	71
3.1. Tronadura	72
3.1.1. Línea Base	73

3.1.2. <i>Mine to Mill (M2M)</i>	77
3.2. Modelo de Rendimiento <i>SAG</i>	80
3.3. Modelo Recuperación Colectiva de Cobre.....	88
3.4. Efecto Condición de Envío <i>STMG</i> Sobre F_{80} y Rendimiento <i>SAG</i>	94
4. Evaluación Metalúrgica, Flotación <i>Rougher</i>	103
4.1. Caracterización Alimentación	107
4.2. Ajuste de Balance de Masa	111
4.3. Dependencia <i>TOF</i> , Velocidad de Descarga y Altura de Espuma.....	116
Conclusiones	122
Recomendaciones.....	126
Referencias.....	128
Anexos	131
1. <i>Test</i> Diferencia de Medias Muestras Mineral Tronado <i>LB</i>	131
2. Residuos Modelos de Rendimiento <i>SAG</i> , datos 2013-2015.....	131
3. Reporte Modelo Geo de Rendimiento <i>SAG</i> y Análisis de Residuos.....	132
4. Reporte Modelo Geo-Op de Rendimiento <i>SAG</i> y Análisis de Residuos.....	133
5. Residuos Modelo de Recuperación, datos 2013-2015	134
6. Reporte Modelo de Recuperación y Análisis de Residuos	135
7. Ajuste Balance de Masa Muestreo <i>M1</i>	137
8. Ajuste Balance de Masa Muestreo <i>M2</i>	138
9. Ajuste Balance de Masa Muestreo <i>M3</i>	139
10. Altura de Espuma y Velocidad de Rebose (<i>Visio Froth</i>)	140

Índice de Figuras

Fig. 1-1: Ubicación Geográfica Minera Los Pelambres.....	27
Fig. 1-2: Mina y Sistema de Transporte de Mineral Grueso (STMG).....	29
Fig. 1-3: Planta de Molienda SAG	30
Fig. 1-4: Planta de Flotación Colectiva.....	33
Fig. 1-5: Planta de Flotación Selectiva	34
Fig. 1-6: Sondaje Modelo de Bloques.....	35
Fig. 1-7: Zonas Pórfido Cuprífero.....	37
Fig. 1-8: Resumen P_{80} Tronadura.....	40
Fig. 1-9: Procedimiento de Determinación Axb	41
Fig. 1-10: Resumen Dureza Axb.....	42
Fig. 1-11: Resumen F_{80} SAG.....	43
Fig. 1-12: Resumen Rendimiento Molienda SAG.....	44
Fig. 1-13: Resumen Recuperación Flotación Colectiva.....	45
Fig. 2-1: Distribución Acumulada de Tamaño de Partículas	47
Fig. 2-2: Distribución Ajustada de Rosin-Rammler	49
Fig. 2-3: Movimiento de Medios de Molienda SAG	52
Fig. 2-4: Circuito Cerrado Molienda – Clasificación.....	56
Fig. 2-5: Medidor Carga de Burbuja USM	60
Fig. 2-6: Medición de <i>Top of Froth</i>	61
Fig. 2-7: Zonas Proceso de Flotación.....	61
Fig. 2-8: Verificación de Hipótesis de Gauss-Markov	64
Fig. 2-9: Reporte Regresión Multivariable Minitab®.....	68
Fig. 2-10: Identificación de Valores Atípicos	70
Fig. 3-1: Reporte de Fragmentación 2015-2016	73
Fig. 3-2: Variables Operacionales LB - Factor de Carga.....	74
Fig. 3-3: Variables Operacionales LB - Tipo de Mineral y Tipo de Explosivo.....	75
Fig. 3-4: Variables Operacionales LB - Diámetro de Pozo y Malla	75
Fig. 3-5: Variables Operacionales M2M - Factor de Carga.....	78

Fig. 3-6: Variables Operacionales M2M - Tipo de Mineral y Tipo de Explosivo.....	79
Fig. 3-7: Variables Operacionales M2M - Diámetro de Pozo y Malla	79
Fig. 3-8: Comparación Correlación P_{80} -Factor de Carga.....	80
Fig. 3-9: Datos Rendimiento SAG	82
Fig. 3-10: Modelo Geo Rendimiento SAG Diario.....	83
Fig. 3-11: Modelo Geo Rendimiento SAG Semanal	84
Fig. 3-12: Modelo Geo – Op Rendimiento SAG Diario	84
Fig. 3-13: Modelo Geo - Op Rendimiento SAG Semanal.....	85
Fig. 3-14: Distribución de Variables Modelos TPH SAG	86
Fig. 3-15: Evaluación Modelo Geo Molienda SAG	87
Fig. 3-16: Evaluación Modelo Geo-Op Molienda SAG	88
Fig. 3-17: Datos Recuperación Colectiva de Cobre.....	89
Fig. 3-18: Modelo Recuperación de Cobre Diario.....	90
Fig. 3-19: Modelo Recuperación de Cobre Semanal	91
Fig. 3-20: Distribución de Variables Modelo Recuperación de Cu Planta Colectiva.	92
Fig. 3-21: Evaluación Modelo Recuperación Diario	93
Fig. 3-22: Sistema de Transporte de Mineral Grueso	94
Fig. 3-23: Escenarios de Interés STMG-Molienda	96
Fig. 3-24: Distribución de Tiempos Según Escenario	97
Fig. 3-25: F_{80} Según Condición de STMG	99
Fig. 3-26: Validación Cálculo de F_{80}	100
Fig. 3-27: Rendimiento Real-Modelo Según Condición de STMG.....	101
Fig. 3-28: Validación Cálculo Rendimiento	102
Fig. 4-1: Puntos Muestreo Metalúrgico	104
Fig. 4-2: Puntos Muestreo Cinético	104
Fig. 4-3: Puntos de Muestreo por Fila.....	105
Fig. 4-4: Puntos de Muestreo Global Planta	105
Fig. 4-5: Ejecución Muestreos	106
Fig. 4-6: Caracterización Granulométrica Alimentación	109
Fig. 4-7: Ley de Cobre Alimentación	110

Fig. 4-8: Recuperación por Clase de Tamaños	113
Fig. 4-9: Ley Concentrado <i>Rougher</i> por Clase de Tamaño	114
Fig. 4-10: Efecto P_{80} – Recuperación.....	115
Fig. 4-11: Efecto Tonelaje – Recuperación.....	116
Fig. 4-12: TDE, Altura de Espuma y Velocidad de Descarga en <i>Rougher</i> 1.....	119
Fig. 4-13: Evaluación Fila <i>Rougher</i> 1	119
Fig. 4-14: TDE, Altura de Espuma y Velocidad de Descarga en <i>Rougher</i> 2, M2	120
Fig. 4-15: Evaluación Fila <i>Rougher</i> 5, M2	120
Fig. 4-16: TDE, Altura de Espuma y Velocidad de Descarga en <i>Rougher</i> 2, M3	121
Fig. 4-17: Evaluación Fila <i>Rougher</i> 5, M3	121
Fig-A 1: <i>Test</i> Diferencia de Medias Mineral Tronado.....	131
Fig-A 2: Residuos Modelo Geo Molienda SAG 2013-2015.....	131
Fig-A 3: Residuos Modelo Geo-Op Molienda SAG 2013-2015	132
Fig-A 4: Reporte Modelo Geo Molienda SAG.....	132
Fig-A 5: Residuos Modelo Geo Molienda SAG.....	133
Fig-A 6: Reporte Modelo Geo-Op Molienda SAG	133
Fig-A 7: Residuos Modelo Geo-Op Molienda SAG.....	134
Fig-A 8: Residuos Modelo Recuperación Colectiva de Cobre 2013-2015.....	134
Fig-A 9: Reporte Modelo Recuperación Colectiva de Cobre	135
Fig-A 10: Residuos Modelo Recuperación Colectiva de Cobre	136

Índice de Tablas

Tabla 1-1: Datos Operacionales Molienda SAG (2015-2016)	31
Tabla 1-2: Datos de Diseño y Operación Molinos de Bolas.....	31
Tabla 1-3: Variables Modelo de Bloques.....	36
Tabla 3-1: Descripción Herramientas de Gestión de la Información <i>PI System</i>	72
Tabla 3-2: Indicadores de Explicación y Predicción Modelos TPH SAG.....	85

Tabla 3-3: Indicadores de Tendencia Central y Valores Extremos Modelo TPH SAG	86
Tabla 3-4: Indicadores de Explicación y Predicción, Datos Evaluación TPH SAG ...	87
Tabla 3-5: Efecto Unitario Sobre el Rendimiento.....	87
Tabla 3-6: Indicadores de Explicación y Predicción Modelo Recuperación	90
Tabla 3-7: Indicadores de Tendencia Central y Valores Extremos Modelo Recuperación	92
Tabla 3-8: Indicadores de Explicación y Predicción, Datos Evaluación Recuperación	93
Tabla 3-9: Efecto Unitario Sobre la Recuperación	93
Tabla 3-10: Filtros Condición de Envío STMG.....	95
Tabla 3-11: Filtros Operación Molienda Operativa	95
Tabla 4-1: Muestreo Flotación Colectiva MLP	104
Tabla 4-2: Distribución Flujos	108
Tabla 4-3: Flujos por Clase de Tamaño	108
Tabla 4-4: P_{80} - Línea y Muestreo.....	110
Tabla 4-5: Flujo Total Planta por Clase de Tamaño	111
Tabla 4-6: Recuperación de Cu por Clase de Tamaño.....	112
Tabla 4-7: Altura de Espuma y Velocidad de Descarga de Concentrado	113
Tabla A-1: Ajuste Balance de Masa M1	137
Tabla A-2: Ajuste Balance de Masa M2	138
Tabla A-3: Ajuste Balance de Masa M3	139
Tabla A-4: Altura de Espuma y Velocidad de Rebose (<i>Visio Froth</i>)	140

Nomenclatura

A_C	Área transversal celda de flotación
$AMSA$	<i>Antofagasta Minerals</i>
Axb	Indicador de dureza
BAI	<i>Abrasion Index</i>
B_k	Coefficiente k-esimo modelo de regresión lineal
BWi	<i>Bond Work Index</i>
BxS	Malla de tronadura
CEE	Consumo específico de energía
C_{jj}	Matriz de coeficientes modelo de regresión lineal
Cov	Covarianza
CuS	Ley cobre soluble
CuT	Ley cobre total
C_3	Costo neto a cátodo de cobre
D	Diámetro de pozo de tronadura
E	Energía específica/Esperanza matemática
ESC	Error estándar del coeficiente de regresión
$E(t)$	Función de distribución de tiempo de residencia
FIV	Factor de inflación de la varianza
$F(k)$	Función de distribución de constantes cinéticas
F_{80}	Tamaño 80 % pasante en alimentación
H_c	Altura de la zona de colección
H_f	Altura de zona de espuma
H_0	Hipótesis nula

H_1	Hipótesis alternativa
J_c	Velocidad superficial de aire
m	Número de variables regresoras
MLP	Minera Los Pelambres
$MMRE$	Error cuadrático medio relativo
$msnm$	Metros sobre el nivel del mar
n	Número de observaciones
N	Distribución normal
$Pred(x)$	Predicción al x por ciento
$p\text{ valor}$	Probabilidad aceptada de error al rechazar H_0
P_{80}	Tamaño 80 % pasante en producto
Q_g	Flujo de aire
Q_P	Caudal volumétrico de pulpa
R_C	Recuperación zona de colección
R_F	Recuperación zona de espuma
R_g	Recuperación global
$R_{i\text{aj}}^2$	Coeficiente de determinación ajustado
R_i^2	Coeficiente de determinación
R_∞	Recuperación a tiempo infinito
SAG	<i>Semi Autogenous Grinding</i>
$SEIA$	Servicio de Evaluación e Impacto Ambiental
SCT	Suma de cuadrado total
$SCReg$	Suma de cuadrado regresión
$SCRes$	Suma de cuadrado residual
SPI	<i>SAG Power Index</i>
$STMG$	Sistema de transporte de mineral grueso
t	Secuencia de detonación tronadura

$t_{n,m}$	Distribución t student
t_0	Estadístico de prueba para test de hipótesis
V, σ_u^2	Varianza
x_i	Variable independiente modelo de regresión lineal
y_i	Variable real
$\hat{y}_i$	Variable modelada
α	Significancia estadística
β	Índice de estabilidad de espuma
$\varepsilon_{g,c}$	Concentración de gas
τ_c	Tiempo de residencia zona de colección
τ_f	Tiempo de residencia en zona de espuma

Introducción

Durante 2016 y comienzos de 2017 el precio del cobre alcanzó niveles bajo la media del costo C_3 ¹ de la industria, equivalente a 2,24 US\$/lb (Comisión Chilena del Cobre, 2015), precios no reportados desde el año 2009. Además, proyecciones sugieren precios bajo los 2,40 US\$/lb para este año y el próximo y partir de 2020 se espera un precio promedio de 3,20 US\$/lb (Fundación Chile, 2016). Como consecuencia, Chile ha visto afectada directamente su situación macroeconómica y ha perdido terreno en el grupo de los principales productores de cobre a nivel mundial, sin embargo, sigue siendo el actor más importante del mercado, aportando durante 2016 el 27 % de la producción, equivalente a 5,5 millones de toneladas del metal. Por otra parte, de concretarse todos los proyectos en carpeta el país no vería amenazada su condición de principal productor a pesar del envejecimiento de sus principales yacimientos, el deterioro de las leyes y la incorporación de nuevos e importantes actores al mercado los cuales se encuentran en la fase inicial de crecimiento acelerado, fenómeno comparado con lo vivido en Chile en la década de los 90.

El estado de Chile representado por CORFO y el Ministerio de Minería ha planteado a través de su programa “Minería de Alta Ley, *Road Map* Tecnológico 2015-2035” el objetivo de mantener la participación en la producción mundial, lo que según estimaciones significaría producir 8 millones de toneladas de cobre para el final de este período (Fundación Chile, 2016). En este sentido, los principales desafíos que enfrentan los proyectos de inversión que harían realidad estos objetivos son los cada vez más escasos recursos hídricos, los elevados costos energéticos, el declive de los recursos geológicos y los elevados costos de inversión para generar economías de escala.

¹ C_3 : Costo de producción (*cash cost*) + amortizaciones y depreciaciones + costos indirectos y financieros.

En la gran minería los procesos de conminución y concentración son claves para obtener los niveles de producción esperados, como también la calidad adecuada de los productos comercializables. En el procesamiento de minerales sulfurados variables como recuperación [%], ley de concentrado [%] y rendimiento SAG [tph] son de gran interés por lo que generalmente a través de modelos geo-metalúrgicos son estimados dando una proyección de la producción de la planta. Estos modelos geo-metalúrgicos discretizan la mina (rajo) en bloques, otorgándoles las diferentes características de interés a cada uno (rendimiento SAG, recuperación, litología, calidad de roca, estructura, dureza, ley, composición etc.). Así, a través de la integración de esta información con el desempeño de los equipos aguas abajo (planta) es posible generar modelos de producción.

Uno de los principales equipos de conminución que determina aproximadamente el 34 % de la capacidad de planta (Minera Los Pelambres) corresponde al molino SAG (*Semi Autogenous Grinding*), el cual además consume cerca del 25 % de los costos destinados a insumos y 40 % de los costos energéticos. Este proceso junto al desarrollado en la planta de flotación colectiva determinan casi de manera absoluta la producción desde el punto de vista operacional. Por lo tanto, proyectar de manera certera sus desempeños es fundamental para agregar valor a través de la planificación.

Experiencia Industrial

En la industria minera de gran escala (extracción de mineral sobre 250.000 [t/mes]) la práctica común para la planificación de la producción consiste en la caracterización del mineral en el yacimiento respecto a sus características geológicas y metalúrgicas. En este sentido, Soto et al. (2016) definen tres pasos para establecer adecuadamente un modelo geo-metalúrgico: (i) adecuada captura de información, (ii) análisis y modelamiento de datos y (iii) construcción del modelo de bloques. Una vez concluidos los pasos, los autores establecen como prioridad el desarrollo de un plan de escalamiento a la condición real de planta y para finalizar, en la etapa de reconciliación, la confirmación que las desviaciones no son producto de ausencia de ajuste del modelo, sino que debido a problemas operacionales, requerimientos críticos de mantención, un pobre sistema de control, entre otras causas.

Bulled & Sosa (2016) presentan un caso donde a través de la selección de más de 200 sondajes se caracterizó un yacimiento respecto a sus parámetros cinéticos de flotación mediante pruebas estándar en laboratorio. Estos parámetros cinéticos se obtuvieron diferenciados por dominios de litología y alteración geológica en cada bloque. Finalmente, se desarrolló un modelo que vinculó los parámetros cinéticos de la alimentación con los resultados conciliados obtenidos mensualmente en planta.

Los enfoques más aceptados en las principales compañías mineras de Chile para estimar la capacidad de un circuito de molienda son el simulador SGS CEET que utiliza *SAG Power Index (SPI)* y *Bond Work Index (BWi)* y el simulador *JKSimmet* basado en el indicador de dureza *Axb* y *BWi*. Por su parte, la metodología para determinar la capacidad de la molienda SAG, a pesar de la abundante literatura relacionada, sigue siendo poco clara y está reservada a solo unos pocos consultores, (Díaz & Luer, 2015). Morrell (2004) define una ecuación genérica para estimar el

consumo específico de energía en molinos SAG basado en: existencia de chancado de *pebble*, tamaño F_{80} , *Drop Work Index*, volumen de llenado de bolas, fracción de la velocidad crítica de operación, una función de las dimensiones del molino y cuatro parámetros de ajuste. A través de la recopilación de variables operacionales y geológicas y la estimación del nivel de llenado de bolas a partir de la tasa de consumo de acero es posible ajustar la ecuación de Morrell para propósitos de predicción, evaluación y/o diseño.

Cortés (2018) desarrolló un modelo de rendimiento SAG en Minera Los Pelambres en función del indicador de dureza A_{xb} y el tamaño F_{80} obtenido desde el software de análisis de imágenes *WipFrag*. Fueron utilizados datos del período 2007-2009 y se capturó el 45,7 % de la variabilidad. Un segundo modelo que relacionó un tph SAG simulado en *JKSimmet* con el indicador de dureza A_{xb} , el tamaño F_{80} y el porcentaje menor a 1,25 pulg en la alimentación capturó el 98,7 % de la variabilidad. Paralelamente, desarrolló un modelo para el F_{80} a partir de porcentajes de unidades geometalúrgicas presentes en la alimentación a planta M1, M2, M3, M4, M7 y M8 según información geológica de los planes de producción diarios. La estimación de este nuevo F_{80} fue utilizada como alternativa al F_{80} medido en planta y evaluado en los dos modelos antes mencionados.

Objetivos

Objetivos Generales

- Desarrollar modelos de predicción para el rendimiento de la molienda SAG y recuperación de cobre por flotación a partir de las características del mineral y variables operacionales del área planta concentradora.

Objetivos Específicos

- Definir variables operacionales y metalúrgicas con potencial de explicar la variabilidad del P_{80} de tronadura, rendimiento SAG y recuperación de cobre por flotación.
- Determinar modelos de predicción para el P_{80} de tronadura, rendimiento SAG y recuperación de cobre por flotación.
- Determinar los efectos en la granulometría de alimentación a planta de las condiciones de envío y no envío de mineral mediante el Sistema de Transporte de Mineral Grueso (STMG).
- Realizar una evaluación metalúrgica de la etapa *rougher* en la planta de flotación colectiva.

Organización del Trabajo

En plantas de procesamiento de minerales la primera etapa para planificar el resultado de la operación es el desarrollo de un modelo de bloques donde la mina se discretiza en secciones o bloques y se le asignan las diferentes características de interés a cada uno. Se toman muestras (sondajes) en puntos estratégicos del yacimiento a distintas profundidades. Estas muestras, llamadas “*testigos*”, son sometidas a diversos *tests* para cuantificar dureza, composición, calidad de roca, ley, entre otras variables. También, se realizan pruebas a escala de laboratorio de flotación, molienda *SAG* y molienda de bolas junto con pruebas a escala piloto a partir de compósitos o muestras masivas. Finalmente, esta información es interpolada para generar el modelo de bloques del yacimiento que junto con el plan de mantención y alimentación mina permiten planificar la producción.

En este trabajo se presenta un estudio realizado en Minera Los Pelambres entre los meses de abril y diciembre de 2016 con el objetivo de planificar la producción complementando la información del modelo de bloques con las características operacionales de los diferentes equipos. Además, se incluye un análisis metalúrgico de la etapa *rougher* de flotación cuyo muestreo en planta fue planificado y ejecutado durante el último mes de trabajo.

Para facilitar la lectura y comprensión, el trabajo se ha dividido en los siguientes capítulos:

- Capítulo 1: Antecedentes Minera Los Pelambres
- Capítulo 2: Antecedentes Teóricos
- Capítulo 3: Modelos de Predicción y Sistema de Transporte de Mineral Grueso (STMG).
- Capítulo 4: Evaluación Metalúrgica, Flotación *Rougher*

Capítulo I

1. Antecedentes Minera Los Pelambres

En este capítulo se presenta información general de Minera Los Pelambres, en adelante MLP, el proceso productivo desarrollado y las condiciones históricas en las que ha operado el proceso. Se hará hincapié en el área mina y planta concentradora.

1.1. Acerca de Minera Los Pelambres

MLP es una empresa chilena productora principalmente de concentrados de cobre y molibdeno cuyos principales clientes se encuentran en Asia y Europa. La compañía ocupa el sexto lugar en el ranking mundial de las principales empresas productoras de cobre. La propiedad de MLP corresponde en un 60 % al grupo Antofagasta Minerals (AMSA) y el restante 40 % pertenece a un consorcio de empresas japonesas compuesto por Nippon LP Investment y Marubeni & Mitsubishi LP Holding BV.

MLP es la principal operación del grupo AMSA la cual aportó durante 2016 el 50 % de la producción de cobre, equivalente a 355.000 [t] y el total de la producción de molibdeno, equivalente a 7.000 [t] (Antofagasta Minerals, 2016).

Las instalaciones de MLP se ubican en la región de Coquimbo, provincia de Choapa, ver Fig. 1-1. Desde el yacimiento ubicado en la Cordillera de Los Andes a 3.600 m.s.n.m. en la comuna de Salamanca, se extraen aproximadamente 210.000 [tpd] de mineral el cual luego de ser concentrado por flotación es enviado mediante un ducto de 120 [km] hacia el puerto ubicado en la comuna de Los Vilos, sector Punta

Chungo. En promedio seis barcos arriban a este puerto cada mes para llevar el concentrado de cobre a las diferentes partes del mundo.

Durante diez años los relaves del proceso de concentración fueron enviados al tranque Quillayes ubicado en la parte alta del Valle de Choapa. En la actualidad este se encuentra en proceso de cierre donde a través de la aplicación de una tecnología de fitoestabilización se asimilará el tranque a su entorno natural. En la comuna de Caimanes a 12 [km] de Salamanca, se encuentra el tranque El Mauro, el cual está actualmente operativo con capacidad de almacenamiento de 1.700 millones de toneladas de relaves. Esta construcción marca el final de la operación del proyecto MLP establecida para el año 2030.



Fig. 1-1: Ubicación Geográfica Minera Los Pelambres
(Minera los Pelambres, 2016)

1.2. Nuevos Proyectos

Con fecha 9 de mayo de 2016, por un monto de US\$ 1.100 millones y una vida útil de 16 años, ingresó al Sistema de Evaluación Ambiental (SEIA) el proyecto “Infraestructura Complementaria Minera Los Pelambres” compuesto por una serie de obras que configuran dos sistemas que tienen los siguientes objetivos:

- Mantener el nivel de producción aprobado por el SEIA el año 2012 equivalente a 210.000 [tpd] con las nuevas propiedades mecánicas del mineral (Sistema de Evaluación Ambiental, 2017).
- Hacer frente al aumento de la incertidumbre en la disponibilidad natural de agua producto del progresivo aumento de años hidrológicamente secos (Sistema de Evaluación Ambiental, 2017).

La primera obra localizada en el sector Chacay, contempla la incorporación de una nueva línea de molienda a las tres líneas existentes y una nueva línea de flotación *rougher* a las ocho líneas existentes. La segunda obra consiste en la construcción de una planta desalinizadora de osmosis inversa, una estación de captación de agua de mar y descarga de salmuera y un sistema de transporte de agua desde la estación de bombeo Punta Chungo hacia la estación de recirculación ubicada en el sector Mauro. En definitiva, el proyecto busca mantener los niveles de producción autorizados sin necesidad de aumentar la actual tasa de captación de agua fresca.

Entre otros proyectos del grupo minero destacan: Desarrollo Minera Centinela, Óxidos Encuentro y Twin Metals, proyecto internacional de platino, cobre y níquel (Antofagasta Minerals, 2016).

1.3. Proceso Productivo

1.3.1. Mina

A 3.600 m.s.n.m. comienza el proceso productivo desarrollado en MLP, en este sector, donde se encuentra la mina de tipo rajo abierto se produce la extracción y movimiento del mineral a través de perforaciones, tronaduras, carguío y transporte. El mineral es alimentado a dos chancadores primarios que operan en paralelo, el producto de este proceso es transportado por 150 [m] mediante dos correas hacia el sector *stock pile* mina. Desde este punto tres correas transportadoras dispuestas en serie llevan el mineral a través de 13 [km] hacia el sector *stock pile* planta, el cual tiene una capacidad de 800.000 [t] de almacenamiento, equivalente aproximadamente a cinco días de producción, ver Fig. 1-2. Desde esta última ubicación se alimenta la molienda SAG.

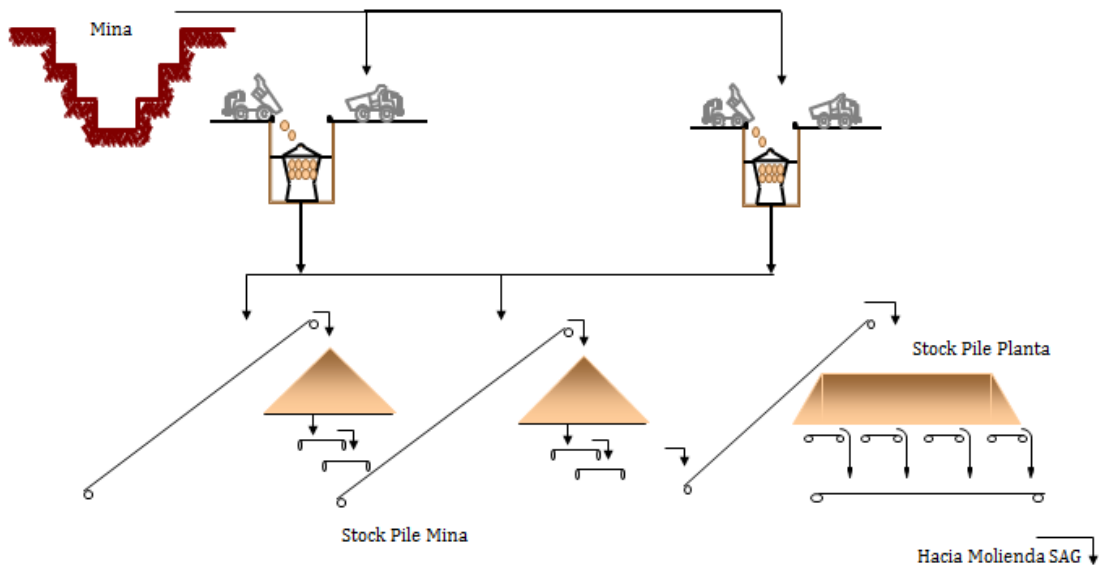


Fig. 1-2: Mina y Sistema de Transporte de Mineral Grueso (STMG)
(Superintendencia Mina, Minera Los Pelambres, 2010)

La tronadura es el proceso clave en esta etapa donde es importante buscar el mejor compromiso entre la granulometría del producto de tronadura y el rendimiento SAG.

1.3.2. Planta Concentradora

A modo general, en la planta concentradora ubicada en el sector Chacay se desarrollan cuatro procesos principales: molienda, chancado de *pebble*, flotación colectiva y flotación selectiva.

Molienda: tres líneas de molienda SAG dan inicio al proceso llevado a cabo en la planta concentradora, ver Fig. 1-3. Cada línea cuenta con un molino SAG de 11 x 5,2 [m] y cuatro alimentadores que permiten a los molinos procesar conjuntamente en promedio 7.300 [tph]. En la Tabla 1-1 se presentan valores típicos de las principales variables de operación (datos 2015 - 2016).

De acuerdo al diseño de los molinos, el mineral abandona el equipo por clasificación, la cual se produce a través de una parrilla interior cuya apertura promedio es de 73 [mm]. Este mineral de salida se clasifica por segunda vez en *trommels* donde la sección fina se vuelve a clasificar en una batería de 14 hidrociclones y la sección gruesa, llamada *pebble*, se trata por separado en la planta de *pebble* y en la planta de gravilla.

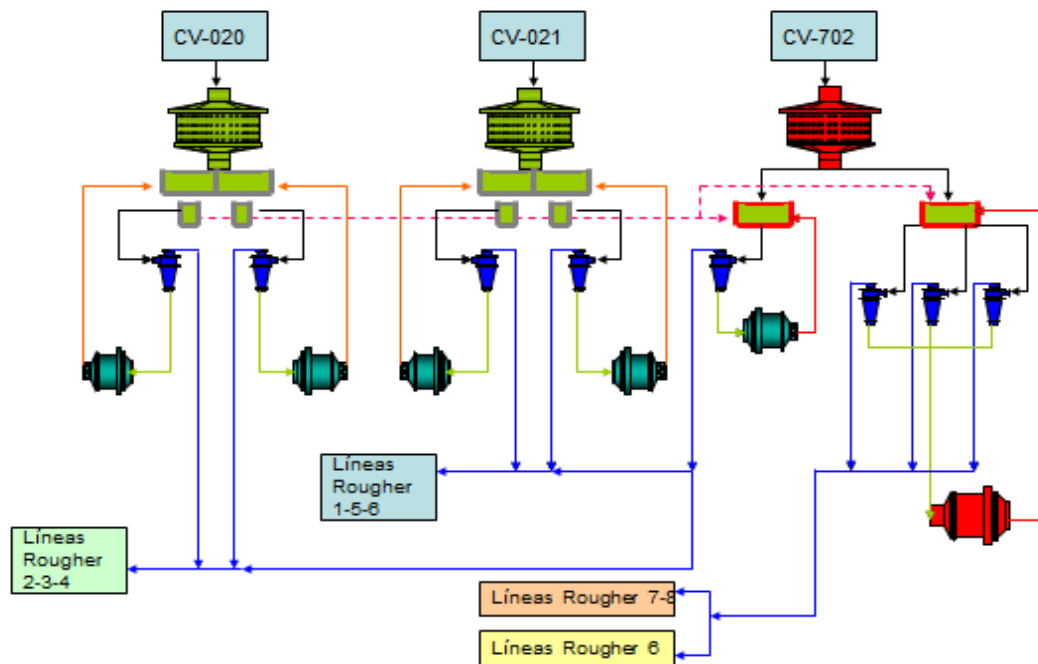


Fig. 1-3: Planta de Molienda SAG
(Superintendencia Planta Concentradora, Minera Los Pelambres, 2012)

Tabla 1-1: Datos Operacionales Molienda SAG (2015-2016)

Variable	SAG1	SAG2	SAG3 (repotenciado)
Rendimiento [tph]	2.000 – 2.600	2.000 – 2.600	2.300 – 2.900
Potencia [kW]	14.000 – 14.500	14.200 – 15.100	14.600 – 15.500
Velocidad [RPM]	9,5 - 9,9	9,5 - 9,9	9,5 - 9,9
F₈₀ [mm]	90 - 110	90 - 110	87 - 105
-1,25 pulg Alimentación [%]	30 - 35	30 - 35	32 - 36

Desde la batería de hidrociclones el *overflow* sigue el proceso hacia flotación y el *underflow* continua a molienda secundaria de bolas. Las líneas 1 y 2 poseen dos molinos de bolas cada una y la línea 3 posee un molino de bolas, ver Fig. 1-3. En la Tabla 1-2 se presentan las características de estos equipos.

Tabla 1-2: Datos de Diseño y Operación Molinos de Bolas

Características	Molinos de bolas líneas 1 y 2	Molino de bolas línea 3
Largo [m]	10,1	12,2
Diámetro [m]	6,4	7,9
Potencia Instalada [kW]	7.800	15.400
P₈₀ [μm]	213	206

Chancado de *Pebble*: De acuerdo a la dureza y granulometría del mineral de alimentación se produce al interior del molino SAG un tamaño de partícula cuyo tiempo de residencia es considerablemente mayor que la media del resto del mineral. Estas rocas no es posible fragmentarlas por lo que para evitar que le resten rendimiento a los molinos son evacuadas y tratadas separadamente en la planta de *pebble* y en la planta de gravilla para luego ser recirculadas a la molienda SAG o avanzadas a la molienda de bolas.

La planta de gravilla está compuesta por tres chancadores de cono con una potencia total instalada de 1.110 [kW] y una capacidad máxima de 850 [tph]. La planta de *pebble* consiste en un chancador de cono con una potencia instalada de 745 [kW] y una capacidad de procesamiento de 450 [tph]. En promedio entre 2015 y 2016 se produjeron 640 [tph] de *pebble* que fueron tratados en estas plantas.

Flotación colectiva: En la Fig. 1-4 se presenta la planta de flotación colectiva donde se produce la concentración conjunta de los minerales conteniendo cobre y molibdeno, producto conocido como con-col (concentrado colectivo). Este proceso comienza con la flotación *rougher* la cual se realiza en 4 líneas de flotación con 9 celdas Wemco de 130 [m³], 2 líneas con 6 celdas Dorr Oliver Eimco de 250 [m³] y 2 líneas con 5 celdas Dorr Oliver Eimco de 250 [m³]. Los concentrados obtenidos se agrupan en un cajón común y las colas se descartan del proceso pasando a ser parte del relave global. El concentrado obtenido continua el proceso hacia un circuito cerrado de clasificación y remolienda en molinos verticales donde se liberan aquellas partículas que permanecen ocluidas o parcialmente liberadas, desde este punto se alimenta la flotación *cleaner* la cual se realiza en 14 columnas de flotación de 14 [m] de altura y 4 [m] de diámetro operando en paralelo, aquí se obtiene el concentrado colectivo Cu-Mo. Las colas de esta etapa se envían a flotación *scavenger*, la cual está compuesta por 2 líneas de 9 celdas Wemco de 130 [m³], donde se obtiene un concentrado que se une al concentrado *rougher* para comenzar un nuevo ciclo de remolienda y clasificación. Las colas *scavenger* se unen al relave global.

Un aspecto importante en el proceso de flotación es la dosificación de reactivos los cuales tienen diferentes objetivos. En MLP los reactivos usados son xantato isopropílico de sodio como colector primario de cobre, AP-404 como colector de cobre soluble, matcol como colector secundario de cobre, nalco como espumante, diésel como colector de molibdeno (flotación selectiva) y cal como modificador de pH. La dosificación de los reactivos se determina en función de pruebas metalúrgicas realizadas para el mineral a tratar y los puntos de adición son en la molienda SAG para la cal y los colectores de cobre y molibdeno, mientras que el espumante es agregado en el cajón de alimentación a la planta de flotación colectiva. Puntualmente es posible agregar reactivo en avance en celdas intermedias o en etapas de flotación posteriores.

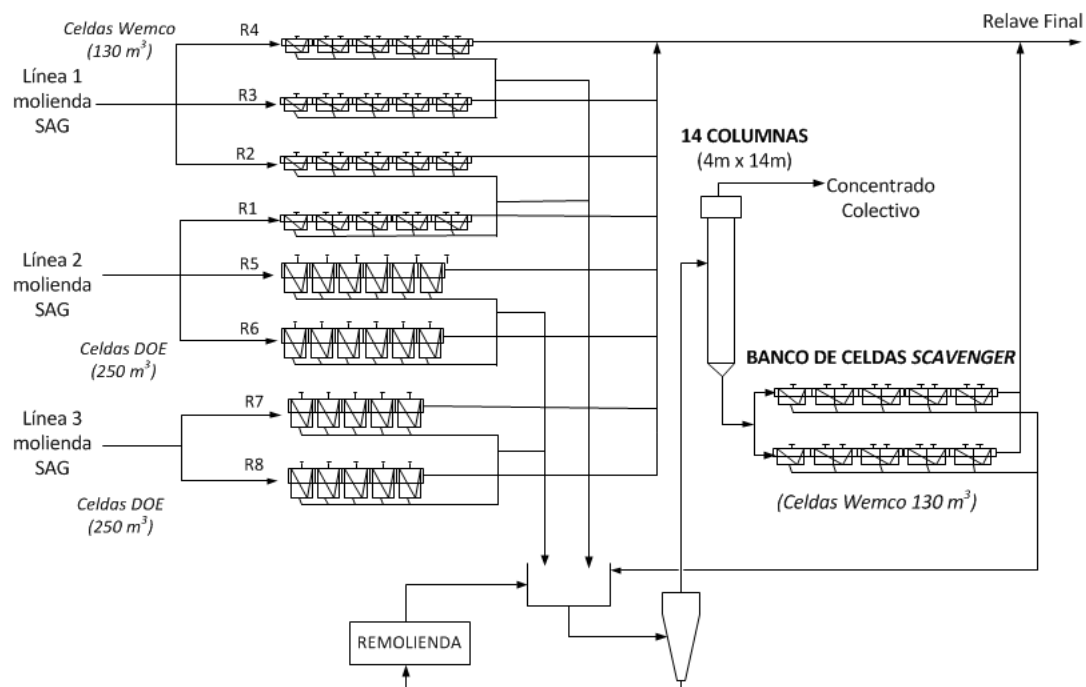


Fig. 1-4: Planta de Flotación Colectiva
(Yianatos et al., 2014)

Flotación Selectiva: El concentrado colectivo es procesado en una etapa *rougher* a partir de la cual se obtiene, en la corriente de concentrado, un producto rico en sulfuros de molibdeno (principalmente molibdenita) y en las colas un producto rico en sulfuros de cobre el cual pasa al sistema de transporte de concentrado para ser llevado a puerto.

El concentrado de molibdeno es espesado, filtrado y llevado a la etapa de lixiviación donde se disuelven los minerales de cobre disminuyendo su contenido de 6 % a 0,4 %, calidad exigida por los clientes, ver Fig. 1-5. El proceso de lixiviación tiene un formato *batch* con un tiempo medio por ciclo (carga, reacción, descarga) de 3,5 horas. Una vez cargados los reactores comienza un proceso de calentamiento hasta 108°C para luego completar la reacción de disolución de cobre en aproximadamente 2 horas, la descarga se produce por gravedad, se opera a una presión de 2 bar y la eficiencia media del proceso es de 90,5 %.

1.4. Modelo de Bloques

Con el objetivo de caracterizar el yacimiento Los Pelambres en sus propiedades mineralógicas, mecánicas y productivas se realizan en forma continua muestreos o sondajes del rajo como el mostrado en la Fig. 1-6. A partir de la información recolectada se alimenta el modelo de bloques, se interpolan las características de interés y se definen los futuros sectores de la mina a procesar.

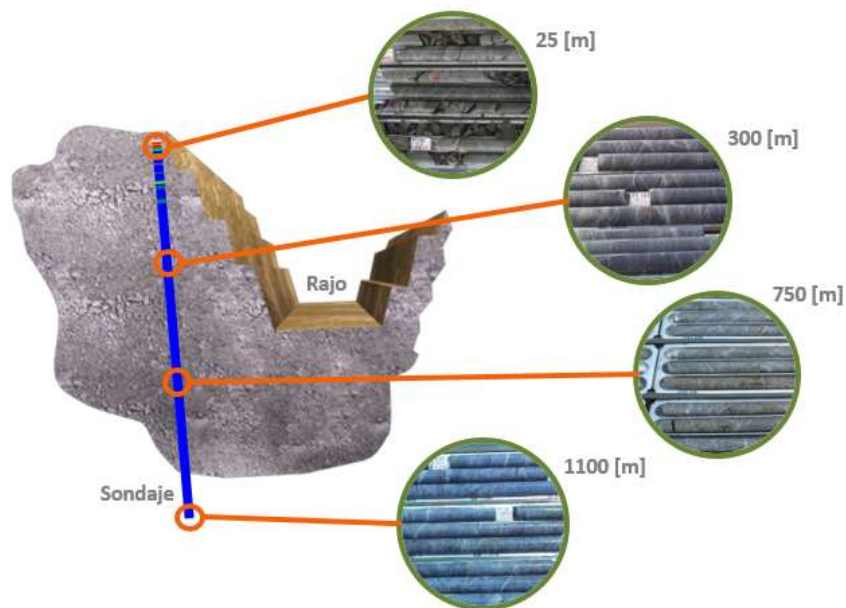


Fig. 1-6: Sondaje Modelo de Bloques
(Contreras, 2015)

Las principales variables incluidas en el modelo de bloques de MLP se detallan en la Tabla 1-3.

Tabla 1-3: Variables Modelo de Bloques
(Superintendencia de Geología, Minera Los Pelambres, 2012)

Variable	Descripción	Unidad
Cu	Ley de cobre	[%]
Mo	Ley de molibdeno	[ppm]
Fe	Ley de fierro	[%]
As	Contenido de arsénico	[ppm]
Ca	Contenido de calcio	[%]
Au	Ley de oro	[ppm]
Ag	Ley de plata	[ppm]
Py	Contenido de pirita	[%]
Cpy	Contenido de calcopirita	[%]
Bo	Contenido de bornita	[%]
Cs	Contenido de calcosina	[%]
Cv	Contenido de covelina	[%]
Anhidrita	Presencia de anhidrita	1: Con 0: Sin
FF	Frecuencia de fractura	[fract/m]
Wi	<i>Work index</i>	[kWh/t]
SPI	<i>SAG power index</i>	[min]
RQD	<i>Rock quality designation</i>	[%]
PLI	<i>Point load index</i>	[MPa]
Axb	Parámetro Axb	[-]
BAI	<i>Bond abrasion index</i>	
Densidad	Densidad media del mineral	[t/m ³]
UG	Unidad geo metalúrgica	[-]
RSAG	Rendimiento molienda SAG	[tph]
Rbolas	Rendimiento molienda de bolas	[tph]
LeyCuConc	Ley concentrado colectivo	[%]
RecCu	Recuperación global de cobre	[%]
RecMo	Recuperación global de molibdeno	[%]
ConCal	Consumo de cal	[t]
CEE Bolas	Consumo específico de energía molienda de bolas	[kWh/t]
CEE SAG	Consumo específico de energía molienda SAG	[kWh/t]
Rec (j)	Recuperación de cobre para F ₈₀ =j; con j=137, 150, 180, 210, 240, 250, 260, 290, 300 [μm]	[%]

1.5. Características del Yacimiento

Se denominan pórfidos cupríferos a mineralizaciones de cobre-molibdeno, cobre-oro o cobre-molibdeno-oro de origen magmático e hidrotermal, estos sistemas constituyen la principal fuente de estos metales en el mundo y se caracterizan por ser de baja ley y alto tonelaje. En Chile existen 16 pórfidos cupríferos en explotación, 12 en la zona norte y 4 en la zona central y se dividen en franjas metalogénicas según la edad de emplazamiento del pórfido (Maksaev, 2004).

Un esquema típico de un pórfido cuprífero se presenta en la Fig. 1-7. Se distingue una zona primaria o hipógena rica en sulfuros primarios como bornita, calcopirita y pirita donde se conservan las características de la roca original, una zona de enriquecimiento supérgeno donde se presentan sulfuros secundarios del grupo de la calcosina, una zona rica en óxidos, una zona lixiviada con escaso contenido metálico y finalmente una zona denominada *Gossan* o sombrero de hierro, rica en óxidos e hidróxidos de este metal (Maksaev, 2004).

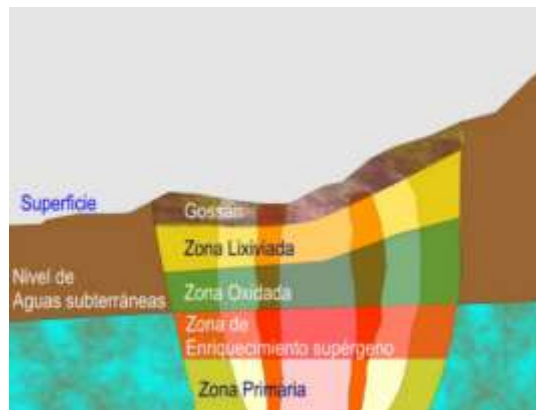


Fig. 1-7: Zonas Pórfido Cuprífero
(Maksaev, 2004)

El yacimiento Los Pelambres, ubicado en los Andes central, se clasifica como un pórfido cobre-molibdeno-oro y pertenece a la franja de sistemas porfídicos del

Mioceno Superior – Plioceno, desarrollados entre 14 y 5 millones de años atrás. El yacimiento se encuentra ubicado en el extremo norte de este sector, inmediatamente al oeste del límite con Argentina y sus altitudes varían entre 3.000 y 3.500 m.s.n.m. Por otro lado, a 3 [km] hacia el este de Los Pelambres, se encuentra el yacimiento El Pachón, que juntos forman el *cluster* de sistemas porfídicos de cobre-molibdeno-oro con características geológicas similares (Superintendencia de Geología, Minera Los Pelambres, 2012).

El complejo Los Pelambres corresponde a un *stock* de 1 a 2 [km] de ancho y aproximadamente 5 [km] de largo. Los principales minerales de cobre presentes en el complejo se dividen en sulfuros secundarios y sulfuros primarios, la presencia de óxidos es escasa. Los sulfuros secundarios presentes corresponden a calcosina (Cu_2S), digenita (Cu_9S_5) y covelina (CuS), mientras que entre los sulfuros primarios se encuentran principalmente bornita (Cu_5FeS_4), calcopirita (CuFeS_2), tetraedrita ($\text{Cu}_{12}\text{Fe}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$) y tennantita ($\text{Cu}_{12}\text{Fe}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$) (Superintendencia de Geología, Minera Los Pelambres, 2012).

La distribución de oro se presenta principalmente en los sectores frontera a través de una franja de 3 [km] de largo y en el sector centro en una envolvente de 1[km] de diámetro, las concentraciones de oro en ambos sectores se distribuyen entre 0,1 y 0,01 [ppm] y generalmente están asociados a sulfuros primarios de cobre donde predomina la bornita. La distribución de molibdeno se presenta principalmente en el sector centro del yacimiento en un área de 3 [km] de largo y un ancho promedio de 600 [m]. La concentración media del metal en este sector es de 100 [ppm], mientras que las mayores concentraciones alcanzan las 250 [ppm] disminuyendo hacia la parte central. La relación cobre-molibdeno es directa, aunque los contenidos de cobre disminuyen más rápidamente que los de molibdeno hacia los sectores más profundos de la mina. (Superintendencia de Geología, Minera Los Pelambres, 2012)

1.6. Tendencias Variables Operacionales Mina-Planta

Se presenta a continuación el comportamiento histórico de algunas variables claves para el proceso realizado en MLP. El período contempla los años 2015 y 2016.

1.6.1. P_{80} Tronadura

El P_{80} presentado en la Fig. 1-8 corresponde a la variable estimada a partir del análisis en *WipFrag*² de fotografías tomadas a las pilas de mineral post tronadura, cada punto graficado corresponde al P_{80} promedio obtenido a partir un número de fotografías que varió entre 8 y 10 por cada tronadura realizada. Vale mencionar que el sistema *WipFrag* tiene la desventaja de estimar distribuciones granulométricas del plano fotografiado ocultando la información relativa al material no visible. En este caso, aquel material que se encuentra bajo la pila y que mayoritariamente representa la proporción fina del conjunto no está representada en la información directa que entrega el *software*. Para disminuir el efecto de esta fuente de error, se realizan ajustes de las curvas a partir de la correlación que existe entre las proporciones finas y gruesas de la distribución de tamaños.

Dada la implementación de la metodología *Mine to Mill* cuya filosofía se basa en maximizar la generación de finos aguas arriba se espera una disminución progresiva de esta variable con el objetivo de que en el mediano plazo el P_{80} medio alcance valores entre 4 y 5 [pulg] para así beneficiar la operación de la molienda SAG. La distribución de datos presentada en la Fig. 1-8 muestra una característica bimodal cuya principal razón podría ser la campaña de pruebas realizadas por el área mina donde se buscó optimizar el P_{80} mediante cambios en el tipo de explosivo, malla de tronadura, técnica de tronadura, factor de carga entre otras variables.

² Software utilizado para analizar imágenes y estimar distribuciones granulométricas.

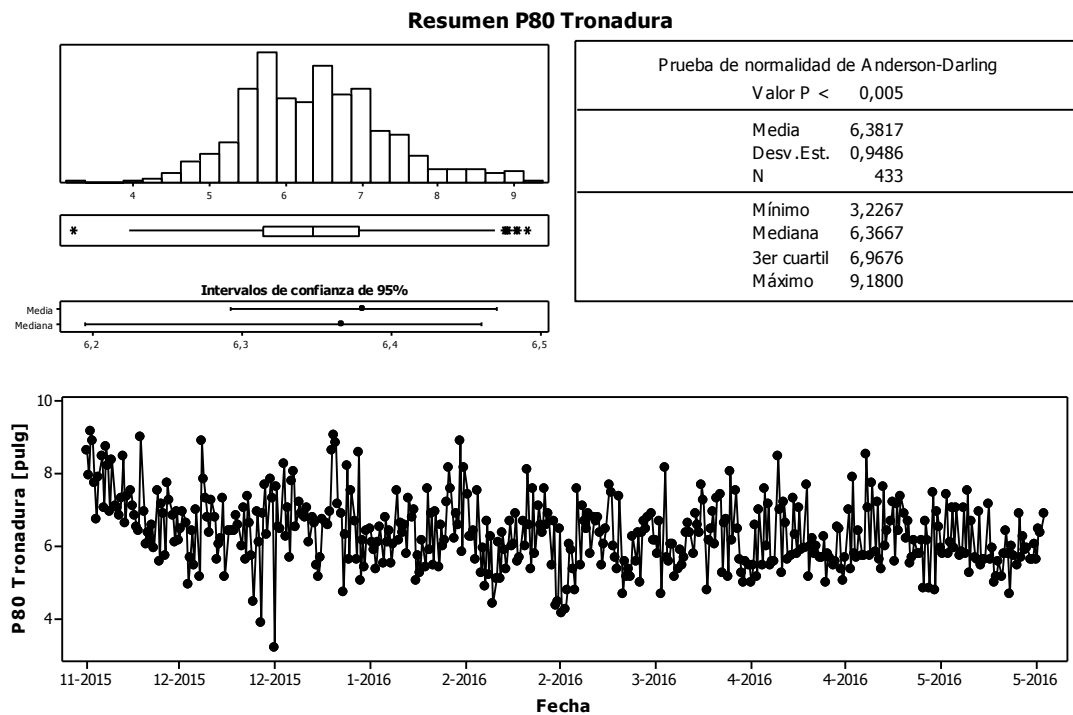


Fig. 1-8: Resumen P₈₀ Tronadura

1.6.2. Dureza

Para referirse a la dureza del mineral existen distintas posibilidades según el equipo y mecanismo de conminución que se quiera evaluar (chancado, molienda convencional o molienda SAG). Diversas pruebas de moliendabilidad han sido desarrolladas para cada uno de estos procesos. El parámetro Axb, el cual mide principalmente la resistencia a la fractura por impacto es utilizado para estimar el desempeño de la molienda SAG.

La medición de dicho parámetro consiste en determinar la función de apariencia del mineral para cinco tamaños iniciales con distintas entradas de energía. Los resultados se resumen posteriormente en dos parámetros, A y b.

En resumen, la caída libre de un bloque de masa M_0 a una altura h suministra la energía de fractura a una muestra caracterizada con el diámetro d y masa M . Posteriormente, se realiza una distribución granulométrica del producto obtenido cuantificando la masa m pasante del diámetro $d/10$. Finalmente, los parámetros A y b se obtienen según la Fig. 1-9 donde $t_{10}=m/M$. b corresponde al valor que toma la

pendiente de la recta, línea continua, mientras que A corresponde al valor en el cual la asíntota, línea punteada, intercepta al eje y.

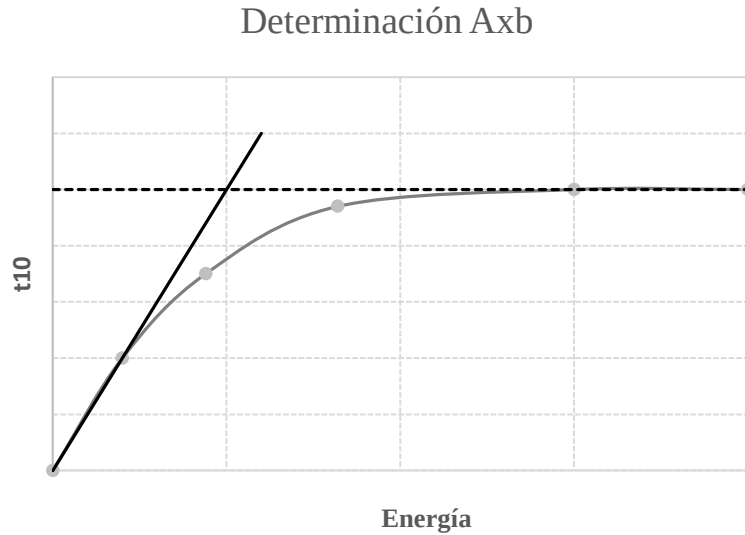


Fig. 1-9: Procedimiento de Determinación Axb

Valores Axb mayores a 75 representan minerales de baja resistencia a la fractura por lo que tendrían un bajo Consumo Específico de Energía (CEE). Por otra parte, minerales con Axb menores a 40 son minerales de alta competencia, es decir, tendrían un mayor CEE.

En la Fig. 1-10 se presenta un resumen del comportamiento de esta variable en la operación de MLP. Se observa durante el período analizado un mineral de alta competencia energética, Axb medio igual 39,8 y una tendencia a la baja en esta variable. Esto concuerda con los proyectos en carpeta de la compañía los cuales tienen el objetivo de hacer frente a esta situación.

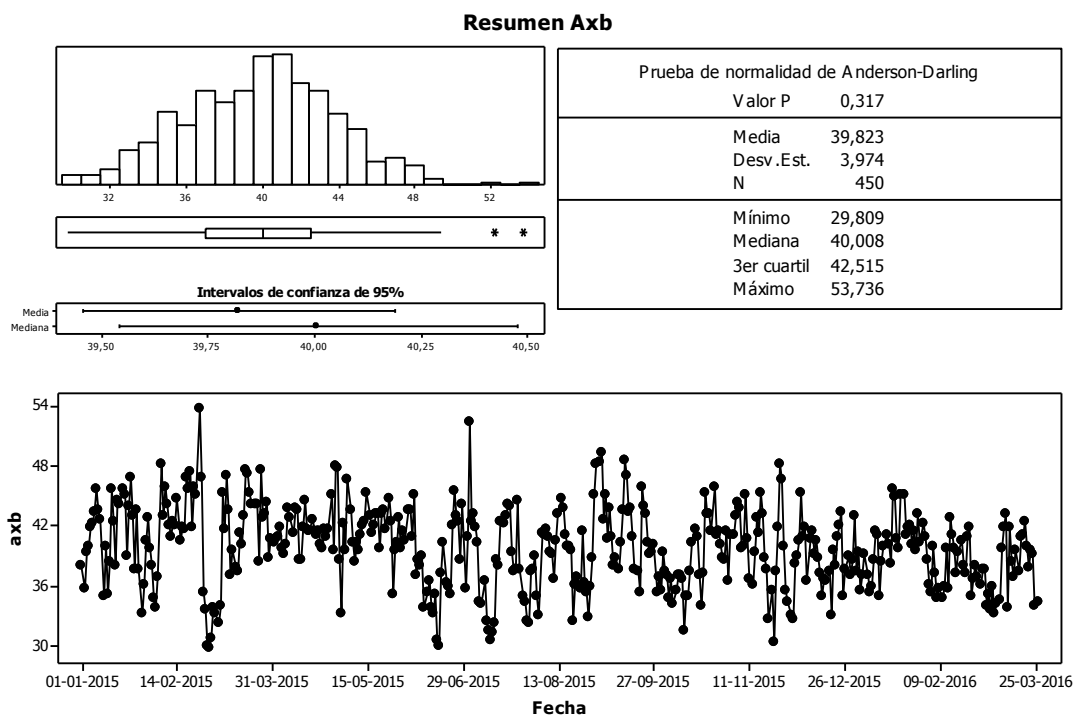


Fig. 1-10: Resumen Dureza Axb

1.6.3. F_{80} SAG

Las mediciones presentadas en la Fig. 1-11 corresponden al promedio ponderado de los F_{80} medidos en cada línea de molienda SAG, estas mediciones son realizadas de manera continua a través de cámaras ubicadas sobre las correas transportadoras y analizadas posteriormente en *WipFrag*. El software realiza ajustes a las mediciones a partir de las desviaciones reportadas respecto al análisis granulométrico de laboratorio, en general las mayores desviaciones se presentan en la sección fina de la distribución por las razones comentadas anteriormente. La ponderación se realiza respecto al rendimiento del molino [tph] respectivo considerando que hay un proceso de molienda “homogéneo” en todo en rango de tamaños.

Las mediciones de la Fig. 1-11 presentan un rango acotado en torno a los 94 [mm] salvo algunas excepciones donde se observan notorios aumentos cuyas causas pueden radicar en: imprevistos en el área de chancado, detención del Sistema de Transporte

de Mineral Grueso (STMG), envío de mineral de alta competencia energética desde el área mina o falta de calibración y mantención en los equipos de medición.

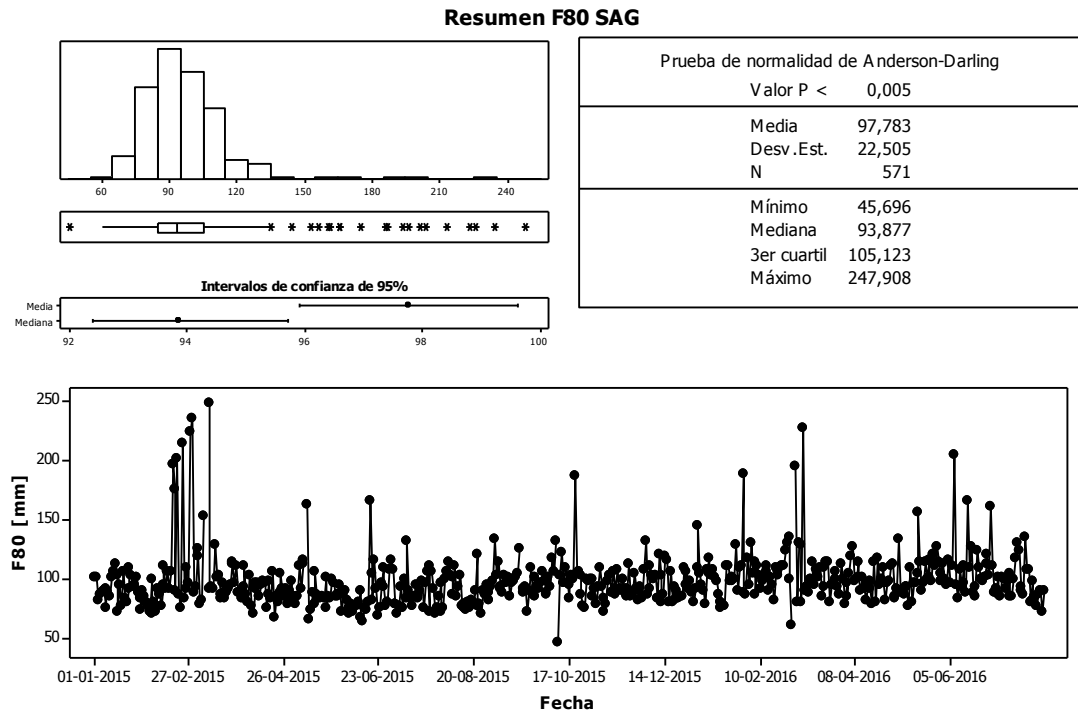


Fig. 1-11: Resumen F₈₀ SAG

1.6.4. Rendimiento SAG

En la Fig. 1-12 se presenta el resumen del rendimiento de la planta de molienda SAG. Los valores son obtenidos a partir de la suma del rendimiento promedio de cada molino. La variable presenta una mediana de 7.200 [tph] y una alta dispersión producto que en este punto del proceso convergen efectos como: F₈₀, recirculación de *pebble*, mantenciones programadas, imprevistos eléctricos y mecánicos, dureza del mineral, restricciones aguas abajo, condición de envío del STMG, restricciones del sistema de control, efecto *ramp up* y las variables operacionales propias del proceso como: porcentaje de sólido, nivel de llenado, porcentaje y distribución de tamaño de bolas, velocidad de rotación entre otras.

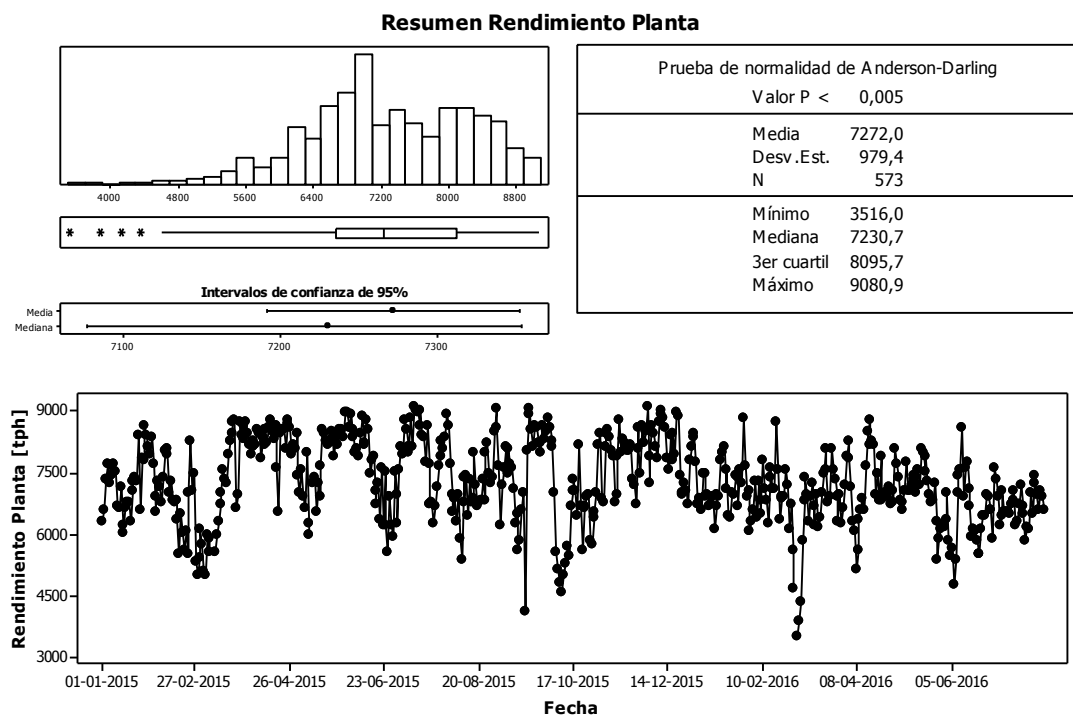


Fig. 1-12: Resumen Rendimiento Molienda SAG

1.6.5. Recuperación Flotación Colectiva

En la Fig. 1-13 se presenta el resumen para la recuperación de cobre en la planta de flotación colectiva. La distribución tiene un sesgo negativo propio de este tipo de variable. En general, la recuperación de la planta de flotación colectiva, con una mediana que bordea el 90 % y se encuentra sobre el percentil 80 de la industria es producto principalmente a la calidad del mineral el cual presenta ausencia de arcillas y bajas leyes de minerales óxidados.

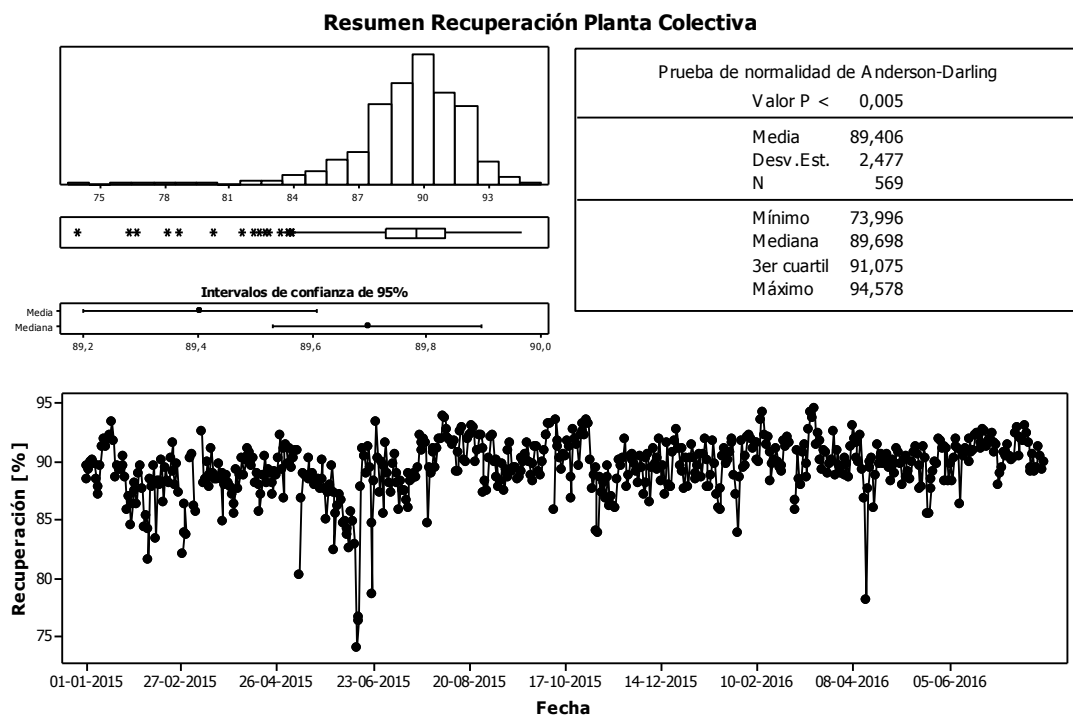


Fig. 1-13: Resumen Recuperación Flotación Colectiva

Capítulo II

2. Antecedentes Teóricos

En este capítulo se presenta información teórica relevante para el trabajo realizado. Se abordarán temas relativos a los principales procesos desarrollados en MLP y la metodología de generación y validación de modelos de regresión multivariable.

2.1. Caracterización de Tamaño de Partículas

En plantas de procesamiento de minerales se encuentran partículas con una amplia gama de tamaños y formas por lo que no pueden ser definidas a partir de una dimensión específica, su caracterización es compleja y los métodos de estimación diversos. Para estimaciones individuales, el tamaño de una partícula se puede caracterizar como: el diámetro del tamiz a través del cual pasa (diámetro tamiz), como el diámetro de una esfera de igual volumen (diámetro volumen), como el diámetro de una esfera de igual área (diámetro área) o como el diámetro de una esfera de igual razón volumen/área, diámetro Sauter (Fuerstenau & Kenneth, 2003).

Para caracterización de muestras heterogéneas se utilizan distribuciones de tamaños, donde la muestra se agrupa en rangos acotados y la información se presenta en forma parcial o acumulada. En la Fig. 2-1 se presenta una curva de distribución acumulada donde el 80 % de la muestra tiene un tamaño bajo 120 [mm].

Distribución de Tamaño de Partículas

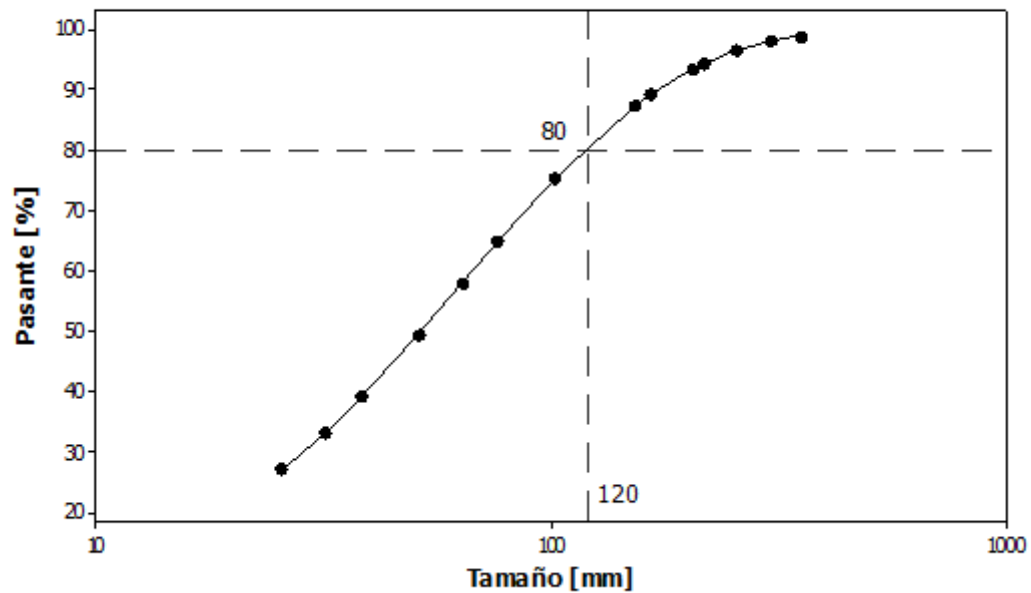


Fig. 2-1: Distribución Acumulada de Tamaño de Partículas

Para describir distribuciones de tamaño se utilizan funciones matemáticas llamadas funciones de distribución de tamaños. Algunos de estos modelos son: Rosin Rammler, Gaudin Schuhmann y Swebrec definidos según la Ec. 2-1, Ec. 2-2 y Ec. 2-3, respectivamente (Fuerstenau & Kenneth, 2003).

Distribución de Rosin-Rammler (Weibull)

$$Y = 1 - \exp \left[- \left(\frac{d}{d^*} \right)^b \right] \quad \text{Ec. 2-1}$$

Y: Fracción acumulada

d: Diámetro hasta donde se mide Y

d^* : Diámetro de referencia

b: Parámetro de distribución

Distribución de Gaudin Schuhmann

$$Y = 100 * \left(\frac{d}{d^{\#}} \right)^a \quad \text{Ec. 2-2}$$

Y: Fracción acumulada

d: Diámetro hasta donde se mide Y

$d^{\#}$: Diámetro de referencia

a: Parámetro de distribución

Distribución de Swebrec

$$Y = \frac{1}{1 + \left(\frac{\log(d_{max}/d)}{\log(d_{max}/d_{50})} \right)^c} \quad \text{Ec. 2-3}$$

Y: Fracción acumulada

d: Diámetro hasta donde se mide Y

d_{max} : Diámetro máximo

d_{50} : Diámetro mediano

c: Parámetro de distribución

En la Fig. 2-2 se presenta un ajuste mediante el modelo de Rosin-Rammler a la distribución de tamaño de partícula presentada en la Fig. 2-1 . El modelo se ajusta con un error medio de 1,28 %, el diámetro de referencia es 285 [mm] y el parámetro de distribución toma un valor de 3,8.

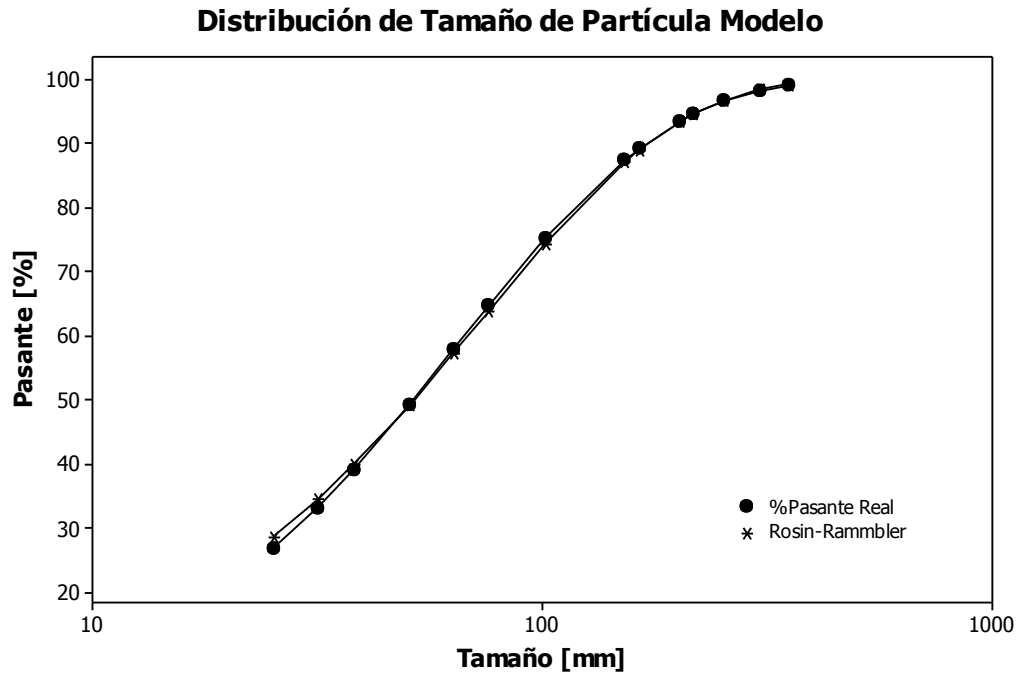


Fig. 2-2: Distribución Ajustada de Rosin-Rammler

2.2. Tronadura

La tronadura es el proceso con el cual se busca fragmentar un macizo rocoso mediante la liberación violenta y controlada de energía a partir explosivos, dicho proceso permite el procesamiento y el traslado del mineral de manera eficiente. Se denomina tronadura primaria cuando se realiza directamente en un macizo rocoso y tronadura secundaria cuando se realiza en fragmentos de roca que no se fraccionaron lo suficiente durante la tronadura primaria haciendo imposible su manejo. Adicionalmente, las tronaduras se clasifican según el destino del mineral tronado en tronaduras de producción, derrame o cierre siendo objeto de los principales estudios las tronaduras de producción debido al impacto que genera aguas abajo del proceso. La tronadura es el método más barato para reducir el tamaño de rocas y la granulometría obtenida afecta en forma importante el desempeño de la maquinaria de carga y transporte, así como también el desempeño de los equipos de conminución.

Estos procesos, como el chancado y la molienda, son intensos en el consumo de energía y tienen alto potencial de optimización a partir de la granulometría con la cual son alimentados.

Generalmente, la tronadura se concibe como una actividad aislada de la cadena de operaciones y en consecuencia los esfuerzos se dirigen a reducir sus costos bajando el factor de carga (tonelada de explosivos por tonelada de mineral) o utilizando explosivos con menor capacidad energética o de fragmentación. Entender la tronadura como parte de un conjunto de procesos interrelacionados es importante para optimizar el proceso desde su globalidad ya que un aumento en los costos de tronadura podría compensarse con los beneficios logrados en las etapas de chancado y molienda. Sumado al factor de carga y el tipo de explosivos, las variables que más influyen sobre la granulometría obtenida post tronadura son las siguientes:

Tipo de mineral: Las principal característica del mineral considerada al momento de planificar la tronadura es la dureza. A modo general un mineral primario, es decir un mineral formado junto con la roca original, tendrá una mayor dureza que uno secundario formado posteriormente a través de algún tipo de alteración. Una segunda opción para caracterizar esta variable es la clasificación de acuerdo a unidades geo-metalúrgicas (M1, M2, M3, M4, M7 y M8), donde desde el punto de vista de su dureza, M3, M4 y M7 corresponden a minerales de alta competencia energética, M1 y M2 corresponde a minerales de baja competencia energética y M8 corresponde a un mineral pseudo duro (duro para la molienda, pero considerado frágil para la tronadura). A partir de esta clasificación es posible determinar una nueva variable llamada porcentaje de duros, definida a partir de las masas de cada unidad geo-metalúrgica (m_1 , m_2 , m_3 , m_4 , m_7 y m_8 según corresponda), ver Ec. 2-4.

$$\text{Porcentaje de Duros} = \frac{m_3 + m_4 + m_7}{m_1 + m_2 + m_3 + m_4 + m_7 + m_8} \quad \text{Ec. 2-4}$$

Diámetro de pozo (D): corresponde al diámetro del pozo de tronadura realizada a través de perforaciones, dicho parámetro es limitante para el factor de carga.

Malla de tronadura (BxS): La malla de tronadura corresponde a la configuración en la que se realizan las perforaciones en un sector determinado del rajo (banco). Existen mallas cuadradas, rectangulares, triangulares y algunas configuraciones más complejas.

Tiempo entre pozos (t): Corresponde a la secuencia con la cual se detonan los diferentes pozos de tronadura.

2.3. Molienda SAG

Los molinos semi autógenos, SAG por sus siglas en inglés, son equipos de conminución usados en la minería de gran escala cuyos principales mecanismos de reducción de tamaño son el impacto y la abrasión. El nombre semi autógeno se le otorga por la utilización del propio mineral como medio de molienda junto con bolas de acero las cuales utilizan aproximadamente el 17 % de la carga. Los molinos SAG se caracterizan por poseer una razón largo/diámetro bastante más baja que molinos de bolas convencionales, lo que les permite a través de elementos levantadores internos (*lifters*), elevar el mineral y las bolas hasta un punto (ángulo de levantamiento) desde el cual caen en una trayectoria parabólica impactando al mineral que se encuentra en la parte inferior, este movimiento es conocido como “catarata”. Cuando los medios de molienda no alcanzan la altura necesaria y caen hacia el mineral contiguo, el principal mecanismo de conminución es la abrasión, ver Fig. 2-3.

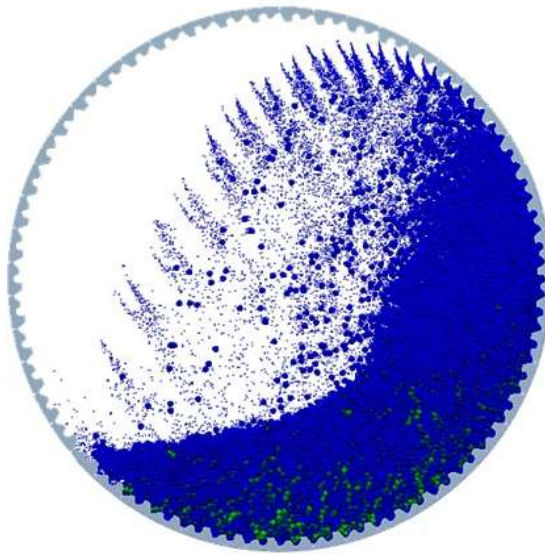


Fig. 2-3: Movimiento de Medios de Molienda SAG
(Me-Elecmetal, 2016)

El mineral se alimenta al molino SAG posterior a su procesamiento en el chancado primario y una vez que ha alcanzado el tamaño de la parrilla interna del molino, el mineral evacua el equipo. Los molinos SAG están diseñados para tratar grandes tonelajes, son intensos en el uso de energía, el monitoreo de sus elementos de desgaste es constante y su mantención o cambio requerido en forma frecuente.

Un parámetro importante desde un punto de vista económico y técnico, asociado a equipos de conminución, es el consumo específico de energía (CEE), el cual está relacionado, según la Ec. 2-5 (Bond), con la dureza del mineral (W_i), un factor de corrección asociado al equipo de conminución, y los tamaños característicos de alimentación (F_{80}) y producto (P_{80}), (Wills & Napier-Munn, 2006).

$$CEE \left[\frac{kWh}{t} \right] = 10 * W_i * E * \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad \text{Ec. 2-5}$$

Una consecuencia directa de esta relación energía-dureza es que el rendimiento del molino se ve impactado por la variabilidad de la dureza del mineral, no logrando

procesar de acuerdo a las características de diseño. Si un molino se encuentra operando a su máxima capacidad (potencia máxima) y se produce un aumento en la dureza se provocará un sobre llenado donde la única medida posible, sin variar el tamaño del producto, es bajar el flujo de alimentación.

Es necesario destacar que la granulometría de alimentación y la dureza son variables propias del mineral y su comportamiento está altamente relacionado no siendo posible observar sus efectos por separado. Desde la tronadura, rocas con mayor dureza tendrán granulometría más gruesa, la cual se manifestará en el chancado y la molienda. En este mismo sentido, rocas más gruesas tendrán mayor segregación en el *stock pile* lo que dificultará el manejo del mineral afectando la homogeneidad de la alimentación (Delgado, 2013).

Diversas pruebas para medir la resistencia de los minerales han sido desarrolladas a lo largo de los años, cada una para medir la resistencia frente a un mecanismo específico de reducción de tamaño o para medir la resistencia del mineral en un determinado equipo de conminución. Algunos de los índices más utilizados en la actualidad para planificar la producción de equipos de molienda y monitorear su operación son: *Bond Work Index (BW_i)*, *SAG Power Index (SPI)*, *Abrasión Index (BAI)* y *Axb*. Entre las características operacionales más importantes que afectan el rendimiento de la molienda SAG se encuentra las siguientes:

Nivel de carga: La carga total de un molino SAG está compuesta por bolas y pulpa (mineral y agua) y su nivel de llenado es proporcional al flujo de alimentación fresca con el que opera. En términos generales un molino SAG con una carga mayor al 35 % de su volumen interno se encuentra en una condición de inestabilidad evidenciada en primera instancia por la presión medida por sus celdas de carga y en segundo lugar por el efecto que produce en el torque del molino. Si la sobre carga se produce por un aumento en la alimentación de mineral, el rendimiento del molino disminuye siempre

y cuando la capacidad de molienda de las rocas sea inferior que la de las bolas (condición recurrente).

Apertura de parrilla de descarga: La distribución de tamaños de las aperturas de las parrillas internas determina las partículas de mineral que abandonan el molino. Estas parrillas son parte de los elementos de desgaste del molino y generalmente se cambian junto con los revestimientos. Si la apertura de diseño aumenta también lo hace la velocidad de evacuación del mineral, lo que permite aumentar el rendimiento del molino. Por otro lado, una menor apertura provoca un aumento en el tiempo de residencia del mineral, frenando la operación.

Producción de *pebble*: La producción de *pebble* es un tema importante en plantas de procesamiento de minerales ya que produce una baja considerable en el rendimiento de las plantas. Este tamaño de partícula una vez evacuado del molino se somete a reducción de tamaño en chancadores secundarios desde donde se recircula hacia el molino SAG, uniéndose a la alimentación fresca. Por otra parte, también existen circuitos de molienda configurados de tal forma que el *pebble* chancado se avance hacia la molienda de bolas. En casos particulares y generalmente por mantenciones, falta de espacio para apilar mineral, falta de capacidad en las plantas de chancado o falta de capacidad de transporte de *pebble* se recircula a la molienda SAG sin chancar, condición que acentúa el efecto negativo sobre el rendimiento.

Velocidad de rotación: La velocidad de rotación del molino tiene un efecto determinante sobre la acción de molienda. Una velocidad alta produce un efecto centrífugo sobre la carga impidiendo su movimiento. En este sentido, la velocidad a la cual se produce este efecto es denominada velocidad crítica y la velocidad de operación se expresa como un porcentaje de esta última. En general, en condiciones normales de operación, se apunta a operar entre un 65 y 75 % de esta velocidad. Por otro lado, una velocidad baja solo produce leves movimientos en la carga impidiendo la acción del principal mecanismo de conminución, el impacto. Una razón que podría justificar una disminución de la velocidad, es el aumento de la granulometría de

alimentación la cual produciría un desgaste acelerado de los revestimientos a una velocidad de operación en el rango mencionado.

Porcentaje de sólido: El porcentaje de sólido es una variable que tiene directo impacto sobre la viscosidad y la densidad de la pulpa. Una pulpa más densa también es más viscosa y su velocidad de descarga disminuye al mismo tiempo que el rendimiento del molino. Un segundo parámetro que se ve afectado por el porcentaje de sólido es el ángulo de levantamiento el cual, en condiciones de operación normales, aumenta frente a pulpas más densas demandando mayor consumo de potencia y aumentando el torque del molino. En plantas de procesamiento se apunta a un porcentaje de sólido entre 65 y 75 % el cual podría variar según condiciones específicas de operación respecto a la proporción de mineral fino (-1,25 pulg) y a la capacidad de bombeo.

2.4. Molienda de Bolas

La molienda de bolas es el proceso de conminución que tiene por objetivo realizar un control estrecho de la granulometría de la alimentación a flotación. Este proceso es clave para producir la adecuada liberación del mineral y obtener niveles de recuperación económicamente viables para la operación.

El circuito cerrado de molienda y clasificación es la configuración más usada en la industria. Dicha configuración tiene como objetivo avanzar a flotación el mineral que ha alcanzado un tamaño adecuado y disminuir la carga circulante hacia la molienda de bolas. Esta configuración tiene la ventaja de producir un tamaño máximo controlado y un mínimo de mineral sobre molido. En la Fig. 2-4 el mineral que se descarga del molino se alimenta a un cajón distribuidor donde se le ajusta el porcentaje de sólido de acuerdo a los requerimientos del equipo de clasificación. Luego, el flujo de pulpa ingresa al clasificador donde se separa en dos partes, una gruesa denominada *underflow* que se recircula al molino y una fina denominada *overflow* cuyo destino es flotación. El mineral recirculado se denomina carga

circulante y se expresa como porcentaje de la alimentación fresca. En general la carga circulante varía entre 100 y 400 % y es posible estimarla mediante muestreos en la alimentación, *overflow* y *underflow* de la etapa de clasificación.

Al igual que el molino SAG, el consumo específico de energía (CEE) del molino de bolas es un parámetro importante económica y técnicamente. La ecuación de Bond también describe este índice considerando el respectivo factor de corrección (E), ver Ec. 2-5.

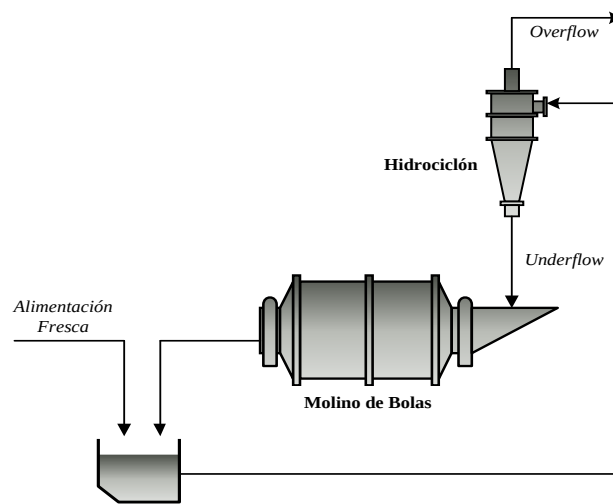


Fig. 2-4: Circuito Cerrado Molienda – Clasificación

2.5. Flotación

La flotación es un proceso de separación que explota las propiedades físico-químicas de la superficie de las especies minerales a separar. El proceso involucra la interacción entre partículas sólidas, agua y aire en un ambiente de alta agitación. Las partículas sólidas se clasifican de acuerdo a su valor económico en mineral valioso y ganga, el comportamiento de cada uno durante el proceso depende de la afinidad que presenten con el agua. Las partículas hidrófobas (sin afinidad con el agua) se adhieren a las burbujas de aire y ascienden a través de la pulpa hacia la espuma, mientras que partículas hidrófilas (afines al agua) se mantienen en suspensión y se descargan hacia

la corriente de colas o relaves. La diferencia de hidrofobicidad entre mineral valioso y ganga generalmente se acentúa mediante la incorporación de reactivos llamados colectores (Yianatos & Vinnett, 2015).

El desempeño metalúrgico del proceso es evaluado mediante la recuperación y ley de mineral valioso en el concentrado, las cuales se obtienen mediante ajustes de balance de masa a partir del desarrollo de muestreos completos o parciales. La estimación de estos indicadores así como la caracterización cinética del proceso se realiza a partir de las características de la alimentación, concentrado y relave. En términos generales, la recuperación y ley de concentrado se definen según la Ec. 2-6 y Ec. 2-7, respectivamente. Ambos parámetros tienen un comportamiento inverso por lo que en operaciones industriales se deben fijar los criterios para buscar el mejor compromiso entre ambos y maximizar el beneficio económico.

$$Rec = \frac{\text{masa de mineral valioso en el concentrado}}{\text{masa de mineral valioso en la alimentación}} * 100 \quad \text{Ec. 2-6}$$

$$Ley = \frac{\text{masa de mineral valioso en el concentrado}}{\text{masa total del concentrado}} * 100 \quad \text{Ec. 2-7}$$

En los equipos de flotación se distinguen dos zonas: zona de colección (pulpa) y zona de limpieza (espuma). La primera corresponde a una zona agitada donde se produce la colisión y colección del mineral de interés con las burbujas, mientras que en la segunda se recupera en forma selectiva dicho mineral como concentrado.

Las principales variables que afectan a la operación e influyen en el desempeño metalúrgico se detallan a continuación. Los efectos de estas variables están altamente relacionados por lo que difícilmente se podrá aislar el efecto de cada una (Yianatos & Vinnett, 2015).

Tiempo de residencia (τ_c): El tiempo de residencia afecta principalmente a la recuperación y éste se puede modificar alterando la altura de la zona de colección,

flujo de pulpa o concentración de sólidos. El tiempo de residencia de la fase líquida en la zona de colección se puede estimar a partir de Ec. 2-8.

$$\tau_c = \frac{A_c \cdot H_c \cdot (1 - \varepsilon_{g,c})}{Q_p} \quad \text{Ec. 2-8}$$

A_c : Área transversal celda

H_c : Altura zona de colección

$\varepsilon_{g,c}$: Concentración de aire zona de colección

Q_p : Flujo volumétrico de pulpa

Dosificación de reactivos: Los reactivos usados típicamente en flotación son colectores para la captura selectiva del mineral valioso, espumantes para reducir el tamaño de burbujas y dar estabilidad a la espuma y modificadores de pH para lograr un ambiente apropiado para la activación de otros reactivos.

Tamaño de partícula: Las partículas sólidas que se alimentan a flotación ya han pasado por diversos procesos de conminución cuya finalidad es liberar el mineral valioso de la ganga para su posterior separación. Debido a razones técnicas y económicas no es posible obtener un producto totalmente liberado, por lo que la liberación óptima se logra reduciendo el tamaño de partícula hasta un tamaño inferior al tamaño de grano. Las partículas finas o ultra finas a pesar de estar bien liberadas tienen baja inercia y tienden a moverse junto con el fluido, perdiéndose mineral valioso en la corriente de colas y en consecuencia, disminuyendo la recuperación. Por otro lado, las partículas gruesas presentan una pobre liberación e incapacidad para formar y mantener el agregado partícula-burbuja.

Flujo de aire: El flujo de aire es el medio por el cual se colectan y transportan las partículas del mineral de interés, a mayor flujo de aire aumenta la capacidad de transporte, por lo tanto, también la recuperación. Sin embargo, el flujo de aire determina los límites de estabilidad del proceso. Un proceso con alto flujo de aire es

turbulento, favoreciendo el arrastre de ganga y la pérdida de la interface pulpa-espuma.

Es natural pensar que equipos de grandes dimensiones requerirán un mayor flujo de aire, por lo que para independizar esta variable del tamaño de los equipos se utiliza la velocidad superficial de aire (J_g) definida a partir del flujo volumétrico de aire (Q_g) y el área transversal del equipo (A_c) según la Ec. 2-9.

$$J_g = \frac{Q_g}{A_c} \quad \text{Ec. 2-9}$$

Características del mineral: Las características del mineral a procesar son clave para evaluar el desempeño del proceso, en general algunas características que lo dificultan son: presencia de arcillas, bajas leyes de los minerales de interés, presencia de cobre soluble y presencia de ganga no sulfurada (insolubles).

Los nuevos diseños de equipos y circuitos de flotación han traído mejoras importantes respecto al consumo de agua y energía pero también desafíos a la hora de evaluar el desempeño de éstos, la ausencia de accesos al concentrado de celdas intermedias es común en nuevas plantas concentradoras. En la actualidad, trabajar con leyes de alimentación en torno al 0,4 % de cobre implica obtener leyes de colas en torno al 0,06 % por lo que pequeños errores de muestreo podrían ser una fuente de error significativa para la estimación de la recuperación.

Una alternativa para evaluar el desempeño de celdas individuales y bancos de flotación es incorporar variables disponibles para medir en forma directa o indirecta. La metodología consiste en determinar la evolución de la recuperación celda a celda a lo largo del banco mediante la identificación del mineral transportado por flotación verdadera (*true flotation*) como agregado partícula-burbuja. La medición de carga de burbuja se realiza con este objetivo y el dispositivo utilizado es el presentado en la

Fig. 2-5, el cual está compuesto por dos cámaras y un tubo por el que ingresan las burbujas provenientes de la zona de colección hacia la cámara derecha. El gas que ingresa a la cámara desplaza gradualmente al líquido hacia la cámara izquierda y retorna al tubo de ascenso en un punto por debajo del punto de entrada de las burbujas a la cámara.

Una segunda medición para determinar la ley del mineral transportado por flotación verdadera corresponde al muestreo en el tope de espuma (*Top of Froth*) realizada entre el *froth crowder* y el rebalse periférico, ver Fig. 2-6. Esta ubicación, a diferencia de la medición en las canaletas de concentrado permite minimizar la contaminación por arrastre por lo que se pueden conocer las características del mineral que fue colectado y superó el drenaje y la coalescencia en la zona de espuma. La medición se realiza mediante un recipiente de aproximadamente 500 [mL] el cual se sumerge en la parte más alta de la espuma hasta el punto donde comienza a ingresar concentrado. Para propósitos de validación de la medición o estudio de la zona de espuma el muestreo se realiza generalmente junto con la medición de profundidad de espuma.

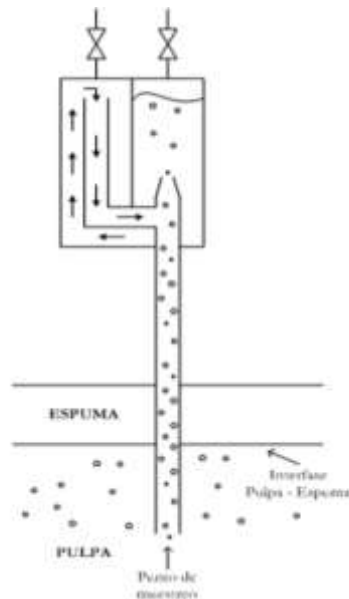


**Fig. 2-5: Medidor Carga de Burbuja USM
(Panire, 2015)**

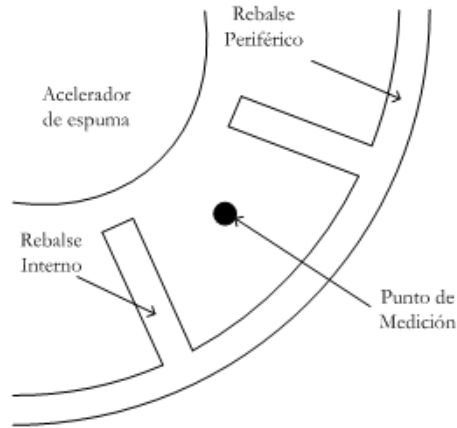


Fig. 2-6: Medición de *Top of Froth*
(Panire, 2015)

Un esquema de las zonas pulpa y espuma y los flujos involucrados en cada una se presenta en la Fig. 2-7 donde R_c y R_f corresponden a las recuperaciones de la zona de colección y espuma, respectivamente (Yianatos & Vinnett, 2015). A partir de las recuperaciones de cada zona es posible determinar la expresión para la recuperación global, esta se presenta en Ec. 2-10.

$$R_g = \frac{R_c * R_f}{1 - R_c * (1 - R_f)} \quad \text{Ec. 2-10}$$

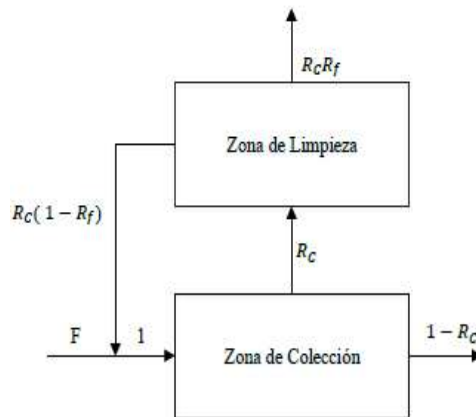


Fig. 2-7: Zonas Proceso de Flotación
(Yianatos & Vinnett, 2015)

Para modelar la recuperación de la zona de colección existen enfoques probabilísticos, empíricos y cinéticos. Estos últimos reconocen, a pesar de las complejidades del proceso un comportamiento de primer orden para la cinética de flotación, una distribución de tiempo de residencia $E(t)$ y una distribución de constantes cinéticas $F(k)$. La expresión general que describe la recuperación se presenta en la Ec. 2-11. Por otro lado, la recuperación de la zona de espuma puede ser expresada según la Ec. 2-12 (Zheng et al., 2004). En este sentido, $R_f(\beta, \tau_f)$ representa los mecanismos de desprendimiento del mineral desde la zona de espuma hacia la zona de colección como función del tiempo medio de residencia en la espuma τ_f , Ec. 2-13, y el factor de estabilidad de la espuma β . Por otra parte, $E(\tau_f)$ corresponde a la función de distribución de tiempos de residencia en la espuma.

$$R_C = R_\infty * \int_0^\infty \int_0^\infty (1 - e^{-kt}) * F(k) * E(t) * dk dt \quad \text{Ec. 2-11}$$

$$R_f = \int R_f(\beta, \tau_f) \cdot E(\tau_f) d\tau_f \quad \text{Ec. 2-12}$$

$$\tau_f = \frac{H_f \cdot \varepsilon_{g,f}}{J_g} \quad \text{Ec. 2-13}$$

2.6. Modelos Lineales Multivariable

2.6.1. Formulación

Se llama modelo multivariable a una función matemática que propone una relación entre una variable dependiente y k variables independientes. Como la predicción en ningún caso es perfecta existe un residuo el cual deberá cumplir ciertas condiciones para que el modelo sea válido y óptimo.

Consideremos una relación lineal unidireccional entre una variable dependiente (y) y k variables independientes ($x_1, \dots, x_k$) llamadas comúnmente variables regresoras o explicativas. Para n observaciones de la variable y , el modelo lineal multivariable se define según la Ec. 2-14.

$$\hat{y}_i = B_0 + B_1 * x_{i1} + B_2 * x_{i2} + \dots + B_k * x_{ik} \quad i = 1, \dots, n \quad \text{Ec. 2-14}$$

Donde B_k son los parámetros del modelo que se suponen constantes para una muestra determinada, $\hat{y}_i$ corresponde a la predicción de la variable dependiente y x_{ik} son los correspondientes valores observados para esta última. La diferencia entre y_i e $\hat{y}_i$ corresponde al error del modelo de regresión (ε_i) para el cual se asumen las hipótesis de Gauss-Markov detalladas a continuación (Canavos, 1988).

- a) *Normalidad*: $\varepsilon \approx N(0, \sigma^2)$
- b) $E(\varepsilon_i) = 0; \forall i = 1, \dots, n$
- c) *Homocedasticidad*: $V[\varepsilon_i] = \sigma^2; \forall i = 1, \dots, n$
- d) *Independencia*: $Cov[\varepsilon_i, \varepsilon_j] = 0; \forall i \neq j; i, j = 1, \dots, n$

De verificarse las hipótesis de Gauss-Markov se asume que la estimación de los coeficientes B_k mediante mínimos cuadrados es óptima, insesgada y de varianza mínima (Canavos, 1988).

La hipótesis de normalidad para los residuos es posible corroborarla mediante análisis cualitativos de gráficas de probabilidad normal e histogramas de frecuencia o mediante análisis cuantitativos como los *tests* de Anderson-Darling y Kolmogorov-Smirnov. Por otro lado, para verificar la hipótesis de homocedasticidad basta con verificar gráficamente la ausencia de correlación entre residuos y predicciones. Finalmente, la hipótesis de independencia se puede verificar mediante el análisis gráfico de la serie de tiempo de los residuos. En la Fig. 2-8 se presenta un ejemplo de estas herramientas gráficas obtenidas mediante Minitab.

Verificación Hipótesis Gauss - Markov

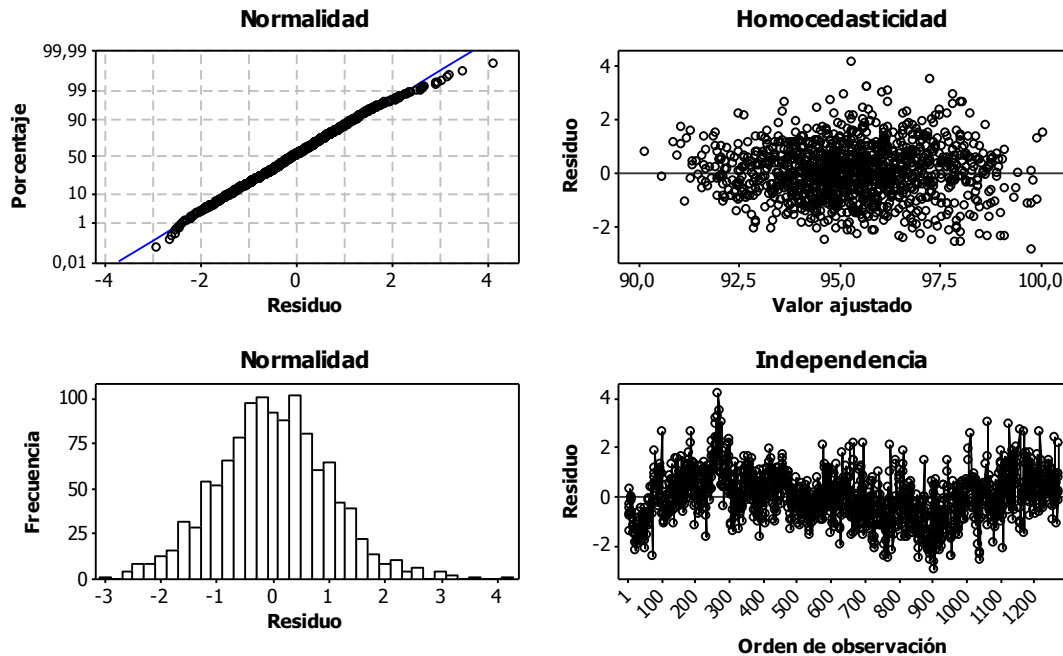


Fig. 2-8: Verificación de Hipótesis de Gauss-Markov

Otro aspecto importante para formular un modelo de regresión lineal multivariable es la elección de las variables explicativas. Particularmente cuando se seleccionan dos o más variables correlacionadas, los coeficientes del modelo asociados a éstas aumentan su varianza y pierden estabilidad, este fenómeno es conocido como multicolinealidad. Un método para detectar la multicolinealidad corresponde a la determinación del factor de incremento de la varianza (FIV) definido según la Ec. 2-15.

$$FIV_i = \frac{1}{1 - R_i^2} \quad \text{Ec. 2-15}$$

Donde R_i^2 corresponde al coeficiente de determinación de la variable explicativa i respecto al resto de las variables, en general se interpreta de la siguiente forma (Minitab Inc., 2016):

$$\begin{aligned}
FIV_i = 1 &\rightarrow \text{No hay correlación} \\
1 < FIV_i < 5 &\rightarrow \text{Correlación moderada} \\
FIV_i \geq 5 &\rightarrow \text{Correlación Fuerte}
\end{aligned}$$

Una variable con una correlación fuerte implicará la existencia de por lo menos una variable con una condición similar. En este caso, se debe considerar solo una de las dos en el modelo y volver a evaluar el indicador. Si se presenta una correlación moderada se debe evaluar la contribución neta de la variable independiente al coeficiente de determinación, por ejemplo, a través del coeficiente de correlación semiparcial.

2.6.2. Coeficiente de Determinación

Una medida de la variabilidad total de la variable dependiente corresponde a la suma de cuadrados total (SCT), Ec. 2-16, la cual a su vez es posible descomponer en dos fuentes de variabilidad. La primera fuente corresponde a la fracción de la variabilidad total explicada por un modelo de regresión (SCReg), Ec. 2-17, y la segunda fuente corresponde a la fracción residual que el modelo no es capaz de explicar (SCRes), Ec. 2-18.

$$SCT = \sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2 \quad \text{Ec. 2-16}$$

$$SCReg = \sum_{i=1}^n (\hat{y}_i - \bar{\hat{y}})^2 \quad \text{Ec. 2-17}$$

$$SCRes = \sum_{i=1}^n (y_i - \hat{y}_i)^2 \quad \text{Ec. 2-18}$$

Un parámetro que mide la fuerza de la asociación lineal y que representa la fracción de la variabilidad total (SCT) explicada por el modelo corresponde al coeficiente de determinación (R^2) definido según la Ec. 2-19.

$$R^2 = \frac{SCT - SCRes}{SCT} = \frac{SCReg}{SCT} \quad \text{Ec. 2-19}$$

Cabe destacar que el coeficiente de determinación no determina si un modelo es apropiado, es necesario realizar el análisis de residuos detallado en la Sección 2.6.1. Por otra parte, dicho coeficiente crece a medida que aumenta el número de variables regresoras, en este contexto, por añadir variables en forma injustificada se estaría en una situación de sobre ajuste. Dicho problema se resuelve mediante la incorporación del coeficiente de regresión ajustado (R_{aj}^2), Ec. 2-20.

$$R_{aj}^2 = 1 - \left(\frac{n-1}{n-m} \right) * (1 - R^2) \quad \text{Ec. 2-20}$$

$$\begin{aligned} m &= \text{Número de variables regresoras} \\ n &= \text{Tamaño de la muestra} \end{aligned}$$

2.6.3. Capacidad de Predicción

A la hora de evaluar el poder de predicción de un modelo el coeficiente de determinación no es robusto ya que su naturaleza es explicativa y no predictiva, en este contexto algunos parámetros más adecuados para evaluar esta capacidad son la magnitud media del error relativo (MMRE), Ec. 2-21, y el nivel de predicción al x por ciento (Pred(x)), definido como el porcentaje de predicciones que cumplen con tener un error relativo menor al x por ciento respecto a las predicciones totales. Por ejemplo, Pred(10) = 90 % quiere decir que el 90 % de las predicciones tiene un error menor al 10% (Conte, 1986).

$$MMRE = \frac{1}{n} * \sum_{i=1}^n \left| \frac{y_i - \hat{y}_i}{y_i} \right| \quad \text{Ec. 2-21}$$

2.6.4. Significancia Estadística de los Coeficientes

Es necesario analizar la significancia estadística de los coeficientes de la regresión, concretamente se deben contrastar las hipótesis descritas en Ec. 2-22.

$$\text{Hipótesis Nula} \rightarrow H_0: B_k = 0$$

Ec. 2-22

$$\text{Hipótesis Alternativa} \rightarrow H_1: B_k \neq 0$$

Rechazar la hipótesis nula significaría que el parámetro analizado es distinto de cero, por lo tanto, la variable que se le asocia es estadísticamente significativa a la hora de explicar la evolución de la variable dependiente. El estadístico de prueba que se utiliza para realizar este contraste es el detallado en la Ec. 2-23 y Ec. 2-24.

$$t_0 = \frac{B_k}{\sqrt{\sigma_u^2 * C_{jj}}} \sim t_{n-m} \quad \text{Ec. 2-23}$$

$$\sigma_u^2 = \frac{1}{n-m} * \sum_{i=1}^n (y_i - \hat{y}_i)^2 \quad \text{Ec. 2-24}$$

Donde C_{jj} corresponde al j-esimo término de la diagonal asociada a la matriz $(X'X)^{-1}$.

A su vez, la matriz X corresponde al conjunto de variables regresoras observadas, agregando en la primera columna el factor 1 representante del termino independiente del modelo, ver Ec. 2-25.

$$X = \begin{bmatrix} 1 & x_{11} & x_{12} & x_{13} & \dots & x_{1k} \\ 1 & x_{21} & x_{22} & x_{23} & \dots & x_{2k} \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \dots & \vdots \\ 1 & x_{n1} & x_{n2} & x_{n3} & \dots & x_{nk} \end{bmatrix} \quad \text{Ec. 2-25}$$

La regla de decisión que se utiliza para establecer la significancia del parámetro es la presentada en Ec. 2-26. El valor de α establece la máxima probabilidad que se acepta respecto a cometer un error al rechazar la hipótesis nula.

$$Si |t_0| \geq t_{(n-m), \frac{\alpha}{2}} \rightarrow p \text{ valor} < \alpha \rightarrow \text{Se rechaza } H_o \quad \text{Ec. 2-26}$$

Finalmente, a partir de error estándar de cada coeficiente (ESC) definido según Ec. 2-27, es posible determinar el intervalo de confianza al 95 % a partir de Ec. 2-28.

$$ESC = \sqrt{\sigma_u^2 * C_{jj}} \quad \text{Ec. 2-27}$$

$$IC \ 95 \% (B_k) = [B_k \pm t_{(n-m), \frac{\alpha}{2}} * ECS] \quad \text{Ec. 2-28}$$

En la Fig. 2-9 se presenta un informe entregado por Minitab® donde se reportan los parámetros ya mencionados para la validación de un modelo de regresión lineal multivariable.

Análisis de regresión general: Y versus x1, x2						
Ecuación de regresión						
Y = 76,4658 + 0,00518859 x1 + 0,300008 x2						
1197 casos utilizados, 80 casos contienen valores faltantes						
Coeficientes						
Término	Coef	EE del coef.	T	P	IC de 95%	VIF
Constante	76,4658	3,12517	24,4677	0,000	(70,3344. 82,5972)	
x1	0,0052	0,05886	0,0881	0,930	(-0,1103. 0,1207)	1,21709
x2	0,3000	0,01847	16,2396	0,000	(0,2638. 0,3363)	1,21709
Resumen del modelo						
S = 8,07221	R-cuad. = 21,11%		R-cuad. (ajustado) = 20,98%			
PRESS = 78219,0	R-cuad. (pred.) = 20,69%					

Fig. 2-9: Reporte Regresión Multivariable Minitab®

2.6.5. Herramienta Mejor Subconjunto

Esta herramienta disponible en Minitab® permite identificar los subconjuntos que generan los mayores valores del coeficiente de determinación a partir de un conjunto de variables regresoras especificadas. Minitab® por defecto comienza los análisis con modelos que incluyen una variable regresora, luego dos variables y así sucesivamente. Un segundo parámetro importante al momento de seleccionar el mejor subconjunto de variables es el Cp de Mallows, el cual es útil para definir un modelo equilibrado respecto al número de regresores ya que un modelo con más regresores de lo necesario tiende a ser impreciso y un modelo con pocos regresores puede ser sesgado. La regla a utilizar corresponderá a seleccionar el modelo con el mayor coeficiente de determinación y el Cp de Mallows que se aproxime al número de variables regresoras más uno.

2.6.6. Identificación de Valores Atípicos

Identificar valores atípicos en un conjunto de datos es importante para omitir aquellas condiciones que no se desean representar en un modelo o simplemente eliminar condiciones anormales de acuerdo al fenómeno estudiado. Un procedimiento útil para este fin consiste en estandarizar los valores extremos (candidatos a ser valores atípicos) mediante la Ec. 2-29, donde:

x_i : Candidato a valor atípico

x_{is} : Candidato a valor atípico estandarizado

$\bar{x}$: Media conjunto de datos

$\bar{s}$: Desviación estándar conjunto de datos

$$x_{is} = \frac{(x_i - \bar{x})}{s} \quad \text{Ec. 2-29}$$

Posteriormente, la regla para clasificar los valores estudiados como valores atípicos consiste en comparar x_{is} con el valor estándar de la distribución *t student* con una significancia de α % y n grados de libertad según corresponda. Usando el ejemplo de la Fig. 2-10, con una significancia de 5 % y 30 grados de libertad:

$$\text{Si } x_{is} > 2,042 \vee x_{is} < -2,042 \rightarrow \text{valor atípico}$$

El procedimiento es válido cuando se aplica a conjunto de datos distribuidos normalmente para lo cual se debe aplicar algún test gráfico o numérico de normalidad. Sin embargo, al trabajar con una muestra suficientemente grande, por el teorema del límite central, el procedimiento se podrá considerar válido asumiendo que existen fuentes de error aleatorias que se comportan normalmente.

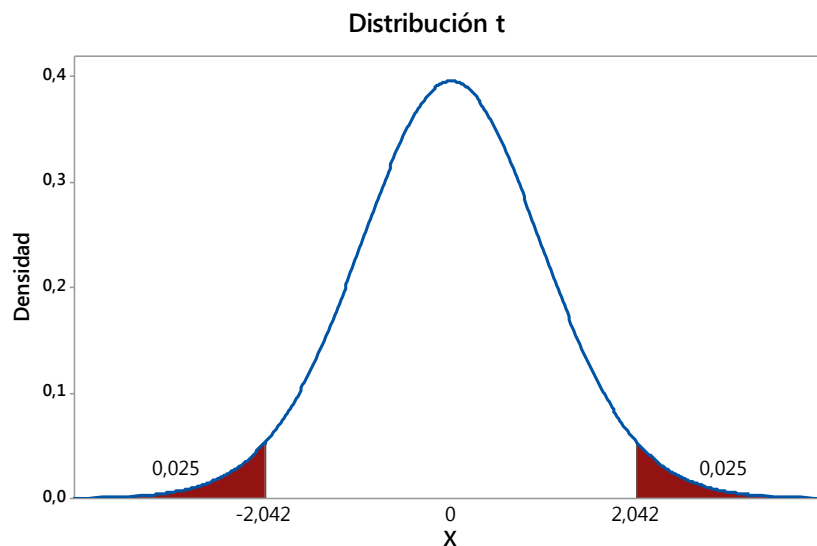


Fig. 2-10: Identificación de Valores Atípicos

Capítulo III

3. Modelos de Predicción y Sistema de Transporte de Mineral Grueso (STMG)

En este capítulo se presentan los resultados de los diferentes análisis realizados en la línea de producción de concentrado de cobre (Mina-Planta) entre los meses de abril y diciembre de 2016 con foco en tronadura, STMG, molienda y flotación. Todos los datos usados fueron obtenidos a través de la aplicación de gestión de la información *PI System* la cual permite obtener datos en tiempo real. En la Tabla 3-1 se presenta la descripción de las principales herramientas usadas para la adquisición de la información. Otras importantes fuentes de información fueron el reporte de fragmentación 2015-2016, el reporte diario de resultados planta y el modelo de bloques de MLP cuyas principales variables se detallaron en la Sección 1.4.

Para el P_{80} de tronadura, rendimiento de molienda SAG y recuperación de cobre en la etapa de flotación colectiva se presentaran los resultados respecto a la búsqueda de variables con potencial de predecir sus comportamientos mediante modelos lineales multivariable. Se definió previamente trabajar con este tipo de modelo ya que se omitirán condiciones de *ramp up*, detenciones imprevistas u regímenes a baja capacidad para los cuales probablemente existan no linealidades.

Tabla 3-1: Descripción Herramientas de Gestión de la Información PI System.

Herramienta	Descripción	Entradas
<i>Calculated Data</i>	Permite obtener información entre un período de tiempo, agregando filtros y factores de conversión.	Obligatorios: Tiempo inicial, tiempo final y tag o expresión tag (variable). Opcionales: Filtro y factor de conversión.
<i>Time Filter</i>	Permite determinar el tiempo en el cual se cumple una condición.	Obligatorios: Expresión a evaluar, tiempo inicial, tiempo final y unidad de tiempo.
<i>Archive Value</i>	Permite obtener el valor instantáneo de una variable.	Obligatorios: tag o expresión tag (variable) y tiempo a evaluar.

3.1. Tronadura

A partir del reporte de fragmentación 2015-2016 se evaluó el resultado de la granulometría producto de tronaduras destinadas a producción. El objetivo fue determinar las variables de tronadura que explican la variabilidad del P_{80} obtenido en cada una de éstas y definir las condiciones que podrían a reducir el P_{80} al rango 4 a 5 [pulg]. Las principales variables disponibles para realizar esta evaluación correspondieron al tipo de mineral, diámetro de pozo, malla de tronadura, factor de carga (detalladas en Sección 2.2) y tipo de explosivo.

Se usaron principalmente tres tipos de explosivos. El primero, Emultex-BN, tiene una capacidad energética nominal de aproximadamente 3.000 [kJ/kg] y tiene como característica diferenciadora su capacidad para realizar tronaduras en ambientes con presencia de agua. En segundo lugar, Blendex-950, es un explosivo de alta capacidad energética, aproximadamente 3.500 [kJ/kg] el cual es apropiado para tronaduras en superficie y en ambientes secos. Finalmente, Energex, el explosivo con la mayor capacidad energética, superior a 3.600 [kJ/kg], es usado comúnmente en rocas de alta dureza.

Durante el período analizado se distinguen dos conjuntos de datos, los primeros catalogados como “Línea Base”, son representantes de las prácticas comunes de tronadura desarrolladas en MLP y en la industria en general, previo a este proyecto. En segundo lugar, el conjunto de datos “*Mine to Mill*” son el resultados de un conjunto de pruebas realizadas por el área mina las cuales buscaron mejorar la calidad del mineral alimentado a la molienda SAG desde el punto de vista de su granulometría. En la Fig. 3-1 se presenta el detalle (período, número observaciones, destino del material tronado y tipo de mineral) de cada uno de estos conjuntos.

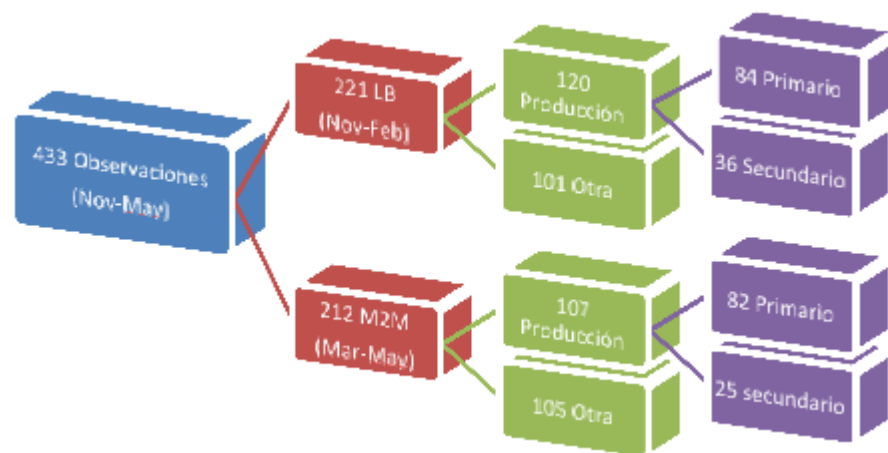


Fig. 3-1: Reporte de Fragmentación 2015-2016

3.1.1. Línea Base

Como se presentó en la Fig. 3-1 este período contempla 221 observaciones de las cuales 120 fueron tronaduras destinadas a producción, de estas últimas 84 fueron realizadas en mineral primario y 36 en mineral secundario. Por otro lado, en la Fig. 3-3 y Fig. 3-4 se presenta el detalle de cada una de las variables operacionales de las tronaduras realizadas. Como explosivo se usaron Emultex-BN y Blendex-950, el diámetro de pozo fue fijo y las mallas utilizadas correspondieron a 7x7 y 7,5x9. La única variable cuantitativa, correspondiente al factor de carga, presentó un coeficiente de determinación de 39,2 % y una correlación positiva con el P_{80} obtenido lo que no refleja la naturaleza del fenómeno estudiado donde se espera que a mayor carga de

explosivos se obtenga un menor P_{80} , ver Fig. 3-2. Al analizar la dependencia por tipo de mineral, se observa la pérdida de la correlación, presentando un 2,1 y 0,6 % para los minerales primarios y secundarios, respectivamente, ver Fig. 3-2. Por otro lado, se observa que existe una combinación de variables que da origen un P_{80} en el rango 4-5 [pulg] cuando se procesan minerales secundarios, mientras que para minerales primarios no se utilizaron combinaciones de variables con capacidad de producir un P_{80} en el rango mencionado.

Vale mencionar que los resultados obtenidos mediante la clasificación en minerales primarios y secundarios, Fig. 3-2, también aplica para la clasificación según malla de tronadura o tipo de explosivo ya que existe multicolinealidad perfecta entre estas variables categóricas. El conjunto de datos fue filtrado respecto a lo presentado en la Fig. 3-1 eliminando datos con condiciones de tronadura no estudiadas en forma sistemática durante las pruebas. Además, mediante el procedimiento detallado en la Sección 2.6.6 se corroboró que la muestra analizada no presentó valores atípicos.

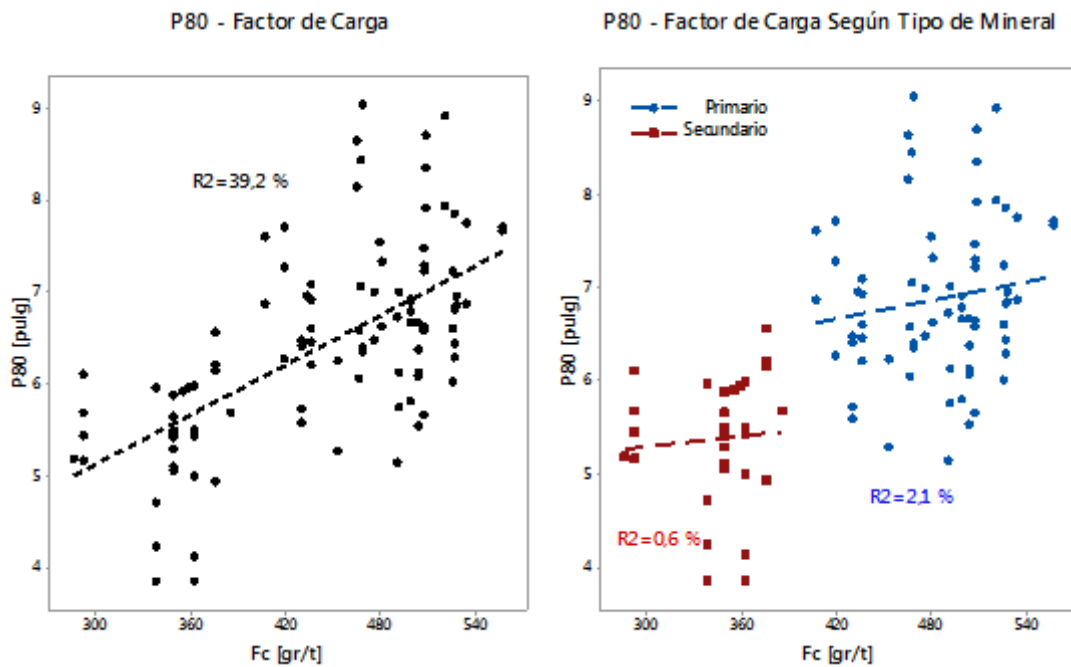


Fig. 3-2: Variables Operacionales LB - Factor de Carga

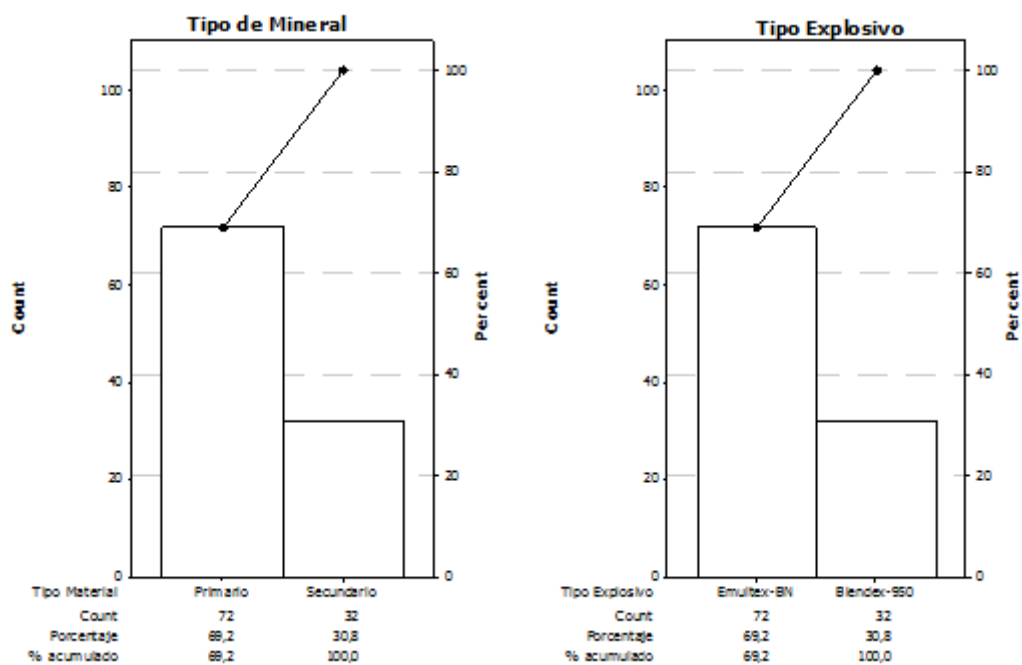


Fig. 3-3: Variables Operacionales LB - Tipo de Mineral y Tipo de Explosivo

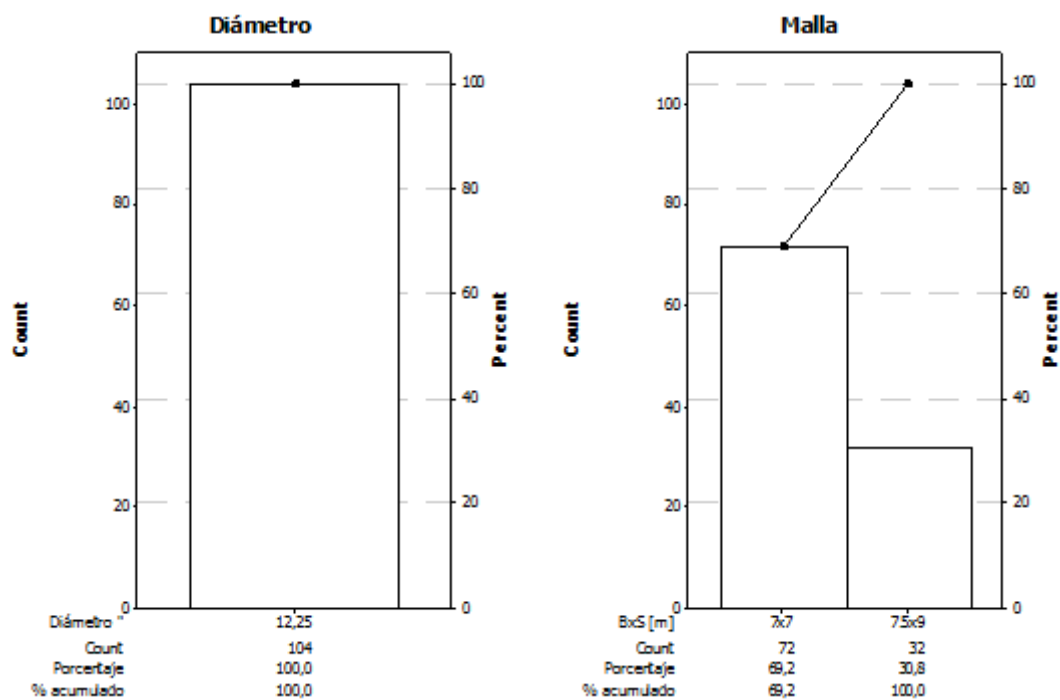


Fig. 3-4: Variables Operacionales LB - Diámetro de Pozo y Malla

Al realizar un análisis de diferencia de medias a través de las hipótesis detalladas en la Ec. 3-1 para los tipos de mineral tronado (primario y secundario) se concluyó que el P_{80} medio de cada conjunto de datos es estadísticamente diferente, ver Anexo 1. Específicamente, cuando el mineral tronado correspondió a mineral primario, el P_{80} medio fue de 6,92 [pulg], mientras que el mineral secundario fue de 5,48 [pulg]. En términos de un modelo de predicción lo anterior se puede plantear según la Ec. 3-2 con los intervalos de confianza presentados en la Ec. 3-3 para cada coeficiente del modelo.

$$\text{Hipótesis Nula} \rightarrow H_0: \mu_1 - \mu_2 = 0 \quad \text{Ec. 3-1}$$

$$\text{Hipótesis Alternativa} \rightarrow H_1: \mu_1 - \mu_2 \neq 0$$

$$P_{80} [\text{pulg}] = 5,48 + 1,44 * \text{Tipo de Mineral} \quad \text{Ec. 3-2}$$

$$\text{Tipo de Mineral} = 1: \text{Primario}; 0: \text{secundario}$$

$$\begin{aligned} IC \text{ 5,48 95 \%}: [5,21 - 5,75] \\ IC \text{ 1,44 95 \%}: [1,12 - 1,76] \end{aligned} \quad \text{Ec. 3-3}$$

Dada la naturaleza categórica de las variables involucradas y la multicolinealidad perfecta que existe entre el tipo de mineral, el tipo de explosivo y la malla de tronadura (para minerales primarios se utilizó siempre Emultex-BN y malla 7x7, mientras que para minerales secundarios se utilizó Blendex-950 y malla 7,5x9) no es posible desagregar el aporte de cada una de estas variables a la explicación de la variabilidad del P_{80} siendo las diferencias presentadas una mezcla de las tres condiciones (tipo de explosivo, malla y tipo de mineral).

3.1.2. *Mine to Mill (M2M)*

212 tronaduras fueron realizadas en este período de las cuales 107 tuvieron lugar en sectores de la mina cuyo mineral fue destinado a producción. 82 tronaduras fueron realizadas en mineral primario, mientras que 25 en mineral de tipo secundario, ver Fig. 3-1. Además, para este conjunto de datos se detallan las unidades geo metalúrgicas correspondientes a cada tronadura, se observa la presencia de M1, M2, M3 y M4. En la Fig. 3-6 y Fig. 3-7 se presenta el detalle de cada una de las variables operacionales de las tronaduras realizadas. Como explosivo se usaron Emultex-BN, Blendex-950, Energex y una mezcla de estos dos últimos. El diámetro de pozo fue de 12,25 y 11,43 [pulg] y las mallas utilizadas correspondieron a 7x7, 6x6 y 7,5x9 y 7x8.

La única variable cuantitativa, correspondiente al factor de carga, ver Fig. 3-5, mostró un coeficiente de determinación de 6,0 % y una correlación negativa con el P_{80} obtenido. Al desagregar el conjunto de datos en minerales primarios y secundarios se observa una mejora en la correlación para el primer tipo de mineral, alcanzando un 28,8 % y también una correlación de tipo negativa. Por su parte, para minerales secundarios no se evidenció correlación. En este conjunto de datos se observa que para minerales primarios si se presentaron combinaciones de variables que dieron origen a un P_{80} en el rango 4-5 [pulg] caracterizadas principalmente por la utilización del explosivo Energex en forma combinada con Blendex-950 o en forma pura, ver Fig. 3-8.

Si bien es cierto se observan conjunto de datos fuera de tendencia o con alta dispersión, ver líneas punteadas, no se identificaron valores atípicos. Por otro lado, al buscar la misma correlación diferenciada tanto por tipo de explosivo, unidad geo metalúrgica, malla de tronadura y diámetro de pozo no se observaron correlaciones entre ambas variables (P_{80} y Factor de Carga), ver Fig. 3-8.

Los datos muestran que el proceso *Mine to Mill* no fue llevado a cabo mediante un diseño de experimento que permita obtener conclusiones respecto a cada variable

involucrada en el proceso. De igual forma, se requieren nuevas pruebas que aborden el estudio de combinaciones de variables que den origen a un P_{80} en el rango 4-5 [pulg] para minerales duros, ya sea primarios o UG's del tipo M3, M4 o M7.

En el futuro se recomienda plantear un diseño experimental que permita bloquear los efectos de variables que no estén siendo evaluadas. Si bien es cierto es complejo realizar estas pruebas en ambientes industriales pruebas a escala piloto son una buena alternativa.

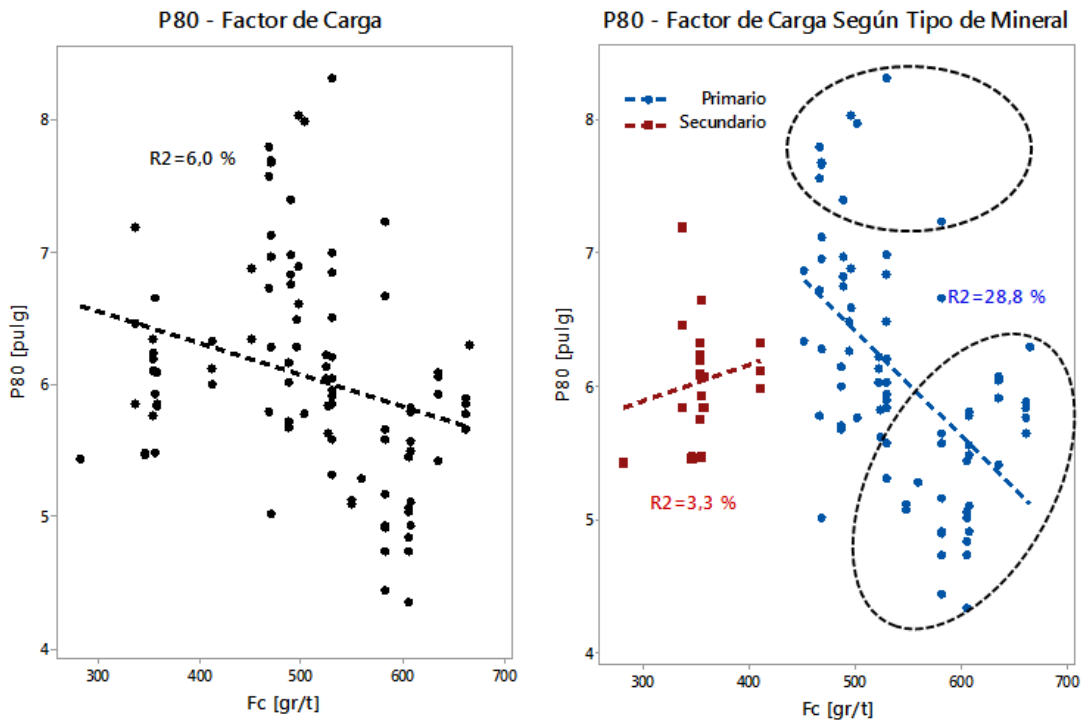


Fig. 3-5: Variables Operacionales M2M - Factor de Carga

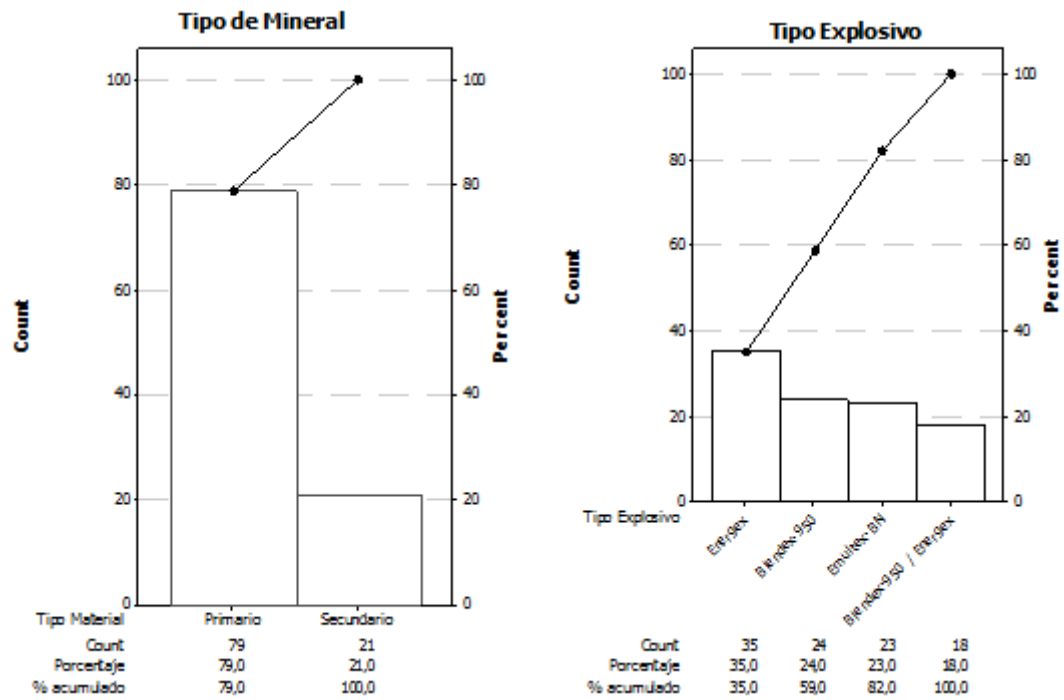


Fig. 3-6: Variables Operacionales M2M - Tipo de Mineral y Tipo de Explosivo

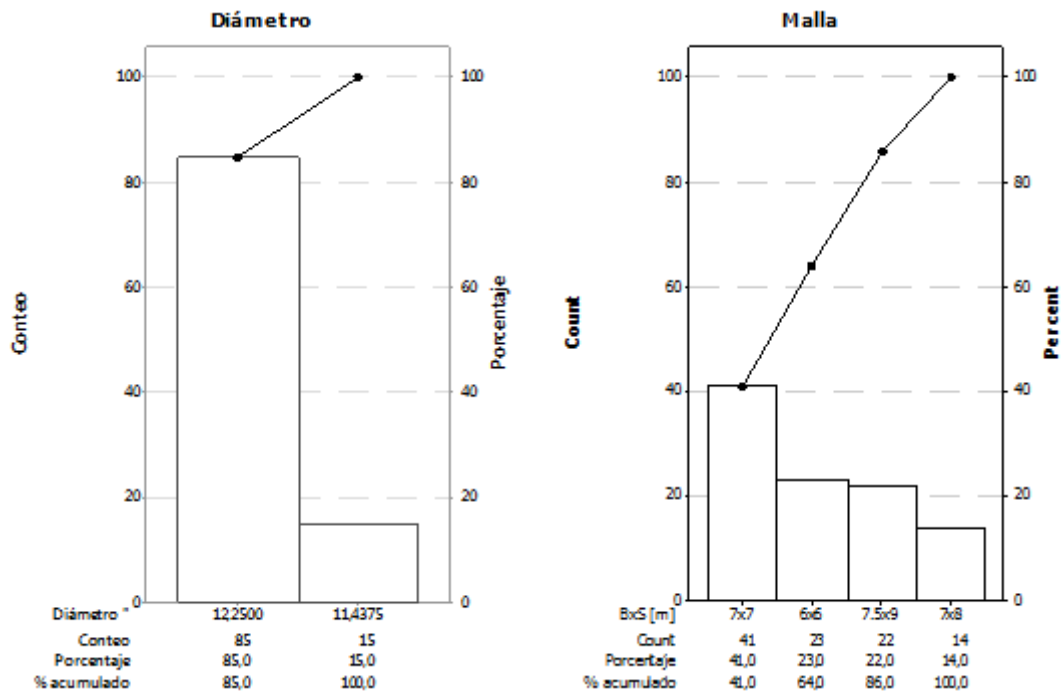


Fig. 3-7: Variables Operacionales M2M - Diámetro de Pozo y Malla

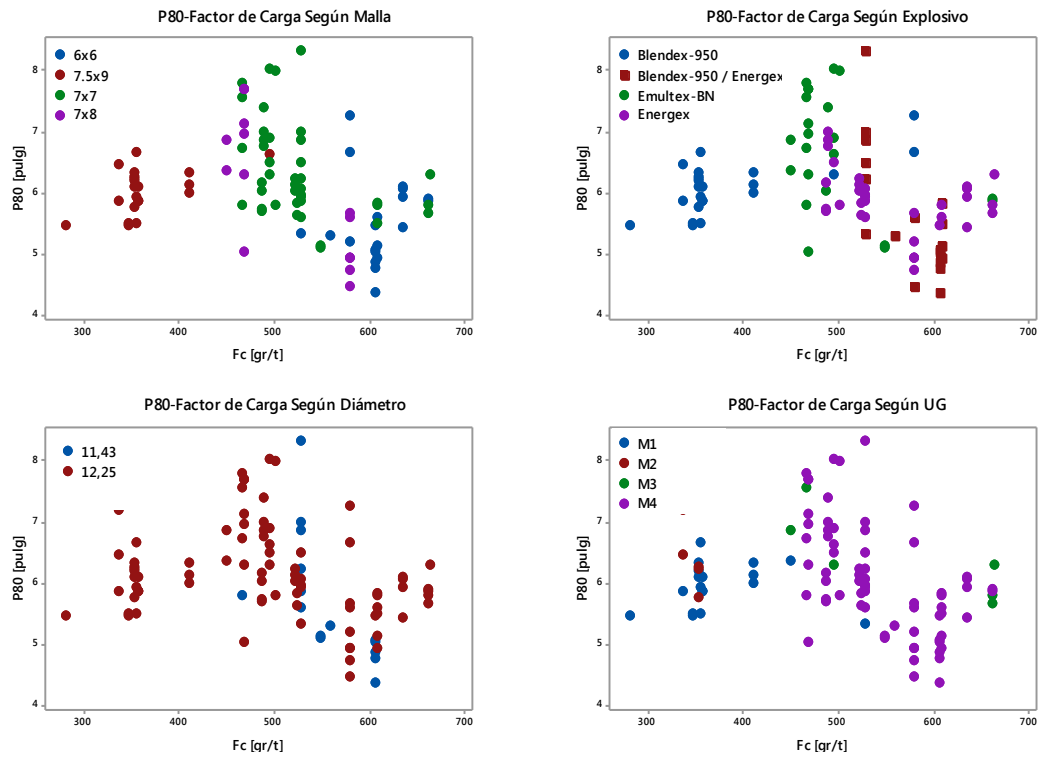


Fig. 3-8: Comparación Correlación P₈₀-Factor de Carga

3.2. Modelo de Rendimiento SAG

El modelo de rendimiento [tph] para la molienda SAG se evaluó con datos promedios diarios correspondientes al período 2013-2015 y los análisis se enfocaron en dos escenarios de acuerdo al tipo de variables incluidas en los modelos. En primer lugar, se evaluaron características del mineral (modelo geo) y en segundo lugar se sumaron al anterior variables operacionales (modelo geo-op). En el conjunto de variables estudiadas se encuentran las siguientes:

Variables Geo

- F_{80}
- A_{xb}
- SPI
- BAI
- W_i
- Porcentaje de duros.

Variables Operacionales

- Velocidad de rotación
- Porcentaje de sólidos
- Celda de carga (representante del nivel de llenado)
- Potencia utilizada.

Mediante la herramienta mejor subconjunto se identificaron como variables con potencial de explicar el comportamiento del rendimiento al F_{80} SAG, el indicador de dureza A_{xb} (variables geo), el porcentaje de sólido y la velocidad de rotación (variables operacionales). Sin embargo, los residuos de los modelos presentaron auto correlación, ver Anexo 2. En general, se observó en los residuos un comportamiento diferente en cada año estudiado lo que también se refleja en la variable respuesta, ver Fig. 3-9, lo que podría explicarse por término de campaña de revestimientos o cambios en la dureza y granulometría del mineral alimentado a molienda por nuevos desarrollos del yacimiento.

En el último periodo estudiado (año 2015), se observó una mayor variabilidad la cual es de interés capturar mediante una selección adecuada de predictores por lo que se consideró a este conjunto de datos como base para la generación de los modelos. Vale destacar que con una significancia de 5 %, la media del rendimiento entre los años 2013 y 2014 no presentó diferencia estadísticamente significativa. Mientras que la media del año 2015 fue estadísticamente diferente a las anteriores.

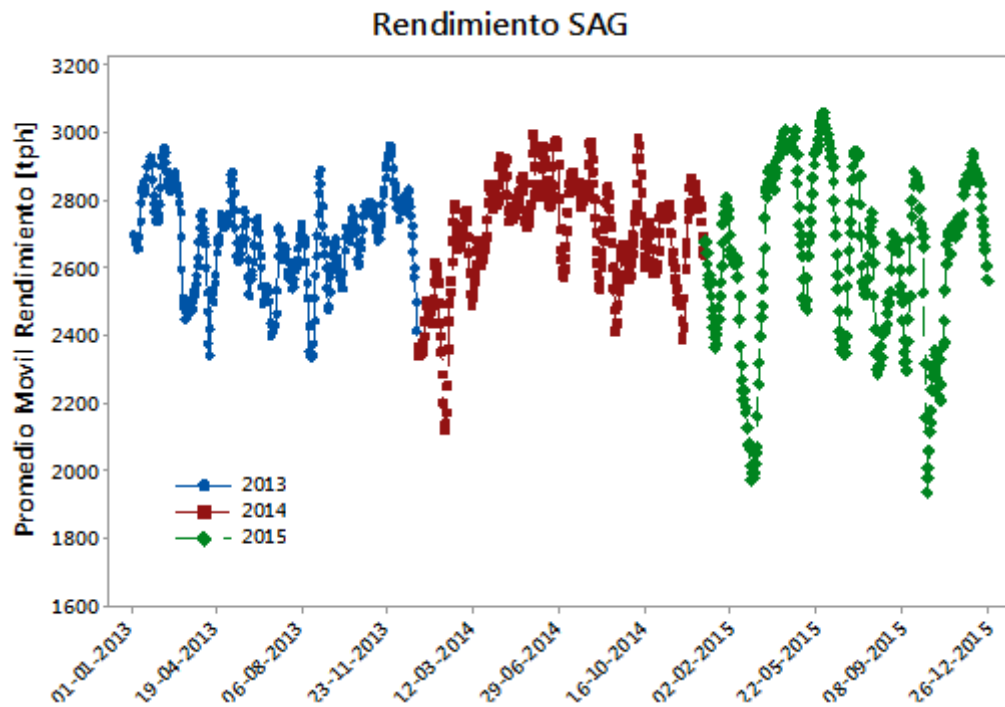


Fig. 3-9: Datos Rendimiento SAG

Para el nuevo conjunto de datos, las variables geo que mejor respuesta presentaron a la evolución del rendimiento SAG fueron igualmente el F_{80} SAG y el parámetro A_{xb} , ver Fig. 3-10, al aplicar este modelo a variables promedio semana la variabilidad explicada no mejoró, ver Fig. 3-11, lo que indica que no hay fuentes de variabilidad que se puedan anular mediante la consideración de escalas de tiempo más amplias. Ver reporte del modelo y análisis de residuos en Anexo 3.

Al agregar la componente operacional, las variables que aportaron variabilidad explicada al modelo anterior fueron el porcentaje de sólidos y la velocidad de rotación, ver Fig. 3-12. Al igual que el caso anterior la escala de tiempo no representó una posibilidad de mejora en la explicación de la variabilidad del rendimiento SAG, ver Fig. 3-13. Ver reporte del modelo y análisis de residuos en Anexo 4.

En la Tabla 3-2 se presenta el resumen de los principales indicadores de los modelos definidos. De acuerdo a estos resultados se observa que la incorporación de variables

operacionales permitió corregir de manera importante el modelo geo cuyos errores medios se logran disminuir en 1,2 puntos, el coeficiente de determinación aumentó 17,7 puntos y las predicciones con errores menores al 10 % subieron 16,6 puntos. Si bien es cierto el coeficiente de determinación no mejoró al considerar la escala de tiempo semanal si lo hicieron las predicciones menores al 10 % y el error medio.

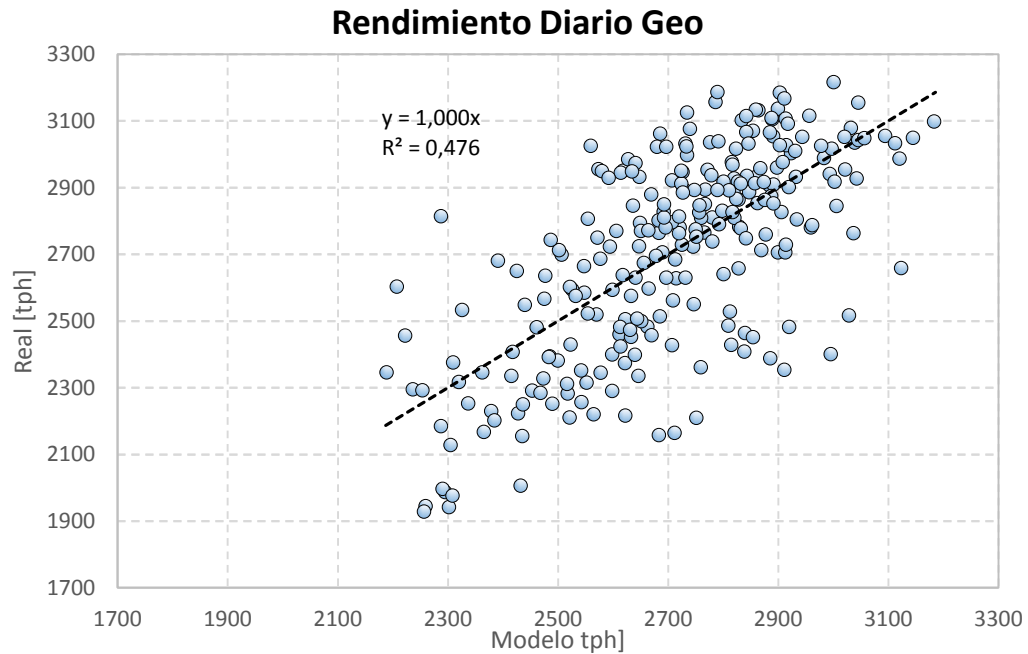


Fig. 3-10: Modelo Geo Rendimiento SAG Diario

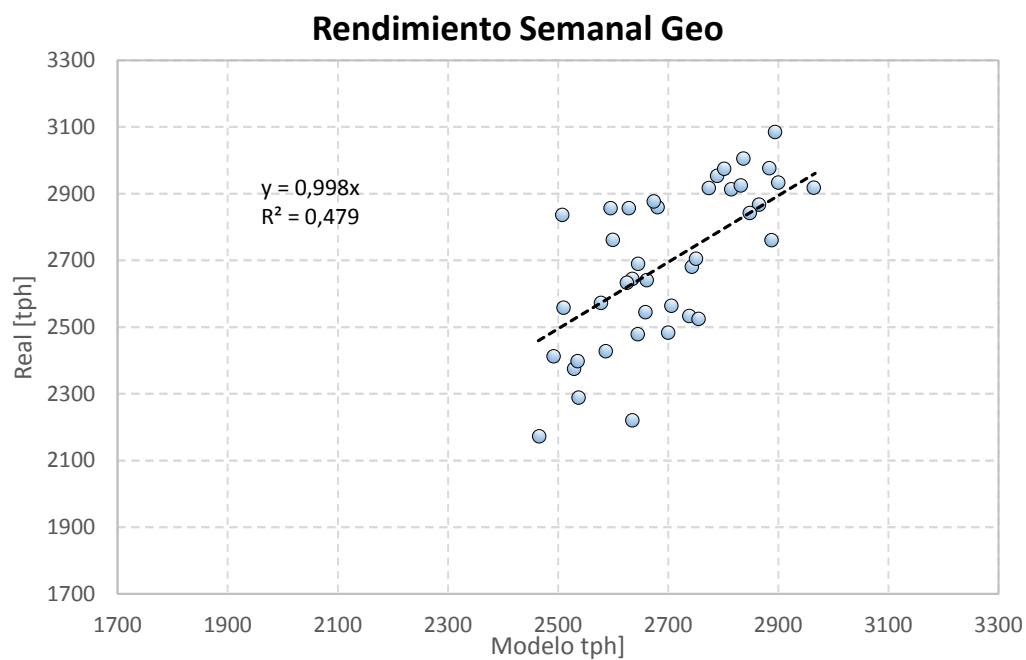


Fig. 3-11: Modelo Geo Rendimiento SAG Semanal

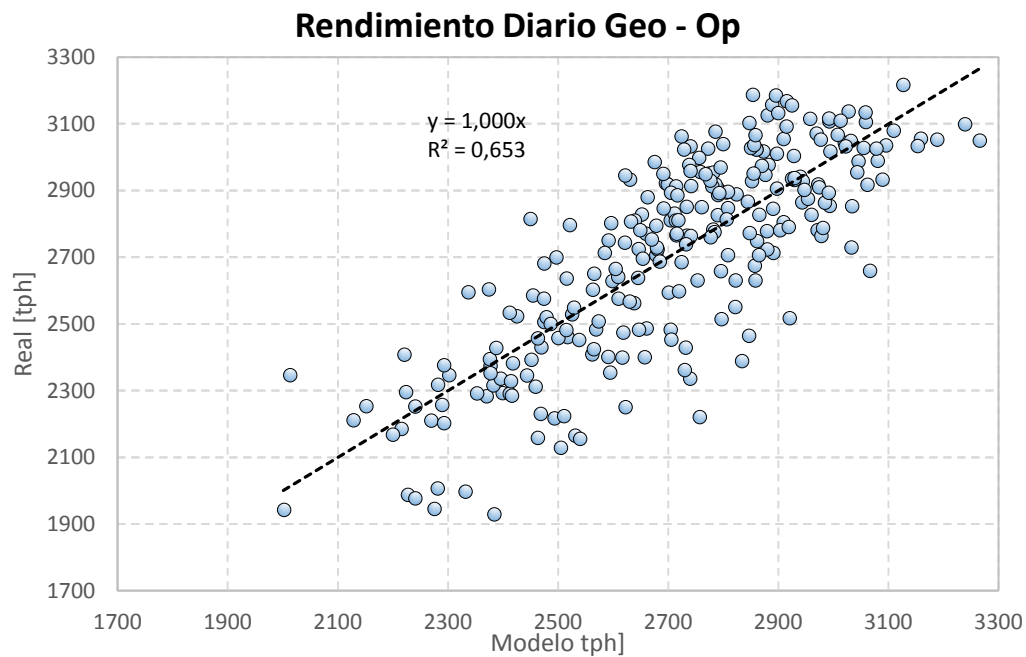


Fig. 3-12: Modelo Geo – Op Rendimiento SAG Diario

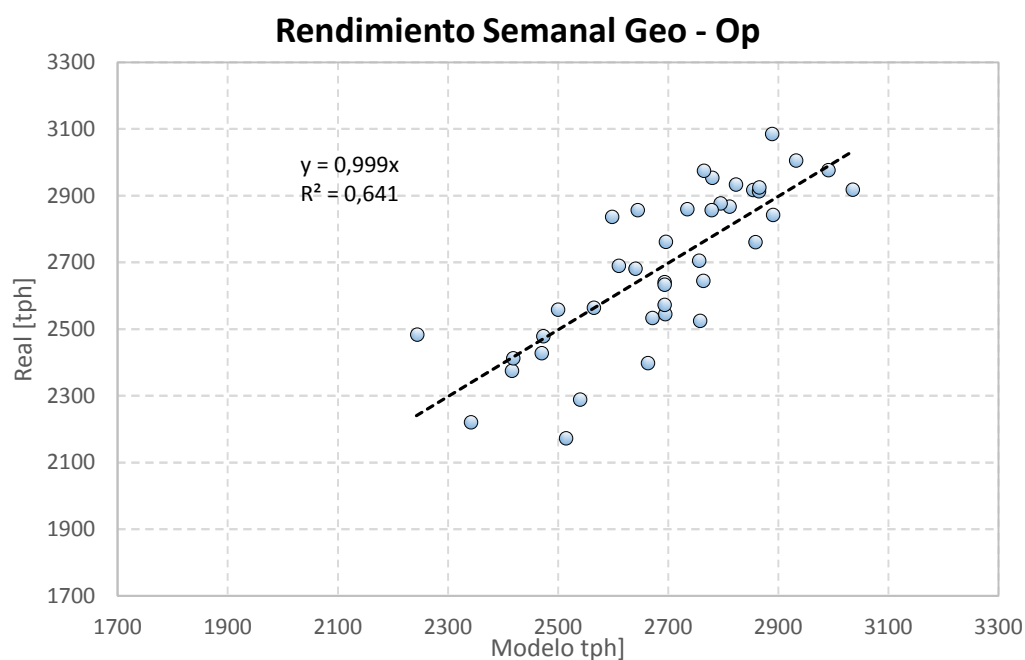


Fig. 3-13: Modelo Geo - Op Rendimiento SAG Semanal

Tabla 3-2: Indicadores de Explicación y Predicción Modelos TPH SAG				
Indicador	Modelo Geo Día	Modelo Geo Sem	Modelo Geo- Op Día	Modelo Geo- Op Sem
Error medio [%]	6,5	5,2	5,3	4,2
Pred 10 [%]	70,0	90,0	86,6	92,5
R ² [%]	47,6	47,9	65,3	64,1

La distribución de los datos utilizados para generar los modelos tanto de la variable respuesta (rendimiento SAG) como de las variables predictoras (F_{80} , A_{xb} , velocidad de rotación y porcentaje de sólido) se presentan en la Fig. 3-14 y en la Tabla 3-3 se detallan los principales indicadores de tendencia junto con los valores extremos de estos conjunto de datos. Por otro lado, mediante el procedimiento descrito en la Sección 2.6.6 se identificaron valores atípicos de la variable respuesta, principalmente por operación a baja capacidad, menor a 1800 [tph]. Estos datos no se consideraron para la generación de los modelos lo cual se refleja en la distribución del rendimiento.

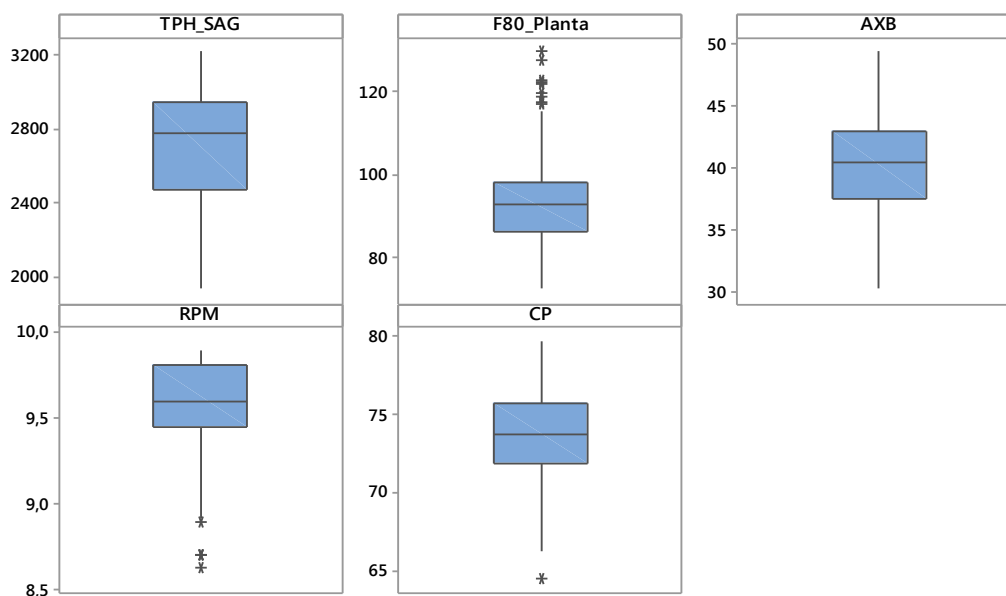


Fig. 3-14: Distribución de Variables Modelos TPH SAG

Tabla 3-3: Indicadores de Tendencia Central y Valores Extremos Modelo TPH SAG

Indicador	Rend SAG [tph]	F ₈₀ [mm]	Axb[-]	Vel[rpm]	Cp[%]
Máximo	3216	129,3	49,3	9,9	79,6
Mínimo	1928	72,3	30,1	8,6	64,4
Media	2703	92,4	39,9	9,5	73,6
Mediana	2770	92,4	40,3	9,6	73,7

En la Tabla 3-4 se presentan los indicadores correspondientes a la aplicación de los modelos geo y geo-op al conjunto de datos enero-junio 2016 (datos de prueba), ver Fig. 3-15 y Fig. 3-16, respectivamente. Se observa en ambos casos una captura de variabilidad similar a la de los datos con los cuales fue ajustado el modelo. Por un lado, el modelo geo reporta un coeficiente de determinación de 47,7 %, un error medio de 5,7 % y el 78,4 % de las predicciones con un error menor al 10 % mientras que el modelo geo-op un coeficiente de 65,4 %, un error medio de 4,3 % y el 93,1 % de los errores menores al 10 %.

Tabla 3-4: Indicadores de Explicación y Predicción, Datos Evaluación TPH SAG

Indicador	Modelo Geo Día	Modelo Geo-Op Día
Error medio [%]	5,7	4,3
Pred 10 [%]	78,4	93,1
R ² [%]	47,7	65,4

Mediante el uso de estos de datos de prueba se verifica el potencial de las variables predictoras para explicar parte importante de la variabilidad del rendimiento de la molienda. Además, a partir del modelo es posible establecer el efecto que tienen estas variables sobre el rendimiento ya sea para propósitos de planificación, conciliación, explicación de desviaciones entre otras. En la Tabla 3-5 se presenta el efecto sobre el rendimiento según el aumento en una unidad de cada variable incluida en los modelos o por otro lado, la desviación esperada al cometer un error de una unidad en la medición de la variables predictor.

Tabla 3-5: Efecto Unitario Sobre el Rendimiento

Variable	Modelo Geo	Modelo Geo-Op
F ₈₀ [mm]	-13,9	-7,7
Axb [-]	42,3	25,8
Vel. Rotación [rpm]		371,4
Porcentaje de sólido [%]		61,6

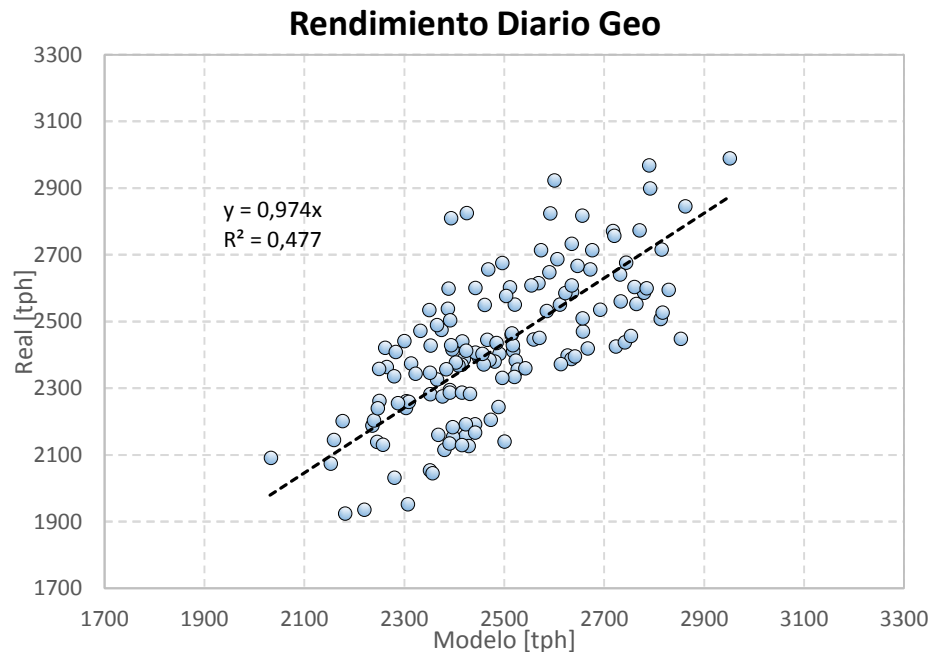


Fig. 3-15: Evaluación Modelo Geo Molienda SAG

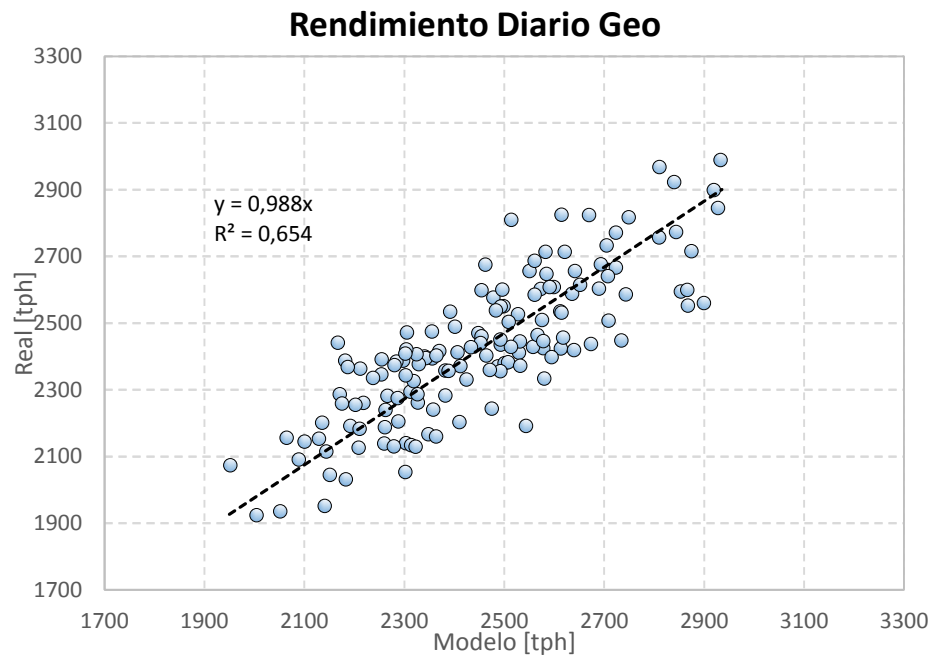


Fig. 3-16: Evaluación Modelo Geo-Op Molienda SAG

3.3. Modelo Recuperación Colectiva de Cobre

El modelo de recuperación de cobre [%] se evaluó con datos promedios diarios correspondientes al período 2013-2015 donde las leyes de concentrado, alimentación y relave fueron obtenidas desde compósitos diarios y posterior análisis en laboratorio. Ocho compósitos fueron tomados diariamente para la alimentación y relave mientras que cuatro compósitos diarios fueron tomados para el concentrado. En el conjunto de variables estudiadas se encuentran las siguientes:

- pH medio alimentación *rougher*
- Rendimiento planta [tph] (representante del tiempo de residencia)
- P_{80} molienda de bolas
- Razón Fe/CuT (fierro - cobre total)
- Razón Mo/CuT (molibdeno - cobre total)
- Razón CuS/CuT (cobre soluble - cobre total)

Mediante la herramienta mejor subconjunto se identificaron como variables con potencial de explicar la variabilidad de la recuperación a la razón entre el cobre soluble y cobre total, el rendimiento de la molienda SAG [tph] y al P_{80} producto de molienda secundaria o alimentación a flotación [μm]. Sin embargo, los residuos de los modelos presentaron auto correlación, ver Anexo 5. En general, se observó un comportamiento ascendente y luego descendente para los residuos en la primera mitad del periodo estudiado lo que respondería principalmente a características de la alimentación. Dada la condición presentada se consideró como base a los datos pertenecientes al año 2015 los cuales desde el punto de vista de la variable respuesta muestran mayor control, ver Fig. 3-17. Mediante el procedimiento visto en la Sección 2.6.6 se corroboró que existían valores atípicos para el rendimiento SAG en el nuevo conjunto de datos (variable predictora), principalmente por operación a mediana capacidad los cuales no fueron considerados.

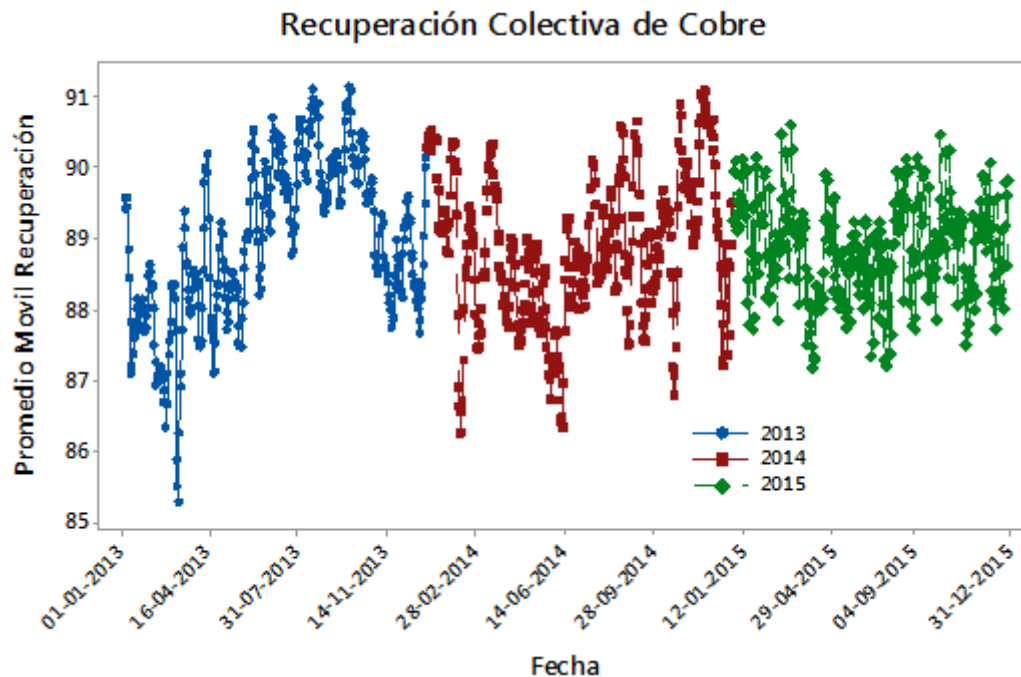


Fig. 3-17: Datos Recuperación Colectiva de Cobre

Los resultados para el modelo de recuperación se presentan en la Tabla 3-6 donde el conjunto de variables predictoras no se vio alterado respecto a la obtenido en el primer conjunto de datos (2013-2015). Para los datos promedios diarios se obtuvo un coeficiente de determinación de 41,3 %, un error medio de 0,67 % y el 75,5 % de los errores fue menor al 1 %, ver Fig. 3-18. Al aplicar el modelo a variables promedio semanal la variabilidad explicada mejoró levemente, pasando a un 47,3 %, el error medio disminuyó 0,32 puntos y el 100 % de los errores fueron menores a 1 %, ver Fig. 3-19. En el Anexo 6 se presenta el reporte del modelo junto con el análisis de residuos.

Tabla 3-6: Indicadores de Explicación y Predicción Modelo Recuperación

Indicador	Modelo Día	Modelo Mes
Error medio [%]	0,67	0,35
Pred 1 [%]	75,5	100
R² [%]	41,3	47,3

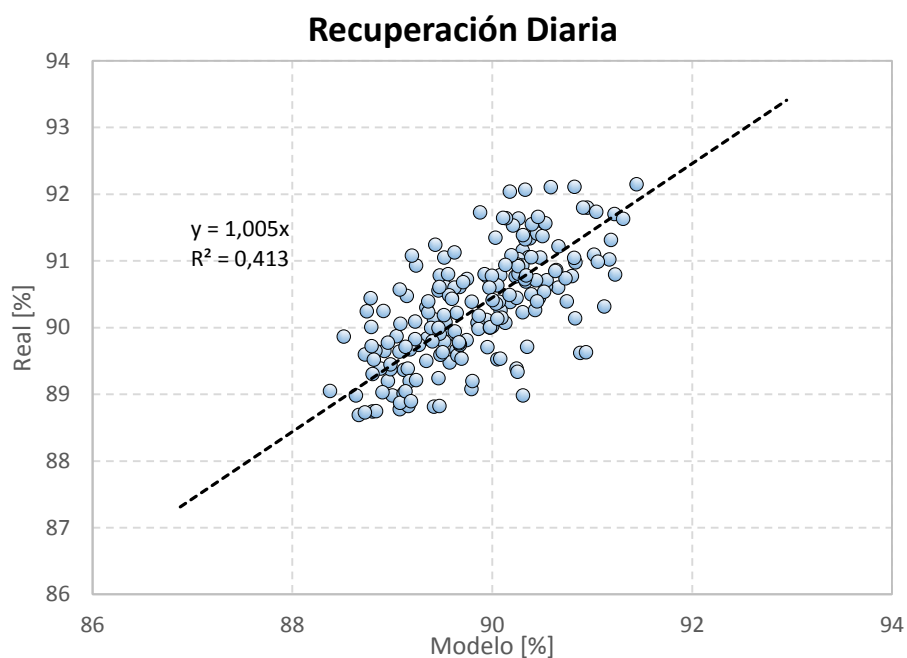


Fig. 3-18: Modelo Recuperación de Cobre Diario

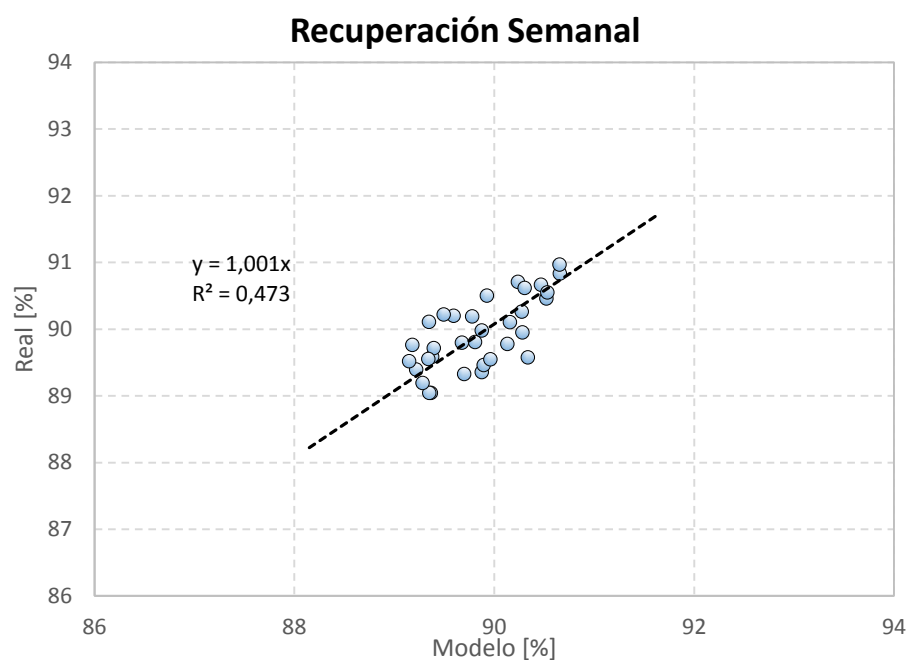


Fig. 3-19: Modelo Recuperación de Cobre Semanal

La distribución de los datos utilizados para generar los modelos tanto de la variable respuesta (recuperación colectiva) como de las variables predictoras (rendimiento total planta, P_{80} molienda de bolas y razón cobre soluble - cobre total) se adjuntan en la Fig. 3-20 y en la Tabla 3-7 se presentan los principales indicadores de tendencia junto con los valores extremos de estos conjuntos de datos. Por otro lado, como se mencionó anteriormente, se identificaron valores atípicos en una de las variables predictoras (rendimiento total planta), principalmente por operación a baja capacidad. Estos datos no se consideraron para la generación de los modelos, ver Fig. 3-20.

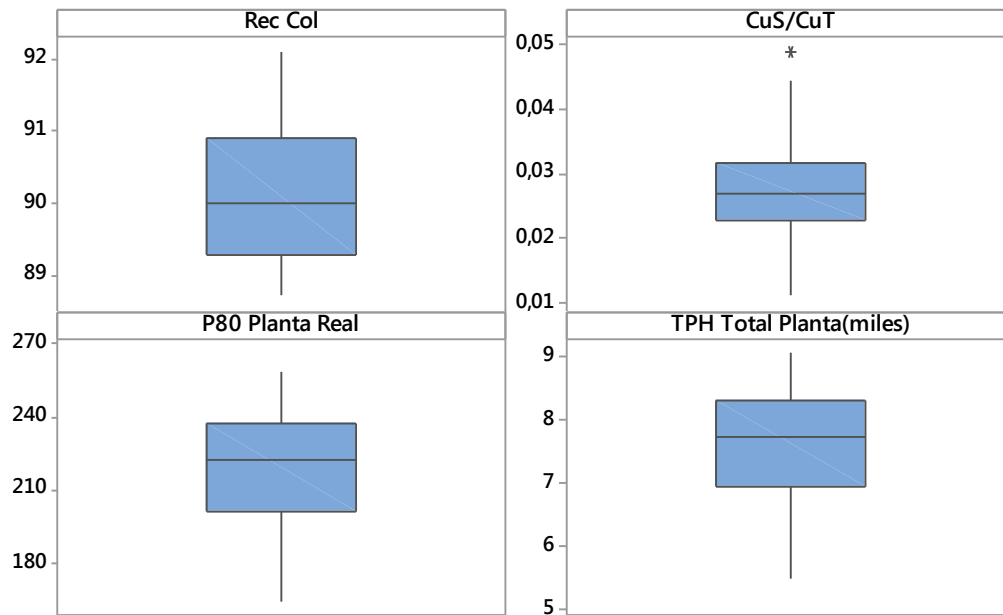


Fig. 3-20: Distribución de Variables Modelo Recuperación de Cu Planta Colectiva

Tabla 3-7: Indicadores de Tendencia Central y Valores Extremos Modelo Recuperación				
Variables Modelo Recuperación Cu				
Indicador	Recuperación [%]	P ₈₀ [μm]	Rend SAG [tph]	CuS/CuT[%]
Máximo	92,1	258	9,07	0,050
Mínimo	88,7	165	5,49	0,010
Media	90,1	219	7,62	0,027
Mediana	89,9	222	7,75	0,026

Al aplicar el modelo al conjunto de datos de evaluación, período enero-abril 2016, Fig. 3-21, el error medio para los datos diarios fue de 0,61 %, el coeficiente de determinación arrojó un valor de 39,0 % y el 79,6 % de los error asociados a las predicciones fue menor al 1 %, ver Tabla 3-8. Se observa una captura de variabilidad similar a la de los datos con los cuales fue ajustado el modelo por lo que se verifica la capacidad de las variables predictoras para explicar una parte de la variabilidad de la recuperación. Además, partir del modelo es posible establecer el efecto que tienen estas variables sobre la recuperación. En la Tabla 3-9 se presenta el efecto según el aumento en una unidad de cada variable incluida en el modelo.

Tabla 3-8: Indicadores de Explicación y Predicción, Datos Evaluación Recuperación

Indicador	Modelo Diario
Error medio [%]	0,61
Pred 1 [%]	79,6
R ² [%]	39,0

Tabla 3-9: Efecto Unitario Sobre la Recuperación

Variable	Modelo
Rendimiento Planta[tph]	-0,77
P ₈₀ Molienda Bolas	-0,0186
CuS/CuT	-41,0

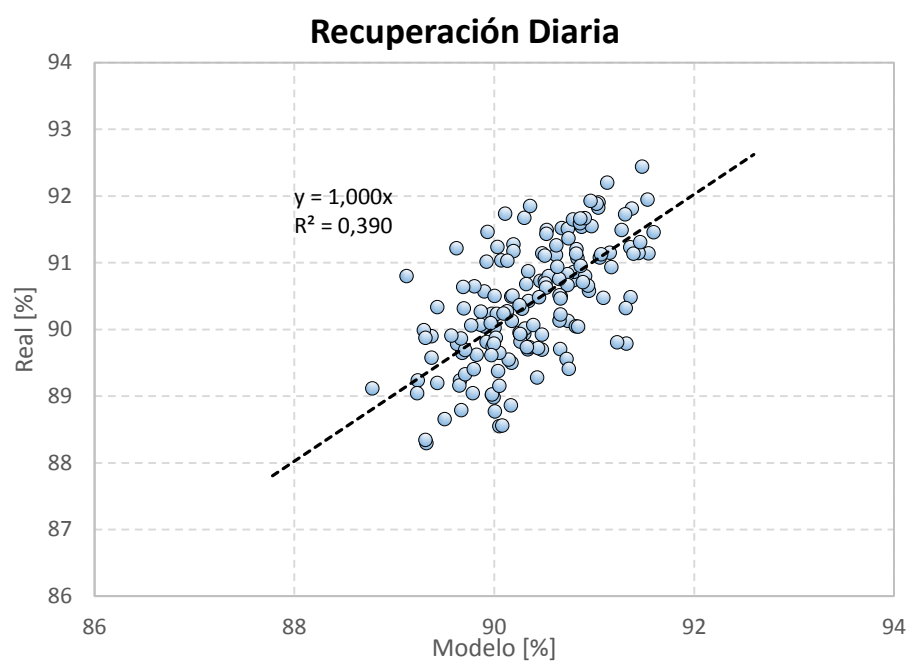


Fig. 3-21: Evaluación Modelo Recuperación Diario

3.4. Efecto Condición de Envío STMG Sobre F_{80} y Rendimiento SAG

El sistema de transporte de mineral grueso (STMG) corresponde al conjunto de correas y estaciones de intercambio que se encuentran entre el *stock pile* mina y el *stock pile* planta (alimentación molienda SAG). En la Fig. 3-22 se presenta el detalle de estos equipos y las condiciones en las que opera el proceso.

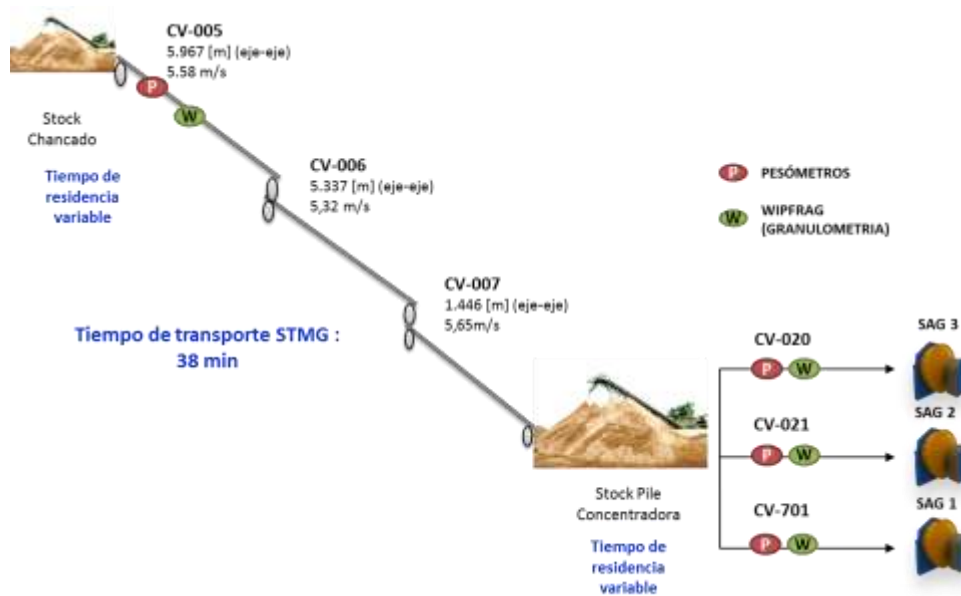


Fig. 3-22: Sistema de Transporte de Mineral Grueso
(Superintendencia Mina, Minera Los Pelambres, 2010)

En la condición de envío el STMG alimenta directamente el mineral proveniente de la mina a la planta de molienda, existiendo un tiempo de transporte aproximado de 38 [min]. Por el contrario, en una condición de no envío, la cual se da frecuentemente por mantenciones, fallas del sistema de transporte o fallas de equipos aguas arriba, el mineral alimentado a molienda proviene del *stock pile* planta. Dada la dimensión de este *stock* no se tiene conocimiento de las características del mineral aquí almacenado. Además, la segregación natural del mineral junto con el uso de maquinaria pesada para alimentar el proceso producen importantes desviaciones en la planificación, principalmente producto del efecto granulometría.

Con motivo de determinar la diferencia que existe en la granulometría del mineral de alimentación en ambas condiciones y el efecto de ésta sobre el rendimiento de la planta de molienda, se realizó un análisis diario del F_{80} que contempló el período enero-agosto 2016, se seleccionó a este parámetro ya que es un representante de la fracción gruesa de la distribución de tamaños la cual tiene mayor efecto sobre el rendimiento SAG, un menor grado de incertidumbre en la medición y se ve afectada directamente por la segregación de mineral en el *stock pile*.

Se definió la condición de envío y no envío en base a filtros para la correa CV-005 del STMG y además se definieron filtros para definir una condición operativa o esperada en cada molino y así aislar otros efectos que podrían afectar el rendimiento. Estas condiciones se detallan en la Tabla 3-10 y Tabla 3-11, respectivamente.

Tabla 3-10: Filtros Condición de Envío STMG

Variable	Envío	No Envío
Estatus Correa	FUNCIONANDO	DETENIDA
Tonelaje Correa	>500 [tph]	-

Tabla 3-11: Filtros Operación Molienda Operativa

Variable	Molienda Operativa
Estatus Correa	FUNCIONANDO
Tonelaje Correa	>500 [tph]
Potencia Molino	>10000 [kW]

De esta forma la información recopilada respondió a seis escenarios los cuales pueden resumirse según la Fig. 3-23 donde: CV: Correa alimentadora, POT: Potencia molino y L: Línea de molienda.

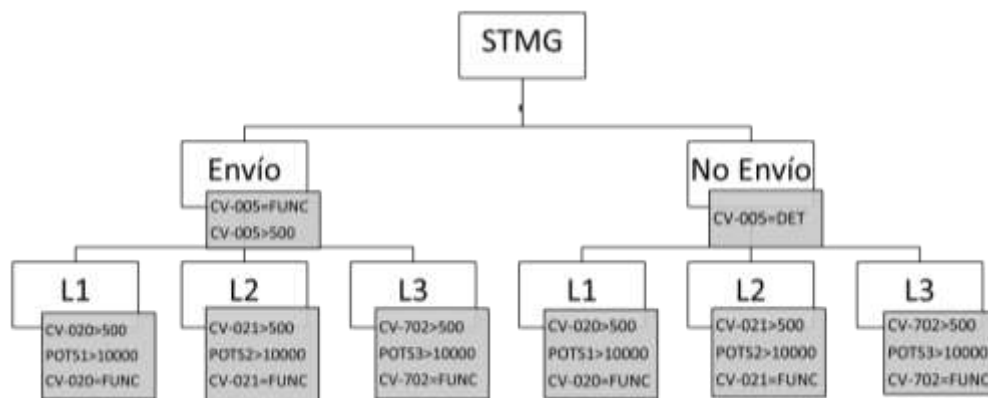


Fig. 3-23: Escenarios de Interés STMG-Molienda

La distribución de tiempo mostró que la condición de envío se produjo en un 73,2 % de tiempo, la condición de no envío un 20,5 % y el 6,3 % restante respondió a otra combinación de intermedia de filtros (estatus y tonelaje) para la correa CV-005. Respecto a la condición de molienda operativa, en promedio la planta operó bajo esta condición un 91,5 % del tiempo y el restante 8,5 % operó en otra combinación de estatus, tonelaje y potencia. La combinación envío-molienda operativa se presentó un 70,1 % del tiempo, mientras que la combinación no envío-molienda operativa se dio un 16,4 % del tiempo, ver Fig. 3-24. Todos los datos fueron obtenidos mediante la herramienta *Time Filter* detallada en la Tabla 3-1.

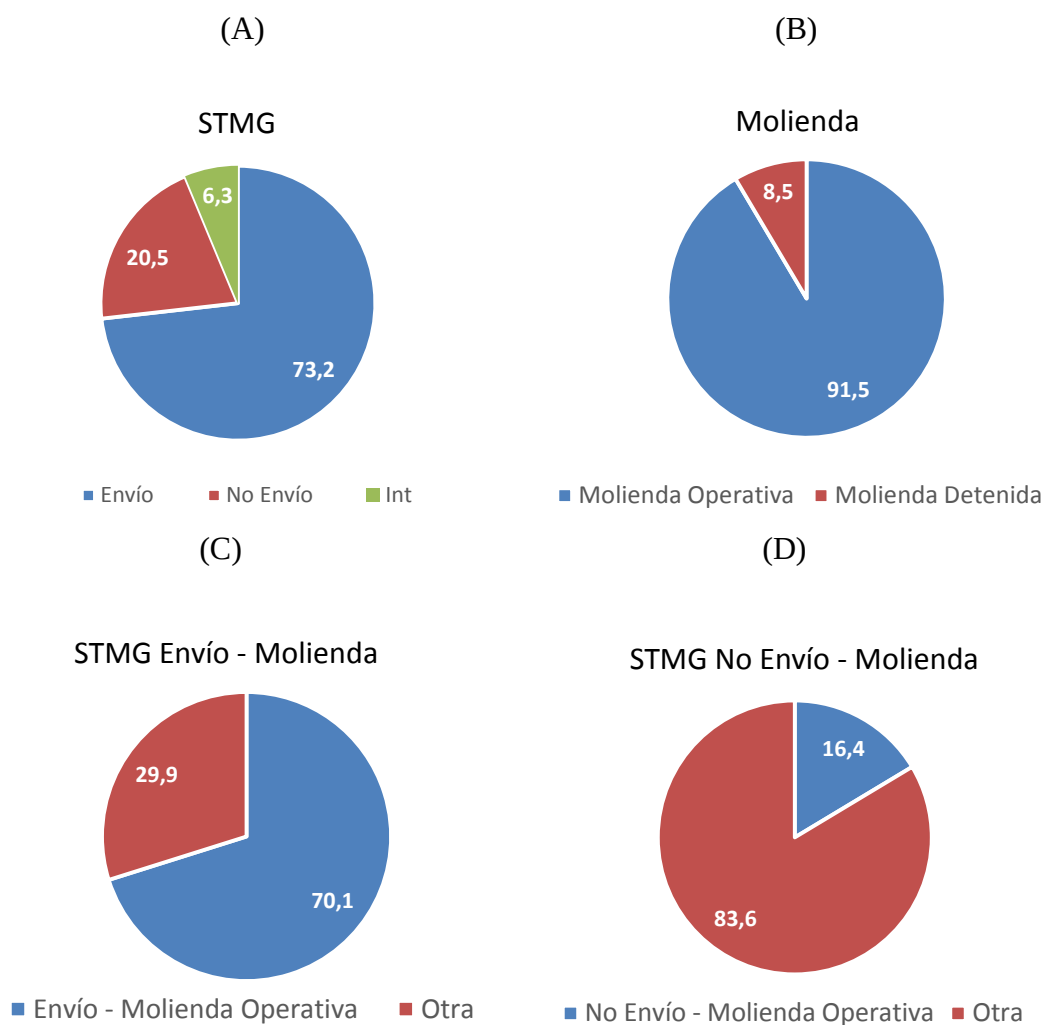


Fig. 3-24: Distribución de Tiempos Según Escenario

La planta de molienda de MLP consta de 3 molinos SAG cuyas condiciones de operación son independientes y altamente variables. Para obtener una medida representativa de F_{80} de la planta, además de filtrar la información según se mencionó anteriormente, se realizó un procedimiento de cálculo que involucra la ponderación de F_{80} según el mineral efectivamente tratado en cada línea. Se asume que el nivel de molienda es homogéneo para toda la distribución de tamaños.

Obtención de F_{80} día por línea según condición de envío y no envío (cálculo realizado internamente en *PI System*)

$$F_{80}^{C,j} = \frac{\sum_{i=1}^N (F_{80}^{C,j})_i * (tph^{C,j})_i * \Delta t}{\sum_{i=1}^N (tph^{C,j})_i * \Delta t} \quad \text{Ec. 3-4}$$

$C = E$ o N según condición envío o no envío

$j = 1, 2$ ó 3 según línea 1, 2 ó 3

N : Número de eventos registrados por *PI system*

Δt = Tasa de muestreo *PI system*

Obtención F_{80} día planta según condición de envío y no envío.

$$F_{80,Planta}^C = \frac{F_{80}^{C,1} * T^{C,1} + F_{80}^{C,2} * T^{C,2} + F_{80}^{C,3} * T^{C,3}}{T^{C,1} + T^{C,2} + T^{C,3}} \quad \text{Ec. 3-5}$$

$$T^{C,j} = tph^{C,j} * t^{C,j} \quad \text{Ec. 3-6}$$

$C = E$ o N según condición envío o no envío

$t^{C,j}$ = tiempo dentro de la condición (*STMG – Molienda*)

$T^{C,j}$ = Mineral tratado

Obtención F_{80} planta ponderado por condiciones envío y no envío.

$$F_{80,Pond\ planta} = \frac{F_{80,planta}^E * T_{planta}^E + F_{80,planta}^N * T_{planta}^N}{T_{planta}^E + T_{planta}^N} \quad \text{Ec. 3-7}$$

$$T_{planta}^C = T^{C,1} + T^{C,2} + T^{C,3} \quad \text{Ec. 3-8}$$

Los resultados obtenidos arrojaron un F_{80} promedio 4,1 % menor junto con una desviación estándar 40 % menor en la condición de envío. Esto resulta esperado debido a la alimentación del mineral de manera directa desde el *STMG*. En la Fig. 3-25 se presentan los intervalos obtenidos con un 95 % de confianza para cada conjunto de datos donde se demuestra que ambas condiciones de operación entregan

un producto diferente desde el punto de vista de su granulometría, por lo que se espera que tengan un comportamiento diferente durante el proceso de molienda. Además, con una significancia de 5 % se determinó que la diferencia entre las medias se encuentra entre 2,3 y 6,0 [mm].

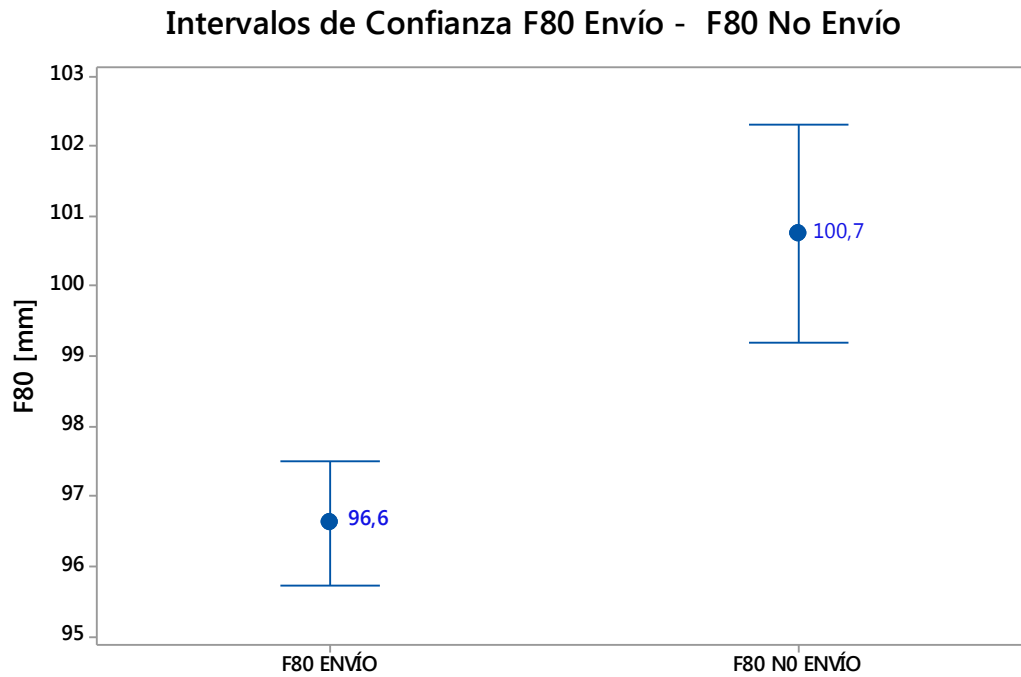


Fig. 3-25: F_{80} Según Condición de STMG

En la Fig. 3-26 se presenta una comparación entre la medida de F_{80} planta, ponderada desde las condiciones envío y no envío (F_{80} POND) y la medida normal, sin filtros asociados del STMG, si se incluyeron los filtros para la operación esperada de molienda, calculada a partir del promedio ponderado de las tres líneas de molienda (F_{80} CALC SF). Con un 95 % de confianza se demuestra que ambos conjuntos de datos no son diferentes, los cuales además de tener una mínima diferencia en sus medias, igual 0,5 %, poseen una variabilidad similar. De esta forma se demuestra que la desagregación que se realizó de la variable F_{80} en condición envío y no envío es posible agregarla nuevamente y evaluar el F_{80} planta.

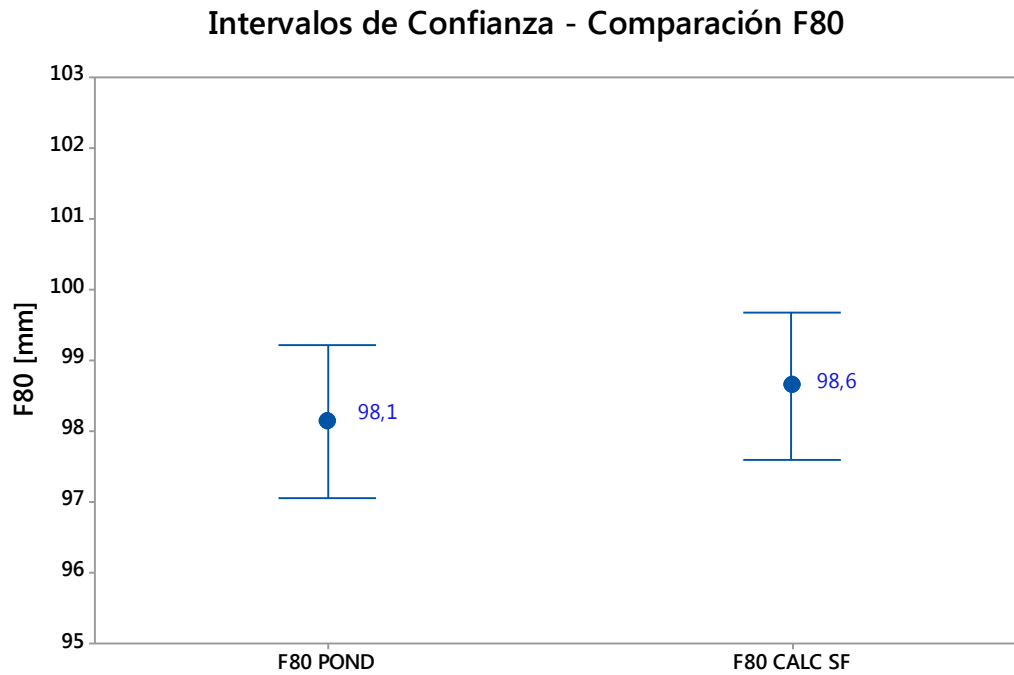


Fig. 3-26: Validación Cálculo de F_{80}

En la Fig. 3-27 se presentan los intervalos de confianza para el rendimiento SAG real y modelado mediante la Ec. 3-9 (modelo usado por MLP previo a este trabajo) en cada condición. Considerando los datos reales de planta se determinó una variabilidad 22,0 % menor y un rendimiento 5,2 % mayor en la condición de envío, esta ultima diferencia equivalentente a 121 [tph]. Como esta diferencia puede responder a una serie de factores que convergen en la molienda, se presenta también en la Fig. 3-27, la diferencia obtendida mediante el modelo de rendimiento ya mencionado.

$$Rend [tph] = \left(-873 + \frac{107.654}{F_{80}} + 410 * \sqrt{Axb} \right) * 0,883 \quad \text{Ec. 3-9}$$

Se utilizó un Axb constante igual a 38,0 correspondiente al promedio del período analizado.

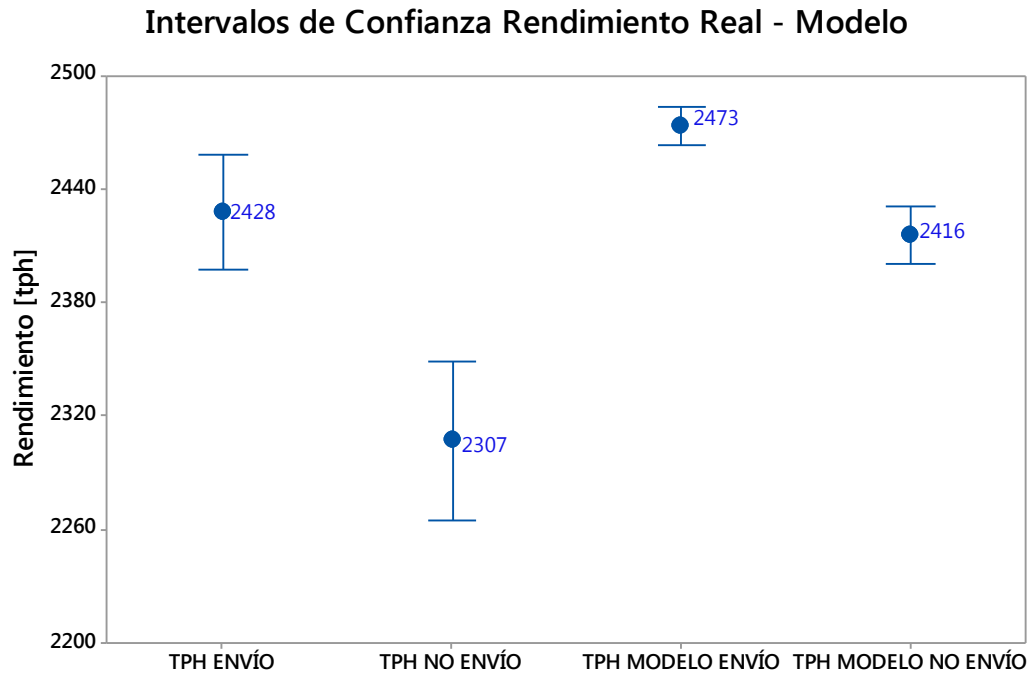


Fig. 3-27: Rendimiento Real-Modelo Según Condición de STMG

La diferencia del rendimiento modelo entre la condición envío y no envío es de 57 [tph], equivalente a un 2,4 %. De esta forma, de las 121 [tph] de diferencia real, un 47,1 % se le podría atribuir al efecto F_{80} según el modelo de rendimiento SAG.

En la Fig. 3-28 se presenta la comparación entre los intervalos de confianza del rendimiento ponderado desde las condiciones envío y no envío (TPH POND) y el rendimiento normal, sin filtros asociados al STMG, si se incluyeron los filtros para la operación esperada de molienda, calculado a partir del promedio ponderado de las tres líneas de molienda (TPH CALC SF). Con un 95 % de confianza los conjuntos de dato no son estadísticamente diferentes, se observa una variabilidad similar y una diferencia en sus medias de un 0,7 %. De esta forma se válida la desagregación de la variable.

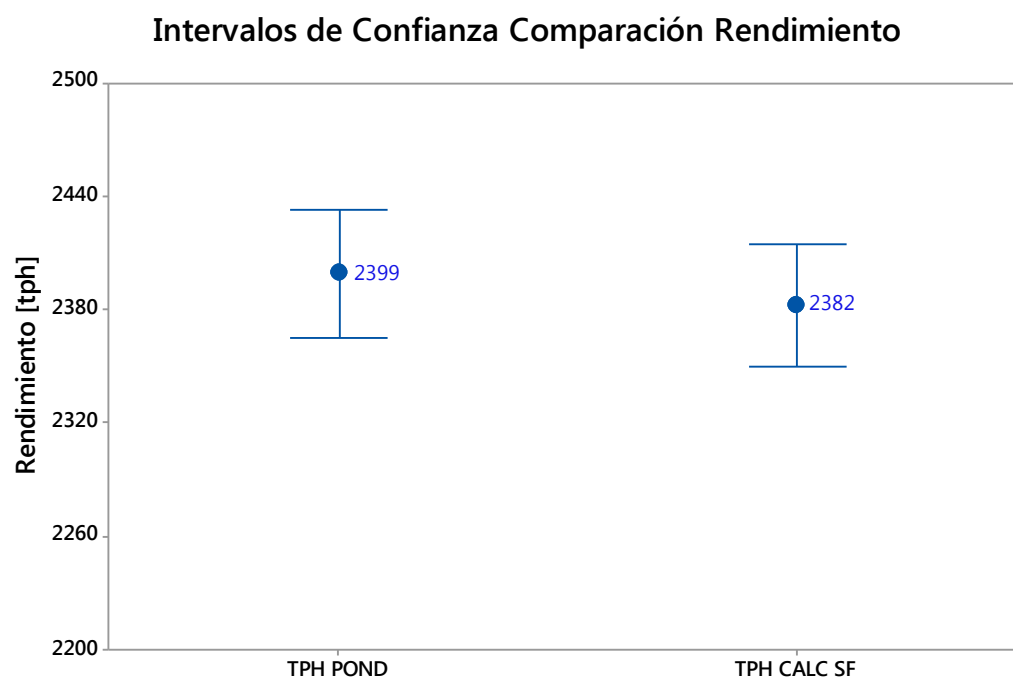


Fig. 3-28: Validación Cálculo Rendimiento

Capítulo IV

4. Evaluación Metalúrgica, Flotación

Rougher

Durante los días 20 y 21 de diciembre, como se detalla en la Tabla 4-1, se realizaron tres muestreos (M1, M2 y M3) en la etapa de flotación colectiva de MLP con el objetivo de caracterizar metalúrgicamente la planta con las nuevas propiedades del mineral. Se incluyeron en cada muestreo análisis de distribución de flujo mediante trazado radiactivo en líneas SAG y mediciones de concentrados, traspasos (relave), tope de espuma o *top of froth* y niveles de profundidad de espuma celda a celda en las filas *rougher* 1 y 5. Durante los meses previos a la ejecución del muestreo se trabajó en la planificación de las diferentes actividades a realizar donde se destaca:

- Definición de puntos a muestrear mediante trazador radiactivo: coordinación con empresa Trazado Nuclear e Ingeniería Limitada.
- Definición de muestreos metalúrgico y cinético: coordinación con personal SGS e identificación en terreno de accesos a puntos de muestreo, ver Fig. 4-1 y Fig. 4-2.
- Definición de tipo de muestreadores metalúrgicos a utilizar: coordinación con personal SGS y CASIM USM.
- Definición de análisis requeridos para muestras: coordinación con CASIM USM.

Tabla 4-1: Muestreo Flotación Colectiva MLP

Muestreo	Cinética	Fecha	Hora
M1	<i>Rougher 1</i>	20-12-2016	17:30 - 20:30
M2	<i>Rougher 5</i>	21-12-2016	10:20 - 13:15
M3	<i>Rougher 5</i>	21-12-2016	17:20 - 20:00



(Relave Final *Rougher*)



(Concentrado *Rougher* Filas 1 y 2)

Fig. 4-1: Puntos Muestreo Metalúrgico



(Relave Parcial, Traspaso fila 1)



(Concentrado *Rougher* Radial, fila 1)

Fig. 4-2: Puntos Muestreo Cinético

Un esquema con los puntos definidos a muestrear para la caracterización cinética en cada fila se presenta en la Fig. 4-3. Los puntos de alimentación a cada fila *rougher*, relave final *rougher* y concentrado final *rougher* forman parte del muestreo global planta cuyos puntos de muestreo se presentan en la Fig. 4-4.

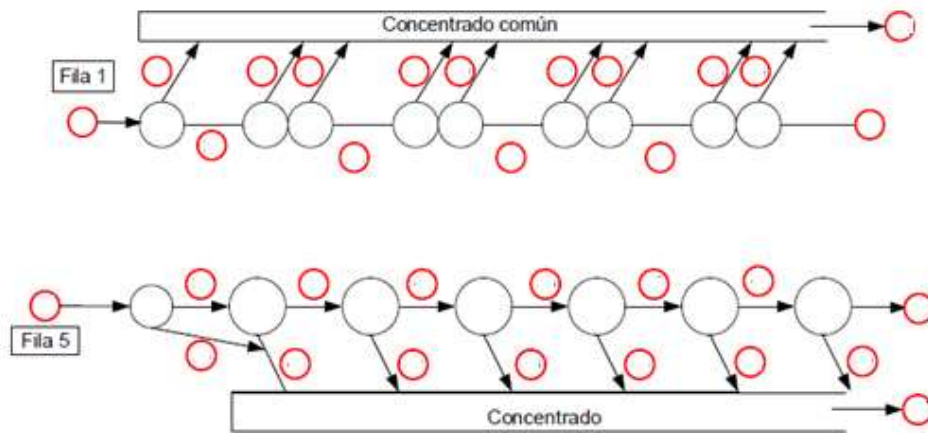


Fig. 4-3: Puntos de Muestreo por Fila

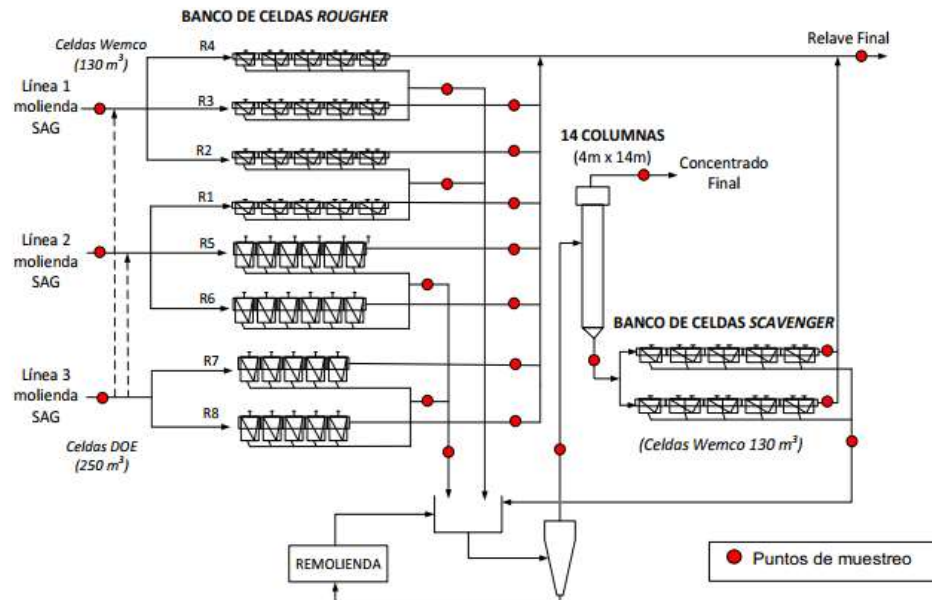


Fig. 4-4: Puntos de Muestreo Global Planta
Fuente: (Yianatos et al., 2017)

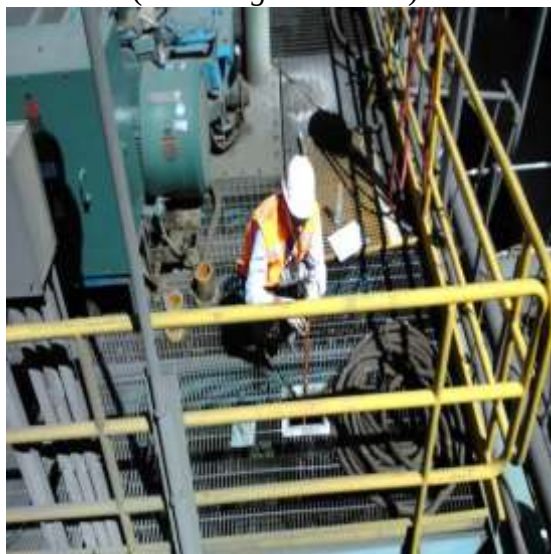
Una vez ejecutado el muestreo, ver Fig. 4-5, e informados los resultados químicos, granulométricos y de distribución de flujo mediante trazado radiactivo se realizaron ajustes de balance de masa a partir de leyes de cobre (Cu), molibdeno (Mo) y Fierro (Fe) considerando las clases de tamaño gruesa ($+150\ \mu\text{m}$), intermedia ($-150\ \mu\text{m} +45\ \mu\text{m}$) y fina ($-45\ \mu\text{m}$). El ajuste del balance de masa fue un trabajo solicitado por MLP al equipo de trabajo CASIM USM con el cual también se trabajó previamente el año 2013.



(Fila Rougher 5 MLP)



(Traspaso)



(Profundidad de espuma)



(Tope de Espuma)

Fig. 4-5: Ejecución Muestras

4.1. Caracterización Alimentación

Durante cada muestreo la configuración de la alimentación desde las líneas SAG hacia las etapas *rougher* no fue idéntica. En primer lugar, el muestreo M1 se realizó con la línea SAG 1 alimentando las etapas *rougher* 1, 2 y 3, la línea SAG 2 alimentando las etapas *rougher* 5 y 6 y la línea SAG 3 alimentando las etapas 7 y 8. Durante M2 y M3 la línea SAG 1 alimentó las etapas *rougher* 2 y 3, la línea SAG 2 alimentó las etapas 1, 5 y 6 y la línea SAG 3 alimentó las etapas 7 y 8. Por no encontrarse disponible, la línea *rougher* 4 se mantuvo detenida durante todos los muestreos y una vez comenzado M3, la línea de SAG 3 quedó fuera de servicio.

Se midieron distribuciones de flujo durante M1, M2 y M3 en las líneas SAG 2 y 3, mientras que para la línea SAG 1 no fue evaluada esta condición por lo que se asumió distribución uniforme, es decir, 33,3 % a cada línea *rougher* durante M1 y 50,0 % a cada línea *rougher* durante M2 y M3, ver Tabla 4-2 (Díaz, 2016). El flujo a cada línea SAG [tph] se midió mediante pesómetros ubicados en las correas de alimentación CV-021, CV-022 y CV-702 y se obtuvo mediante *PI System* como promedio cada un minuto. El flujo por clase de tamaño a cada línea *rougher* fue calculado mediante la información granulométrica de cada línea SAG y la distribución de flujos en la etapa de flotación respectiva, se asumió que la distribución de tamaños a cada línea *rougher* fue igual a la distribución de la línea SAG desde donde fue alimentada. En la Tabla 4-3 se presentan los flujos por clase de tamaño ordenados por pares de líneas de flotación. Se agruparon según la configuración de la planta, en la cual las líneas *rougher* 1 y 2 poseen una canaleta común donde se reciben sus concentrados al igual que las líneas 3 y 4 (solo línea 3 en operación), líneas 5 y 6 y líneas 7 y 8.

Tabla 4-2: Distribución Flujos

	M1	M2	M3
Alimentación SAG 1 [tph]	2044	2403	2000
Alimentación Ro 1	33,3%	-	-
Alimentación Ro 2	33,3%	50,0%	50,0%
Alimentación Ro 3	33,3%	50,0%	50,0%
Alimentación SAG 2 [tph]	2215	1904	1586
Alimentación Ro 1	-	34,1%	31,2%
Alimentación Ro 5	51,5%	35,6%	39,7%
Alimentación Ro 6	48,5%	30,3%	29,1%
Alimentación SAG 3 [tph]	2520	1900	-
Alimentación Ro 7	60,9%	61,7%	-
Alimentación Ro 8	39,1%	38,3%	-
Total Planta [tph]	6779	6207	3586

Tabla 4-3: Flujos por Clase de Tamaño

Tonelaje [tph]			
	M1	M2	M3
Alimentación Ro 1-2	1363	1851	1495
Alimentación Ro 1-2 Fino	657	929	734
Alimentación Ro 1-2 Int	499	632	561
Alimentación Ro 1-2 Grueso	207	290	200
Alimentación Ro 3	681	1202	1000
Alimentación Ro 3 Fino	328	609	488
Alimentación Ro 3 Int	249	386	368
Alimentación Ro 3 Grueso	103	207	143
Alimentación Ro 5-6	2215	1255	1091
Alimentación Ro 5-6 Fino	934	619	541
Alimentación Ro 5-6 Int	738	476	424
Alimentación Ro 5-6 Grueso	543	160	126
Alimentación Ro 7-8	2520	1900	-
Alimentación Ro 7-8 Fino	1317	994	-
Alimentación Ro 7-8 Int	882	462	-
Alimentación Ro 7-8 Grueso	321	443	-
Total Planta	6779	6208	3586

Los muestreos en las alimentaciones a planta, líneas SAG 1, SAG 2 y SAG 3, fueron realizados mediante un cortador automático antes del cajón distribuidor. En cada muestreo se realizaron análisis granulométricos donde se determinó el P₈₀, ver Tabla

4-4 y Fig. 4-6 D, y el material retenido en las clases de tamaño gruesa, intermedia y fina. Según la Fig. 4-6 A, durante M1 la línea SAG 2 presentó el mayor porcentaje de material grueso, 24,5 %, lo que se reflejó en un P_{80} de 132 μm . Durante M2, el mayor P_{80} lo presentó la línea SAG 1 con 148 μm , no obstante, esta situación no se reflejó en el material retenido en la clase gruesa el cual fue mayor en la línea SAG 3 con 23,3 %, ver Fig. 4-6 B. Finalmente, durante M3 el material grueso retenido en la línea SAG 1 representó un 14,3 % lo que se reflejó en un P_{80} de 128 μm , ver Fig. 4-6 C.

El mineral de tamaño fino, en promedio representó el 49,2 % de la alimentación con la mayor variabilidad durante M1, mientras que el de tamaño intermedio tuvo una participación media de 34,4 % con la mayor variabilidad durante M2, ver Fig. 4-6.

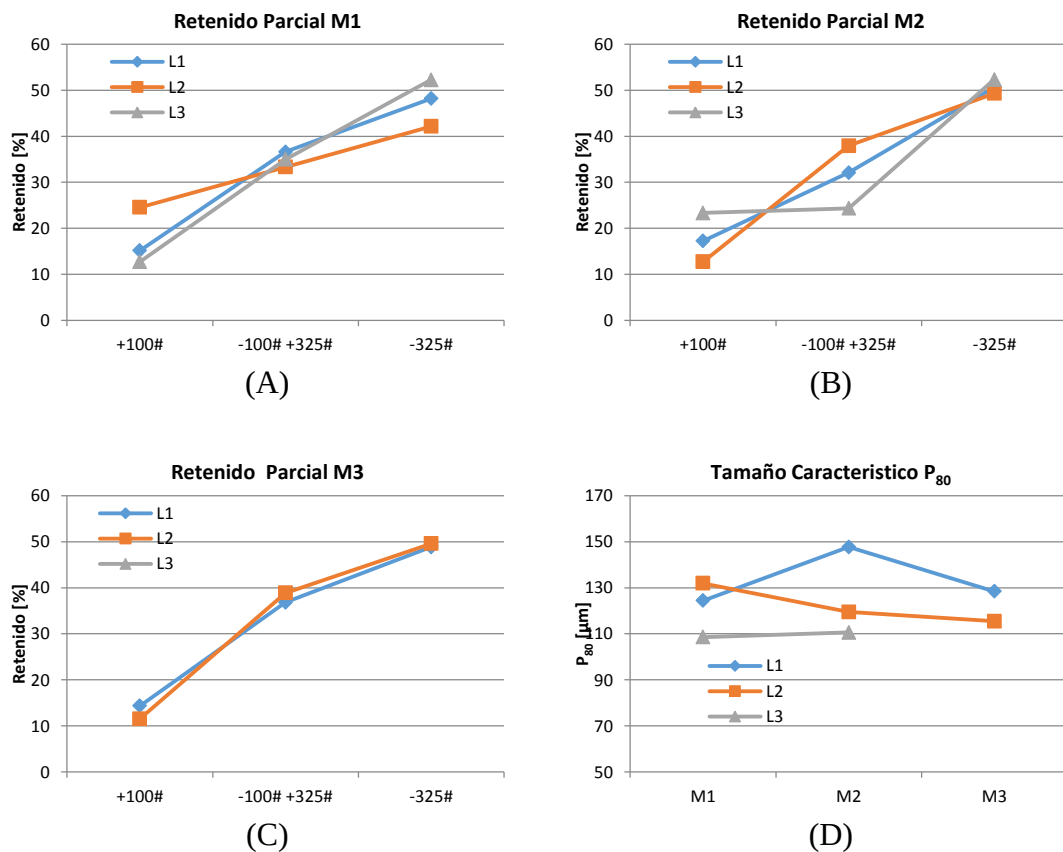


Fig. 4-6: Caracterización Granulométrica Alimentación

Tabla 4-4: P ₈₀ - Línea y Muestreo			
	P ₈₀ [μm]		
	M1	M2	M3
L1	124	129	120
L2	132	120	115
L3	109	111	-

En la Fig. 4-7 se presentan los resultados obtenidos para la ley de cobre en cada clase de tamaño. En términos generales la ley de cobre en la clase fina se encontró acotada entre 0,92 – 1,11 %, la clase intermedia entre 0,32 – 0,80 % y la clase gruesa entre 0,23 – 0,40 %. Los valores máximo y mínimo de la clase intermedia, pertenecen ambos a M1, muestreo que resultó con la mayor variabilidad en esta clase de tamaño. Por otro lado, las leyes ponderadas de cada línea durante los muestreos se encontraron acotadas entre 0,63 - 0,88 % con una media de 0,75 %, ver Fig. 4-7 D.

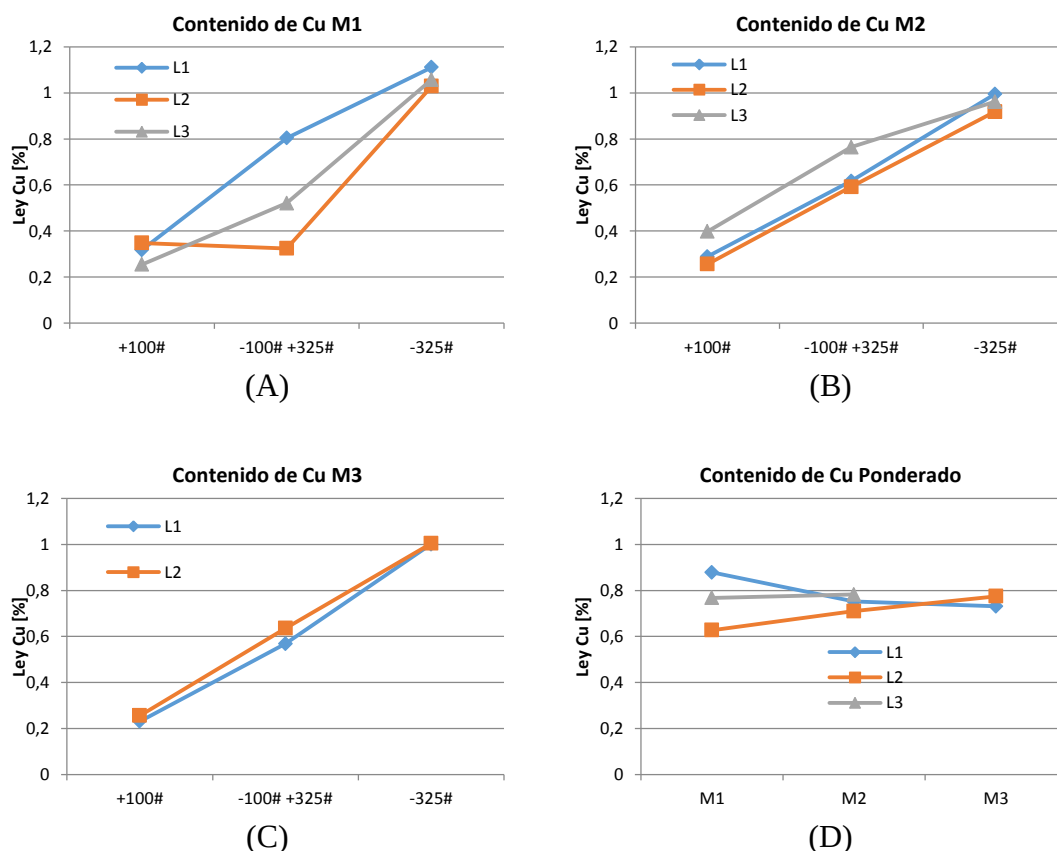


Fig. 4-7: Ley de Cobre Alimentación

4.2. Ajuste de Balance de Masa

Los ajustes de balance de masa fueron realizados considerando las leyes de cobre, fierro y molibdeno y las clases de tamaño fina, intermedia y gruesa no fijando ninguna ley. El procedimiento consistió en minimizar las desviaciones relativas (cuadráticas) sujeto a satisfacer las restricciones del balance global y por componentes. La minimización de las desviaciones relativas, en lugar de desviaciones absolutas, permite normalizar el criterio de mínimos cuadrados y evitar el dominio de variables de mayor valor. El procedimiento es equivalente a suponer que las desviaciones estándares de los errores de las leyes son proporcionales a los valores medidos (Yianatos et al., 2017).

En los Anexos 8, 9 y 10 se detallan las leyes medidas originalmente junto con los ajustes de balance de masa (por clase de tamaño) en cada uno de los muestreos, M1, M2 y M3. Vale destacar que para M1 y M2 a la corriente de concentrado de las líneas *rougher* 7-8 se le disminuyó su ponderación relativa debido a que su valor fue considerablemente mayor de lo esperado (Yianatos et al., 2017).

En la Tabla 4-5 se presenta la distribución de los flujos totales alimentados a planta en las clases de tamaño fina, intermedia y gruesa.

Tabla 4-5: Flujo Total Planta por Clase de Tamaño			
Flujo	M1	M2	M3
Total [t]	6779	6208	3586
Fino [t]	3236	3151	1764
Intermedio [t]	2368	1957	1352
Grueso [t]	1175	1100	470

En la Tabla 4-6 se presentan las recuperaciones por clase de tamaño en cada par de líneas *rougher*. La recuperación de la clase fina se encontró acotada entre 94,6 - 97,5 %, la clase intermedia entre 89,7 – 95,8 % y la clase gruesa entre 29,6 – 67,4 %. La

recuperación media ponderada de planta fue de 86,8, 88,8, y 89,3 % con leyes de alimentación ajustadas de 0,76, 0,77 y 0,79 % en los muestreos M1, M2 y M3, respectivamente.

Tabla 4-6: Recuperación de Cu por Clase de Tamaño

Recuperación de Cobre			
	M1	M2	M3
<i>Rougher 1-2 Fino</i>	96,6%	94,9%	96,7%
<i>Rougher 1-2 Int</i>	95,5%	93,7%	94,3%
<i>Rougher 1-2 Grueso</i>	57,5%	56,9%	44,6%
<i>Rougher 3-Fino</i>	95,6%	95,3%	96,8%
<i>Rougher 3 Int</i>	95,7%	95,0%	94,1%
<i>Rougher 3 Grueso</i>	61,7%	57,4%	37,5%
<i>Rougher 5-6 Fino</i>	96,3%	95,5%	97,5%
<i>Rougher 5.6 Int</i>	89,7%	94,4%	95,8%
<i>Rougher 5-6 Grueso</i>	56,3%	52,6%	54,2%
<i>Rougher 7-8 Fino</i>	96,4%	94,6%	
<i>Rougher 7-8 Int</i>	91,2%	95,4%	
<i>Rougher 7-8 Grueso</i>	29,6%	67,4%	
Global Fino	96,3%	95,0%	97,0%
Global Int	92,1%	94,5%	94,7%
Global Grueso	49,7%	60,6%	45,0%
Planta	86,8%	88,8%	89,3%

Las recuperaciones promedio por muestreo de las clases de tamaño fina e intermedia no presentaron una diferencia estadísticamente significativa y mostraron la menor variabilidad del conjunto de datos, mientras que la recuperación de la clase gruesa fue 41,5 puntos menor y presentó una mayor dispersión, ver Fig. 4-8. Esta clase de tamaño, con un participación promedio de 15,0 % en la alimentación, ver Fig. 4-6, representa un importante potencial de mejora en la operación de molienda y clasificación donde el acondicionamiento de la alimentación a hidrociclones y variables como carga circulante, presión de operación e incluso el diseño de equipos es recomendable estudiar.

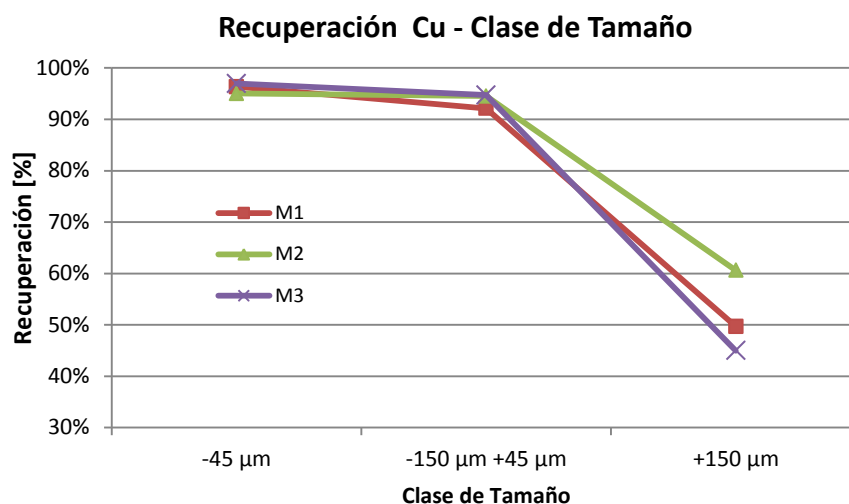


Fig. 4-8: Recuperación por Clase de Tamaños

La ley de concentrado *rougher* promedio por clase de tamaño obtenida en cada muestreo se presenta en la Fig. 4-9. Se observan en la clase intermedia y fina las mayores leyes, alcanzando aproximadamente un 15 % durante M3 y un 12 % durante M2. Estadísticamente, las leyes de concentrado en estas clases de tamaño no mostraron diferencias significativas con una media de 10,0 %, mientras que la media de clase gruesa fue 2,8 %. La diferencia entre muestreos responde principalmente a condiciones operacionales ya que durante M2 y M3 se trabajó con mayores alturas de espuma y la descarga de concentrado (mediciones realizadas mediante *Visio Froth*) durante M3 fue más lenta respecto a M1, ver velocidades promedio por línea en Tabla 4-7, resultados celda a celda en Anexo 11. Vale destacar que las velocidades reportadas no justifican las recuperaciones obtenidas pero en general muestran la tendencia de la operación. Es recomendable revisar la condiciones de operación de los rebalses perimetrales y radiales junto con el funcionamiento y mantención de los instrumentos de medición.

Tabla 4-7: Altura de Espuma y Velocidad de Descarga de Concentrado

Muestreo	Velocidad media de descarga[cm/s]	Altura de espuma media [cm]
M1	1,7	10,6
M2	2,5	27,3
M3	1,4	13,5

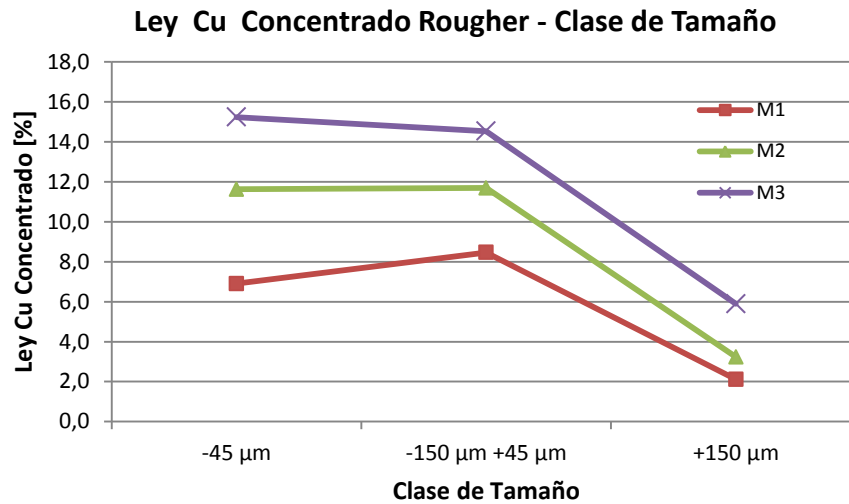


Fig. 4-9: Ley Concentrado Rougher por Clase de Tamaño

La relación entre el P_{80} y la recuperación de cobre es clave para obtener resultados económicamente viables en un circuito de flotación por lo que los procesos previos de molienda y clasificación son especialmente críticos. Durante los muestreos realizados los P_{80} obtenidos se mantuvieron acotados entre 109 – 148 [μm] mientras que Yianatos et al. (2014) reportan una media de 217 [μm] durante la campaña de muestreo realizada aquel año. Un factor a considerar para explicar este cambio en la granulometría son las pruebas en el proceso de tronadura cuyas nuevas prácticas podrían generar mayor cantidad de material fino aguas arriba el cual difícilmente será captado por los sensores de medición de tamaño al encontrarse en correas transportadoras y en los stock de mineral post tronadura, bajo las rocas de mayor tamaño, siendo los resultados entregados por los instrumentos estimaciones en base a correlaciones entre material grueso y fino. Por otro lado, se observa un comportamiento esperado, con las mayores recuperaciones en el tamaño intermedio, en este caso para los P_{80} de 115-124 [μm], muestreos M3 y M1 respectivamente. Las dos menores recuperaciones se presentaron para los P_{80} de 109 [μm] y 132 [μm], ambos resultados obtenidos en la durante M1. Un punto que escapa a la tendencia esperada corresponde al P_{80} de 148 [μm] el cual presento una recuperación intermedia de 88,6 %, ver Fig. 4-10. Vale destacar que en este caso podría haber una mayor

influencia de las características del mineral cuya recuperación tuvo una menor variabilidad respecto a los demás muestreos encontrándose acotada entre 88,5 y 89,6 %.

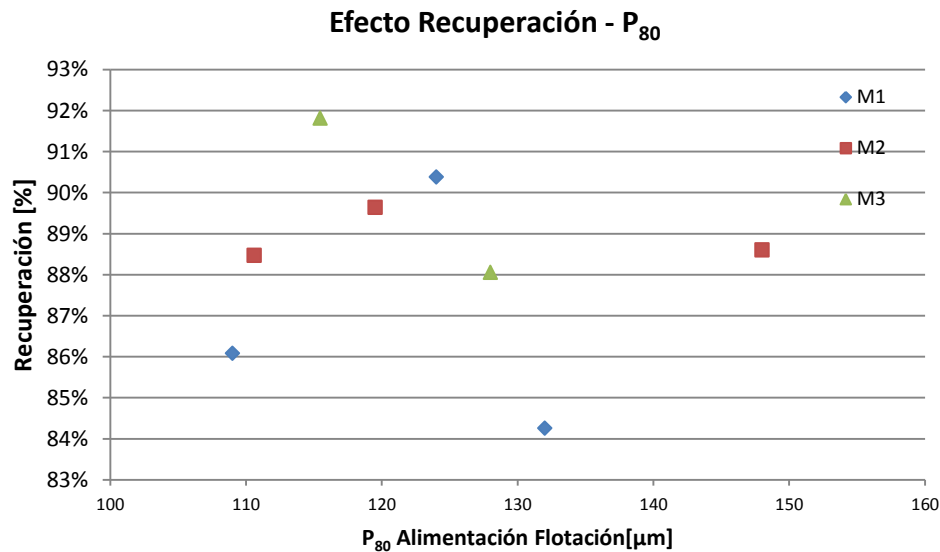


Fig. 4-10: Efecto P_{80} – Recuperación

En la Fig. 4-11 se presenta el comportamiento de la recuperación obtenida como promedio ponderado de cada una de las clases de tamaño versus el tonelaje total planta de las campañas de muestreo realizadas los años 2014 y 2016. Se observa una baja considerable en los rendimientos de los molinos y en consecuencia en la alimentación hacia flotación, situación que se explica principalmente por las características del mineral cuya dureza ha aumentado en los nuevos sectores en los que se ha desarrollado el yacimiento. Durante 2014 los rendimientos se encontraron acotados entre 7.027 – 8.958 [tph] mientras que durante 2016 entre 6.208 – 6.779 [tph] (no se consideró M3 con un rendimiento de 3.586 [tph] debido a la detención de la línea SAG3 durante su desarrollo). La relación inversa, en ambos conjuntos de datos es la esperada debido al mayor tiempo de residencia que tiene la pulpa a menores tonelajes.

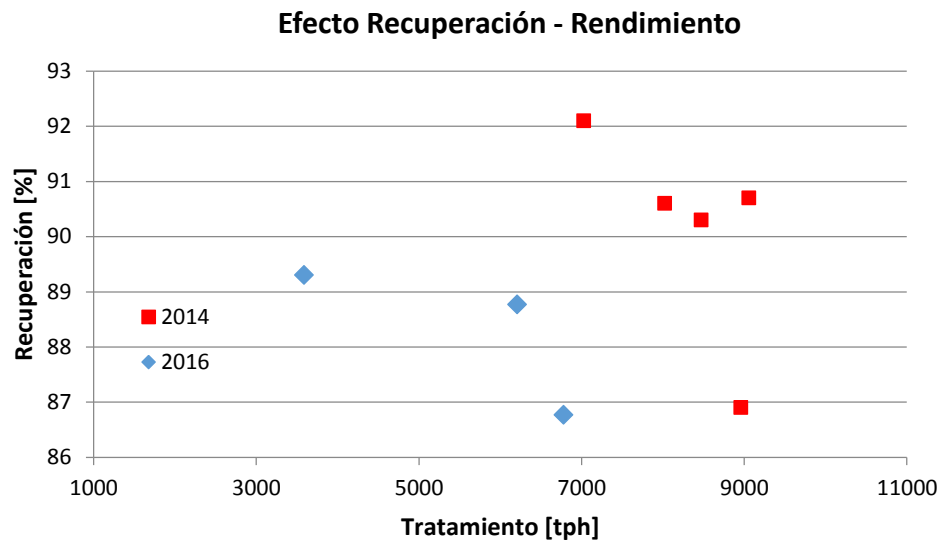


Fig. 4-11: Efecto Tonelaje – Recuperación

4.3. Dependencia *TOF*, Velocidad de Descarga y Altura de Espuma

Como parte del muestreo para evaluar la cinética de flotación se midieron leyes de tope de espuma (TDE), altura de espuma y velocidades de descarga de concentrado durante M1, M2 y M3 en las filas *rougher* correspondientes. En la siguiente sección se analizará la dependencia entre estas variables desde un punto de vista cualitativo con el objetivo de validar mediante una operación industrial el comportamiento esperado para éstas. En una operación regular, es esperable que la ley de tope de espuma (TDE) tenga un decaimiento gradual a medida que la pulpa avanza a través de cada celda, que la velocidad de descarga de concentrado se relacione inversamente con la altura de espuma y que mientras mayor sea la altura de espuma la ley de TDE alcance sus valores máximos (zona de alta selectividad).

Es importante mencionar que analizar el desempeño del proceso aguas abajo (últimas celdas) es complejo ya que existen factores altamente relacionados los cuales difícilmente se podrán aislar para observar su efecto sobre el resultado de la operación. Por ejemplo, a medida que el mineral avanza hacia las últimas celdas el

porcentaje de mineral liberado disminuye lo que afecta en forma importante la ley de concentrado. En el mismo sentido, en relación a la masa de mineral transportado por flotación verdadera (*true flotation*), el mineral arrastrado aumenta aguas abajo, disminuyendo la ley del concentrado. Finalmente, considerando un sistema de control calibrado y rebalses limpios, aumentos en la altura de espuma mejoran la ley por disminución de arrastre al mismo tiempo que reducen la velocidad de descarga de concentrado.

En la Fig. 4-12 se presentan los resultados obtenidos en la fila *rougher* 1 donde a partir de la celda 2 se agruparon los resultados en promedios para aislar el efecto de la ausencia de control de nivel en las celdas 2, 4, 6 y 8 cuyo control depende de manera directa de la operación de la celda adyacente. Se observa el decaimiento esperado en la ley de TDE desde 29,5 % hasta un valor 3,4 % (promedio celdas 8 y 9). Sin embargo, en las celdas intermedias, cuya ley promedio es 16,1 %, se observa un *peak* de altura de espuma al mismo tiempo que se produce la máxima velocidad de descarga de concentrado. Por otro lado, desde la celda 2 a la celda 6 la velocidad de descarga presentó un promedio de 0,6 [cm/s], ver Anexo 11, lo que no corresponde a una operación normal y no se justifican las recuperaciones reportadas. En este caso vale mencionar que la medición de velocidad presenta importantes fuentes de error entre las cuales destacan las siguientes: (i) debido a la existencia de rebalses perimetrales y radiales la dirección de la descarga de concentrado es altamente variable, (ii) la medición de descarga de concentrado se realiza en un punto específico de la celda el cual no refleja la operación del conjunto y (iii) falta de limpieza y mantención de estos instrumentos es común observar en operaciones industriales.

Finalmente, en la Fig. 4-13 se observa que las mayores leyes de TDE (puntos rojos) se producen para alturas de espuma de 8,9 y 9,1[cm] y tanto baja como alta velocidad de descarga, 0,75 y 3,0 [cm/s], respectivamente.

En la Fig. 4-14 se presenta la evolución de las variables durante M2, fila *rougher* 5. Se observa al igual que en la fila *rougher* 1, un decaimiento de la ley de TDE desde 28,6 a 2,7 % en la celda 5 (celda 6 no estuvo en operación). Sin embargo, en la celda 3 se produce un aumento en la ley al mismo tiempo que la altura de espuma disminuye a su mínimo valor. Vale decir que la medición de altura de espuma presenta fuentes de error importantes a causa de las siguientes condiciones: (i) el sistema de control de nivel puede originar oscilaciones importantes dificultando la obtención de una medición confiable y (ii) la medición se realiza en una ubicación específica que no refleja la operación del conjunto. No obstante de lo anterior, el aumento de la ley se produce en forma simultánea con una baja importante en la velocidad de descarga de concentrado pero al igual que el caso anterior, en las celdas 4 y 5 presenta valores bajo lo esperado con un promedio de 0,5 [cm/s]. En la Fig. 4-15 se observa que la mayor ley de TDE se produce para una altura de espuma de 15 [cm] y una velocidad de descarga de 3,9 [cm/s].

Finalmente, durante el segundo muestreo en la fila *rougher* 5, ver Fig. 4-16, se observa un decaimiento en la ley de TDE de 29,8 a 4,5 % en la celda 6. En la celda 3 se observa una disminución importante en la ley de TDE junto con la reducción de la altura de espuma a 2,7 [cm] y un *peak* de velocidad de descarga de concentrado de 3,7 [cm/s], condición esperada pero deficiente estrategia de operación ya que en las celdas intermedias aún existe mineral con condiciones de tamaño y liberación adecuado para ser concentrado y llevado a la corriente de concentrado con alta ley. Vale destacar que en este muestreo a partir de la celda 4 la velocidad de descarga de concentrado presentó un promedio de 0,23 [cm/s], muy por debajo de la velocidad esperada considerando las recuperaciones reportadas. Las mayores leyes de concentrado se observan para alturas de espuma de 14,6 y 19,1 [cm] y velocidades de descarga de concentrado entre 1,8 y 2,4 [cm/s], ver Fig. 4-17.

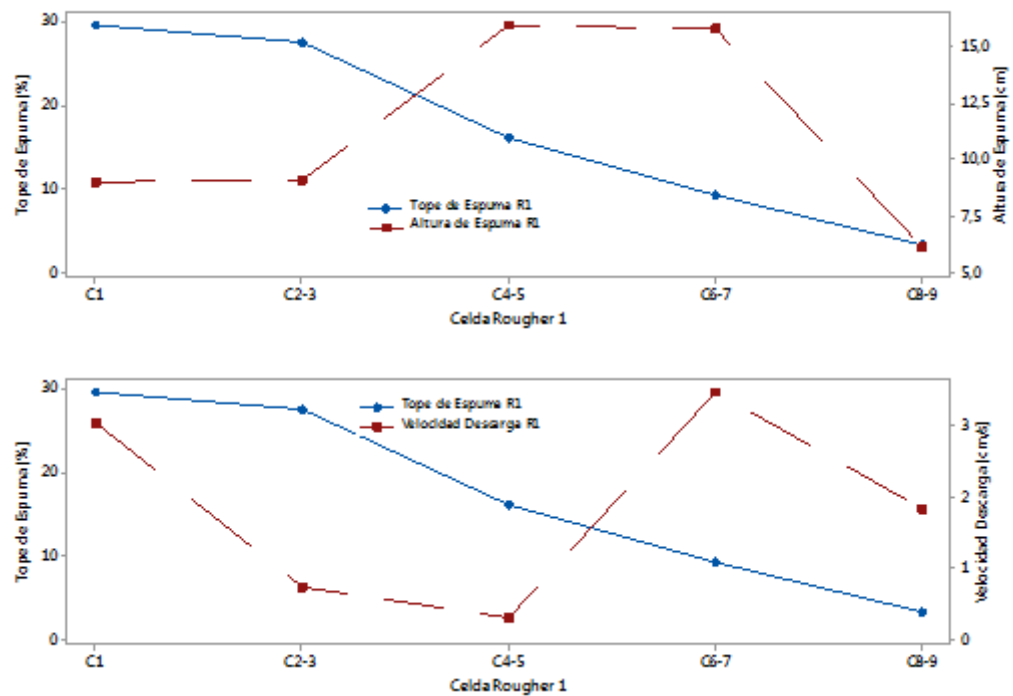


Fig. 4-12: TDE, Altura de Espuma y Velocidad de Descarga en *Rougher 1*

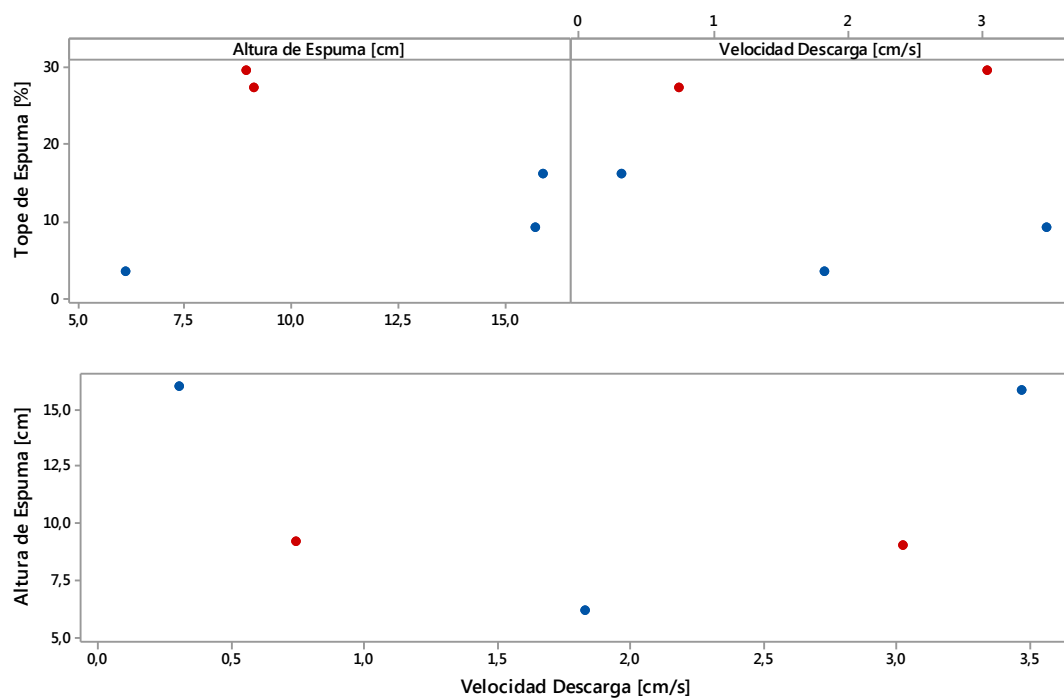


Fig. 4-13: Evaluación Fila *Rougher 1*

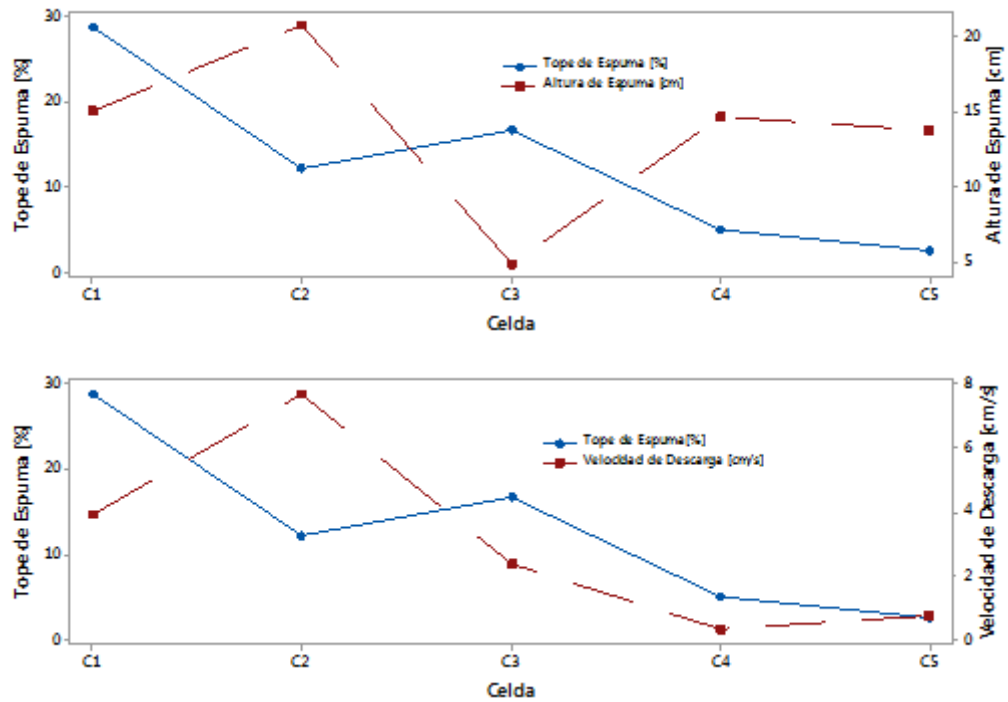


Fig. 4-14: TDE, Altura de Espuma y Velocidad de Descarga en *Rougher 2*, M2

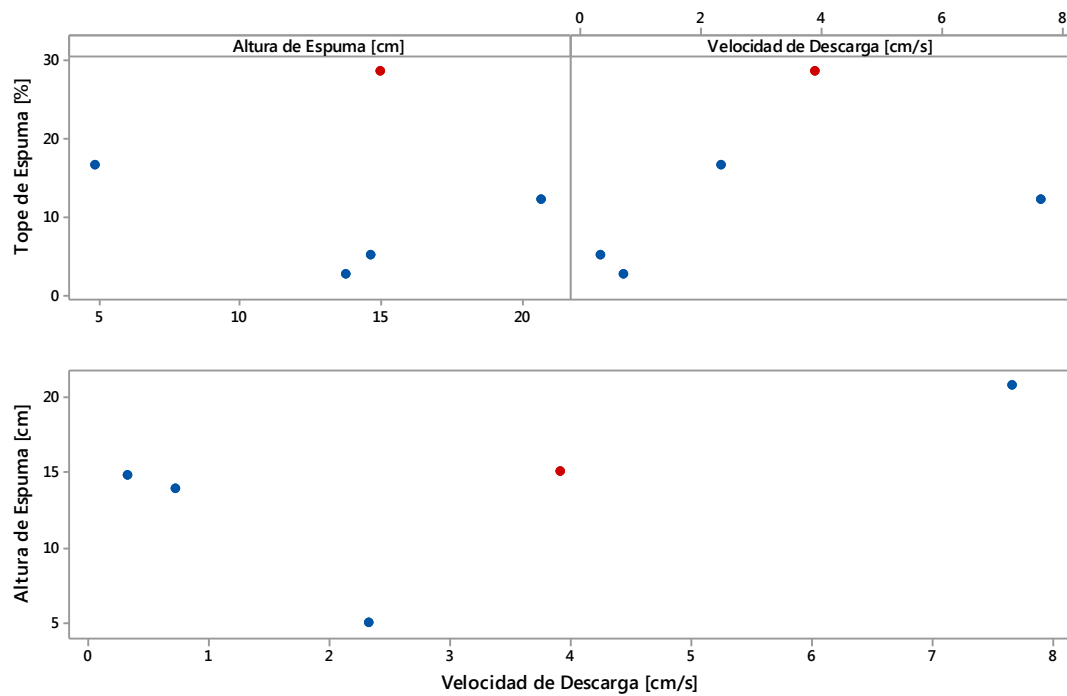


Fig. 4-15: Evaluación Fila *Rougher 5*, M2

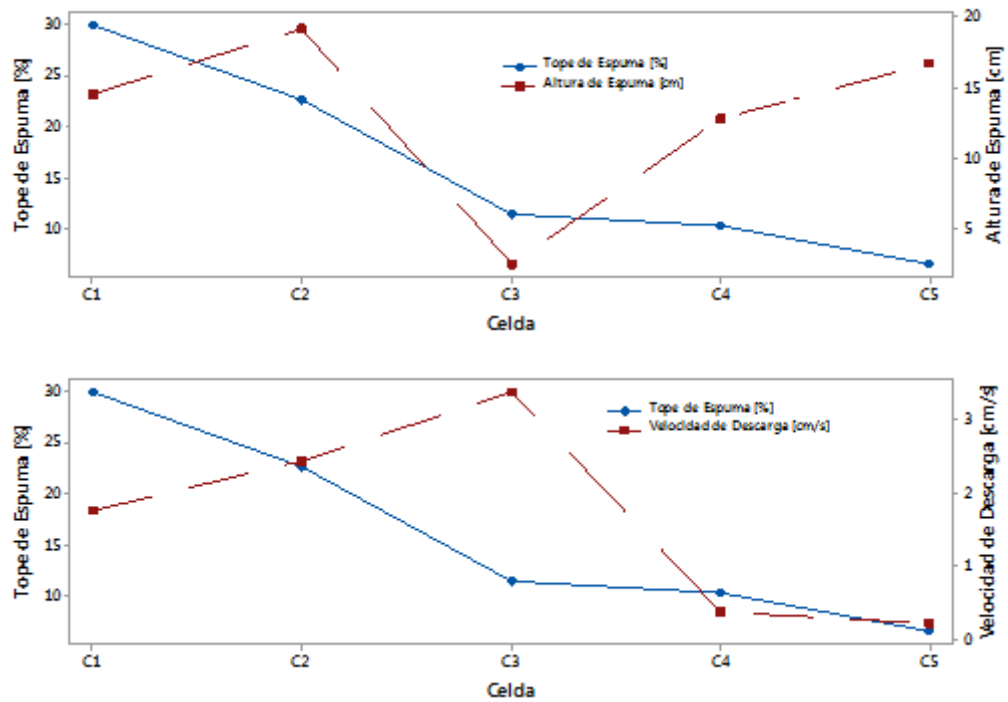


Fig. 4-16: TDE, Altura de Espuma y Velocidad de Descarga en *Rougher 2*, M3

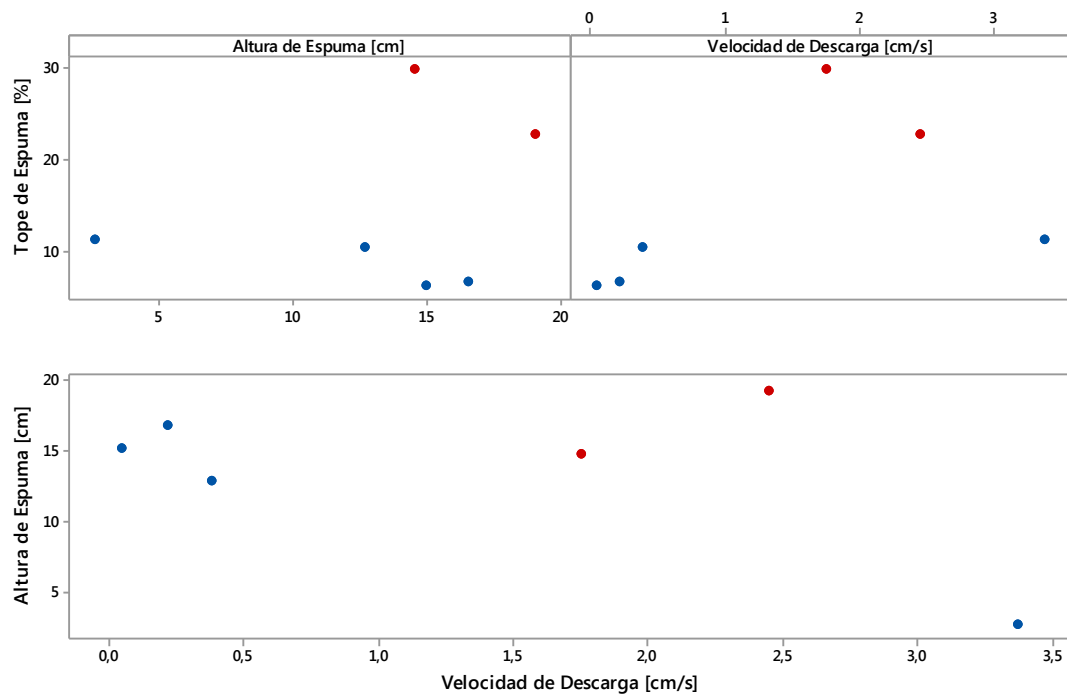


Fig. 4-17: Evaluación Fila *Rougher 5*, M3

Conclusiones

Mediante la aplicación de modelos lineales multivariable se determinó a partir de un conjunto de variables agrupadas en índices de granulometría e índices de dureza que el diámetro F_{80} SAG y el indicador Axb permiten explicar el 47,6 % de la variabilidad del rendimiento promedio de los molinos SAG. Al sumar la componente operacional a través del porcentaje de sólido y velocidad de rotación el porcentaje de variabilidad explicada ascendió a 65,3 %. No fue posible validar un modelo con coeficientes de determinación mayor debido principalmente a que otros índices de dureza y granulometría presentaron alta correlación con las variables ya incluidas en los modelos. Respecto a la componente operacional, se descartaron del modelo las variables celda de carga y potencia utilizada debido a la condición estable que presentaron, no explicando las variaciones del rendimiento [tph]. Esto refleja una condición adecuada de operación donde en general, los molinos se encontraron trabajando a máxima potencia. Mediante la aplicación de los modelos a datos de prueba se obtuvo un error medio de predicción de 5,7 y 4,3 % para los modelos geo y geo-operacional, respectivamente. Además, a partir del modelo geo-operacional se determinó un efecto negativo sobre el rendimiento de 7,7 [tph] al incrementar 1 [mm] el F_{80} y de 25,8 [tph] al incrementar la dureza (menor Axb) en una unidad. Estos resultados, de acuerdo a la literatura, son esperados ya que las principales variables que tienen un efecto sobre el rendimiento de la molienda son el tamaño y dureza del mineral, ambos con una correlación negativa respecto al rendimiento.

En flotación, a través de la razón entre cobre soluble (CuS) y cobre total (CuT), el rendimiento de la molienda SAG [ktph] y el P_{80} de molienda secundaria [μ m] fue explicada el 41,3 % de la variabilidad de la recuperación de cobre en la etapa colectiva. Otras variables evaluadas como el pH en la alimentación *rougher*, la razón hierro - cobre total y la razón molibdeno - cobre total fueron descartadas. Por su parte,

el pH presentó un comportamiento estable no explicando la variabilidad de la recuperación mientras que las demás presentaron un comportamiento variable pero independiente de la recuperación. Mediante la aplicación del modelo a datos de prueba se obtuvo un error medio de predicción de 0,61 %. Además, en el rango de operación estudiado se determinó un efecto negativo sobre la recuperación de 0,77, 0,018 y 0,41 puntos al aumentar en una unidad las variables rendimiento, P_{80} y razón CuS/CuT, respectivamente. De acuerdo a la literatura, estos resultados son esperados ya que al aumentar el P_{80} se disminuye la probabilidad de colección y transporte del mineral valioso, al aumentar la razón CuS/CuT se aumenta la proporción de cobre no recuperable y al aumentar el rendimiento se disminuye el tiempo de residencia en los bancos de flotación.

En tronadura, la Línea Base de datos mostró un P_{80} correlacionado positivamente con el factor de carga y un coeficiente de determinación de 39,2 % lo cual no refleja la naturaleza del fenómeno estudiado. Al considerar filtros según tipo de mineral, diámetro de pozo, tipo de malla o tipo de explosivo no se evidenció correlación entre las variables. Sin embargo, se presentaron resultados en el rango 4-5 [pulg] para minerales de tipo secundario, lo cual es importante abordar en profundidad mediante nuevas pruebas considerando que unas de las metas del área mina es reducir el P_{80} del producto de tronadura en el rango mencionado, ver Sección 1.6.1. En el conjunto de datos *Mine to Mill*, el coeficiente de determinación del P_{80} con el factor de carga fue de 6,0 % y la correlación negativa, la cual mejoró al filtrar la información por tipo de mineral obteniendo un coeficiente de 28,8 % para minerales primarios. En este caso, también se obtuvieron resultados en el rango 4-5 [pulg] para minerales primarios, lo cual, al igual que el caso anterior, es de interés seguir estudiando.

En definitiva, a partir de la información disponible no es posible concluir acerca de los factores que explican la variabilidad del P_{80} de tronadura. Sin embargo, se utilizaron combinación de variables que originaron un producto en el rango de tamaño requerido para la operación lo cual es necesario estudiar en profundidad.

En el Sistema de Transporte de Mineral Grueso se determinó que la condición de “envío” origina una mezcla de mineral alimentado a molienda caracterizado por un F_{80} 4,1 % menor y un 40 % menos de variabilidad que la condición de “no envío”. Este resultado es esperable ya que el mineral almacenado en el *stock* se encuentra segregado concentrándose en rangos de tamaño más acotados, en definitiva se pierde su condición distribuida.

Por otro lado, con un 95 % de confianza la diferencia entre los F_{80} en ambas condiciones se encuentra entre 2,3 y 6,0 [mm] traduciéndose en un impacto neto (solo considerando el efecto granulometría) sobre el rendimiento de la planta de molienda de 171 [tph], resultado según modelo. En molienda, son muchos los factores que influyen en el desempeño del proceso y difícilmente se podrá aislar completamente el efecto de una variable, en este sentido los datos reales de rendimiento arrojaron una diferencia de 363 [tph] total planta entre ambas condiciones.

Los muestreos realizados en la etapa de flotación colectiva arrojaron leyes de alimentación ajustada de 0,76, 0,77 y 0,79 % con recuperaciones de 86,8, 88,8, y 89,3 % en los muestreos M1, M2 y M3 respectivamente. La recuperación de la clase fina se encontró acotada entre 94,6 - 97,5 %, la clase intermedia entre 89,7 – 95,8 % y la clase gruesa entre 29,6 – 67,4 %.

Las recuperaciones de las clases de tamaño fina e intermedia no presentaron diferencia estadísticamente significativa, mientras que la recuperación de la clase gruesa fue 41,5 puntos menor. Situación similar se presentó en la ley de concentrado *rougher* donde en las primeras clases de tamaño la ley promedio fue de 10,0 % y en la clase gruesa 2,8 %. La tendencia es esperada ya que el material grueso, generalmente no posee las características adecuadas para ser llevado a la corriente de concentrado. Sin embargo, dada la magnitud de la diferencia, existe un potencial de mejora importante en esta clase de tamaño.

Durante los muestreos se obtuvo una la ley de alimentación ajustada media de 0,79 %, el P_{80} se mantuvo acotado entre 109 y 132 [μm] y el flujo total planta alimentado se mantuvo entre 6.208 y 6.779 [tph]. Al comparar estos resultados con los reportados por (Yianatos et al., 2014) se evidencian las nuevas condiciones que presenta el mineral en MLP el cual posee mejor ley pero los rendimientos logrados en la molienda son considerablemente más bajos

Finalmente, mediante el muestreo cinético en flotación, se verificó que la ley de TDE tuvo una evolución esperada a lo largo de los circuitos, a pesar que las condiciones de operación (altura de espuma y velocidad de descarga) no explicaron el 100 % de su comportamiento. Se evidenciaron inconsistencias en las mediciones (velocidad de descarga y altura de espuma) con los resultados reportados (recuperación). Por definición previa de los alcances de la evaluación metalúrgica, las variables que no fueron consideradas al evaluar la evolución de la ley de TDE correspondieron a las relativas a las características mineralógicas de la alimentación, las cuales tienen un efecto importante en el desempeño del proceso.

Recomendaciones

El uso de modelos lineales multivariable permitió explicar una parte importante de la variabilidad de un proceso complejo como la molienda SAG de MLP. Sin embargo, para flotación se recomienda estudiar la aplicabilidad de otro tipo de modelo para la recuperación de cobre, así como incluir dentro de esta evaluación características mineralógicas de la alimentación como porcentaje de liberación y/o características físicas como clases de tamaño.

En tronadura se recomienda realizar nuevas pruebas mediante un diseño experimental que permita concluir con la menor incertidumbre posible respecto a las condiciones que dan origen a un mineral más fino post tronadura. Posteriormente, se deben fijar los criterios que maximicen el beneficio económico, considerando los costos extras consumidos en el proceso de tronadura (si existieran) y los beneficios obtenidos en el proceso de molienda los cuales se estudiaron en el presente trabajo a través de la granulometría de alimentación a molienda en las condiciones de “envío” y “no envío” de mineral mediante el STMG.

En el STMG se recomienda maximizar la operación continua hacia molienda SAG del mineral transportado desde el área mina. La condición de “no envío” (alimentación desde *stock*) debe ser mínima para así lograr maximizar el rendimiento de la planta [tph]. La gestión del uso del *stock* planta debe ser estudiada principalmente previo y posterior a mantenciones programadas donde se realiza un mayor procesamiento del mineral aquí almacenado.

En el proceso de molienda y clasificación existe un potencial de mejora importante en la clase de tamaño gruesa donde se reportaron recuperaciones acotadas entre 29,6 y 67,4 % y leyes de concentrado *rougher* entre 2,1 y 5,9 %. Es recomendable estudiar la operación del proceso de molienda y clasificación con un enfoque de optimización

cuyo objetivo sea disminuir el porcentaje de participación de este material en la alimentación hacia flotación.

Para posteriores evaluaciones metalúrgicas del proceso de flotación se recomienda aumentar los esfuerzos con el área de operaciones para mantener la planta en estado estable (estado estacionario) así como también generar las coordinaciones con el área de mantención para contar con instrumentos de medición y control en las condiciones óptimas para obtener datos confiables (granulometría, velocidad de descarga, sensores de nivel etc.) y facilitar la ejecución de las mediciones que se realizan en terreno (TDE, profundidad de espuma y distribuciones de flujo).

Durante el muestreo M3 se evidenció la ausencia de una estrategia de operación que considere la evolución de mineral a lo largo del banco por lo que finalmente, se recomienda la generación de un procedimiento que contemple estas condiciones y apunte a maximizar el beneficio económico (*trade off* entre recuperación y ley de concentrado de cobre). La estrategia de operación debe tener seguimiento por la línea de supervisores e informada a línea de operadores para asegurar su aplicación.

Referencias

- Antofagasta Minerals. (2016). *Antofagasta Minerals*. Recuperado el 2017, de <http://www.aminerals.cl>
- Bulled, D., & Sosa, C. (2016). Forecasting and Planning by Geometallurgical Characterization of a Copper Ore Body. *GEOMET 2016: International Seminar Geometallurgy*.
- Canavos, G. (1988). *Probabilidad y Estadística. Aplicaciones y Métodos*. Virginia: Mc Graw Hill.
- Comisión Chilena del Cobre. (2015). *Competitividad de la Minería Chilena del Cobre*. Santiago: COCHILCO.
- Conte, S. (1986). *Software Engineering Metrics and Models*.
- Contreras, F. (2015). Análisis de Riesgo en la Predicción de la Recuperación de Cobre en Minera Los Pelambres. *VIII Congreso de Flotación, FLOTAMIN*.
- Cortés, D. (2018). *Evaluación del Efecto de Mejoras en Tronadura y Pre-Chancado sobre el Rendimiento del Molino SAG*. Valparaíso: Universidad Técnica Federico Santa María.
- Delgado, C. (2013). *Evaluación de un Cambio Tecnológico Para el Procesamiento de Minerales de Alta Dureza*. Santiago: Tesis de Magíster, Universidad de Chile.
- Díaz, F. (2016). *Distribución de Tiempo de Residencia y Flujo de Circuitos de Flotación Rougher, Scavenger y Columnas en Minera Los Pelambres, Utilizando Trazadores Radiactivos*. Santiago: Trazado Nuclear e Ingeniería Ltda.
- Díaz, P., & Luer, D. (2015). Grinding Circuit Throughput Estimation. *GEOMET 2015: International Seminar Geometallurgy*.
- Fuerstenau, M., & Kenneth, H. (2003). *Principles of Mineral Processing*. EEUU: Society for Mining Metallurgy, and Exploration, Inc.

- Fundación Chile. (2016). *Desde el Cobre a la Innovación: Roadmap Tecnológico 2015-2035, Programa Minería Alta Ley*. Santiago: Fundación Chile.
- González, A. (2016). *Estudio y Análisis de la Fragmentación de Tronaduras de Producción Mediante Uso de Software WipFrag, Para Optimización del Diseño Actual en Mina Las Cruces*.
- HORIBA. (2017). A Guide to Particle Size Analysis. *HORIBA Scientific*.
- Maksaev, V. (2004). *Pórfidos Cupríferos*. Santiago: Universidad de Chile.
- Me-Elecmetal. (2016). *Me-Elecmetal*. Recuperado el 2017, de <http://www.me-elecmetal.com>
- Minera los Pelambres. (2016). *Minera los Pelambres*. Recuperado el 2017, de <http://web.pelambres.cl>
- Minitab Inc. (2016). *Minitab 17 Support*. Obtenido de <http://support.minitab.com>
- Morrell, S. (2004). Predicting the Specific Energy of Autogenous and Semi-autogenous Mills from Small Diameter Drill. *Minerals Engineering*, 17/3, 447-451.
- Panire, I. (2015). *Caracterización de Cinética de Colección y Evaluación de Variables Operacionales en Celdas de Flotación*. Valparaíso: Tesis de Magíster, Universidad Técnica Federico Santa María.
- Sistema de Evaluación Ambiental. (2017). *SEIA Gobierno de Chile*. Recuperado el 2016, de <http://www.sea.gob.cl>
- Soto, F., Pizarro, J., Kuyvenhoven, R., & Rojas, O. (2016). Geometallurgical Models, their Interaction with Plant Models and the Importance of Final Reconciliation. *GEOMET 2016: International Seminar Geometallurgy*.
- Superintendencia de Geología, Minera Los Pelambres. (2012). *Marco Geológico Minera Los Pelambres*. Salamanca.
- Superintendencia Mina, Minera Los Pelambres. (2010). *Descripción Mina-Chancado*. Salamanca.
- Superintendencia Planta Concentradora, Minera Los Pelambres. (2012). *Descripción Concentrador*. Salamanca.

- Tapia, J., Rodriguez, J., Marcial, M., & Villanueva, F. (2015). Modelling and Dynamic Simulation of the DMC Concentrador of Antofagasta Minerals. *GEOMET 2015: International Seminar Geometallurgy*.
- Wills, B., & Napier-Munn, T. (2006). *Mineral Processing Technology* (7 ed.). Elsevier Science & Technology Books.
- Yianatos, J., & Vinnett, L. (2015). *Flotación de Minerales: Fundamentos, Tecnología y Aplicación*. Valparaíso: USM Editorial.
- Yianatos, J., Bergh, L., Vinnett, L., & Iriarte, V. (2014). *Evaluación Hidrodinámica y Metalúrgica de la Planta de Flotación Colectiva de Compañía Minera Los Pelambres*. Valparaíso: Informe Técnico, CASIM UTFSM.
- Yianatos, J., Bergh, L., Vinnett, L., & Rojas, I. (2014a). On the collection of valuable minerals along rougher flotation banks. *Minerals Engineering*.
- Yianatos, J., Vallejo, P., & Caro, M. (2017). *Evaluación Metalúrgica de la Planta de Flotación Colectiva de Compañía Minera Los Pelambres*. Valparaíso: Informe Técnico, CASIM UTFSM.
- Zheng, X., Franzidis, J., & Manlaping, E. (2004). Modelling of froth transportation in industrial flotation cells Part I. Development of froth transportation models for attached particles. *Minerals Engineering*.

Anexos

1. Test Diferencia de Medias Muestras Mineral Tronado LB.

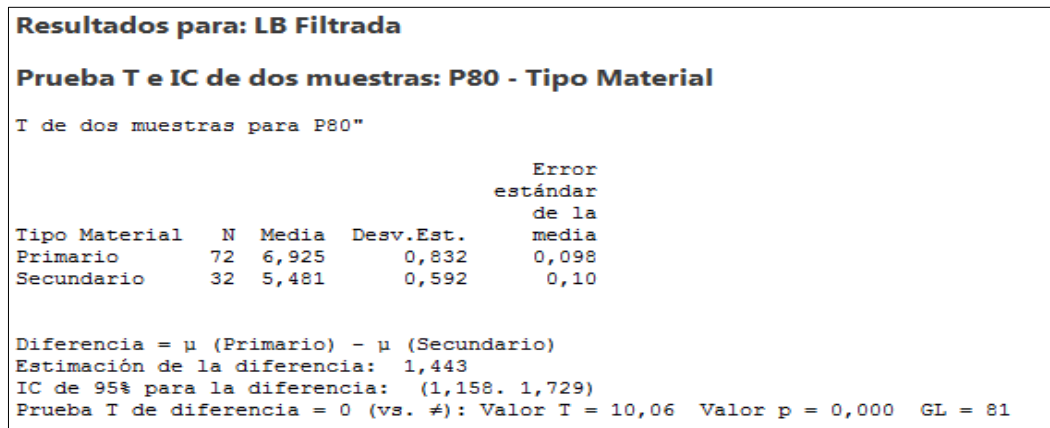


Fig-A 1: Test Diferencia de Medias Mineral Tronado

2. Residuos Modelos de Rendimiento SAG, datos 2013-2015.

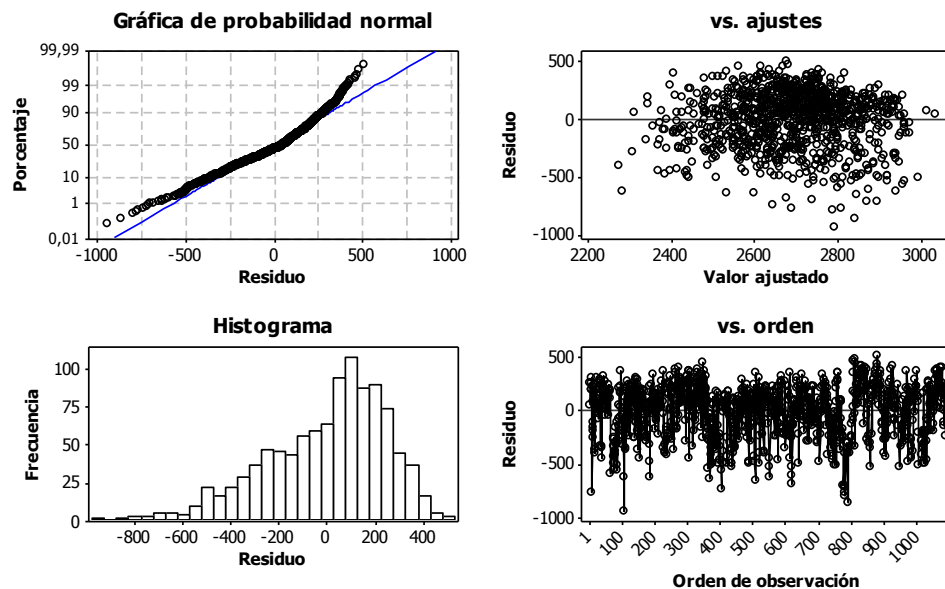


Fig-A 2: Residuos Modelo Geo Molienda SAG 2013-2015

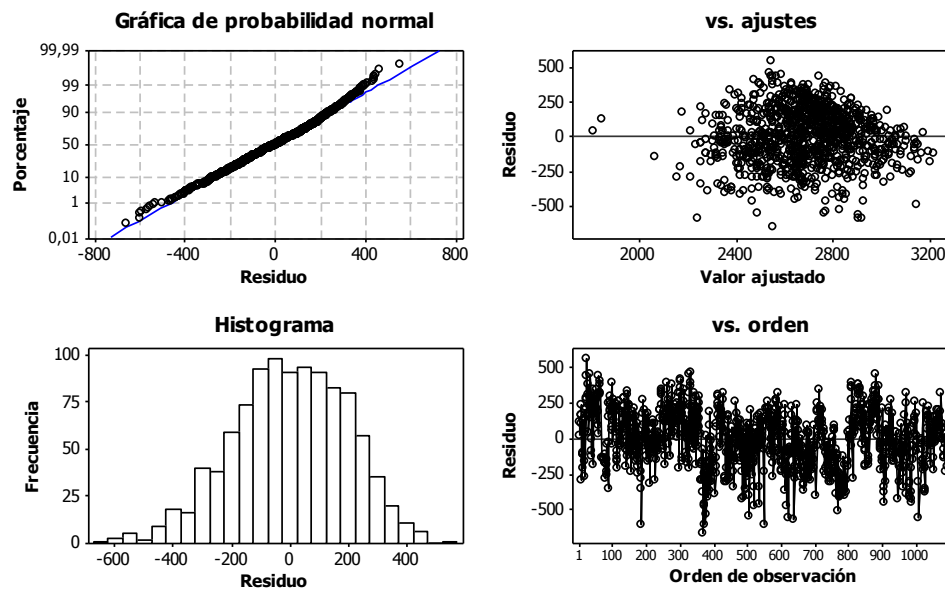


Fig-A 3: Residuos Modelo Geo-Op Molienda SAG 2013-2015

3. Reporte Modelo Geo de Rendimiento SAG y Análisis de Residuos

Análisis de Varianza					
Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	2	11030907	5515453	117,66	0,000
F80_Planta	1	3604976	3604976	76,90	0,000
AXB	1	6971434	6971434	148,72	0,000
Error	259	12140895	46876		
Total	261	23171802			

Resumen del modelo			
S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
216,509	47,60%	47,20%	46,19%

Coeficientes					
Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	2288	205	11,14	0,000	
F80_Planta	-13,90	1,58	-8,77	0,000	1,00
AXB	42,29	3,47	12,20	0,000	1,00

Ecuación de regresión	
TPH_SAG = 2288 - 13,90 F80_Planta + 42,29 AXB	

Fig-A 4: Reporte Modelo Geo Molienda SAG

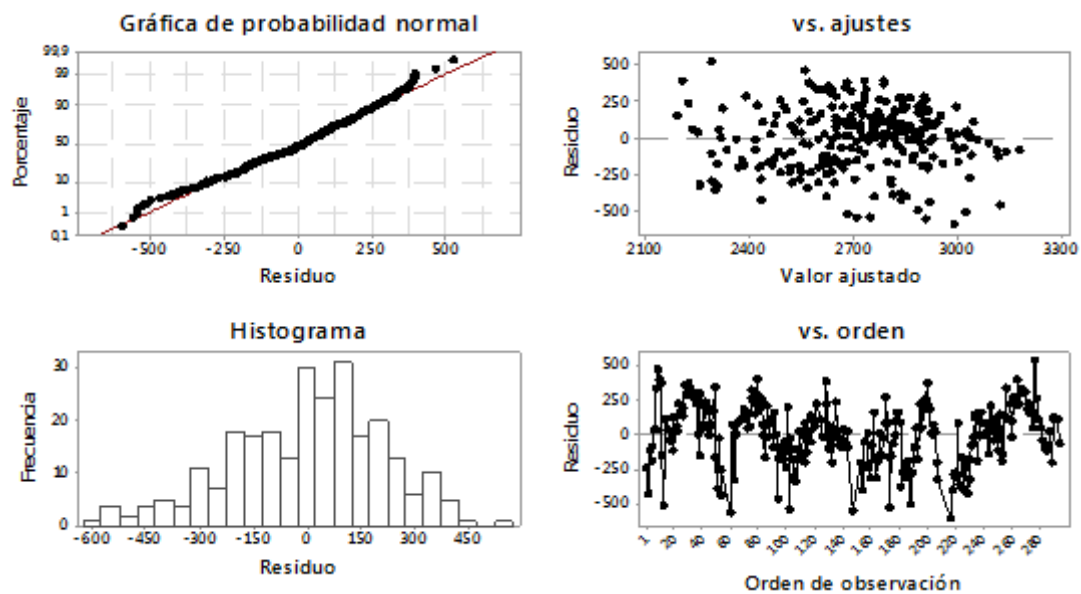


Fig-A 5: Residuos Modelo Geo Molienda SAG

4. Reporte Modelo Geo-Op de Rendimiento SAG y Análisis de Residuos

Análisis de Varianza					
Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	4	15134787	3783697	120,99	0,000
F80_Planta	1	637568	637568	20,39	0,000
AXB	1	1927078	1927078	61,62	0,000
RPM	1	1734547	1734547	55,47	0,000
CP	1	2820824	2820824	90,20	0,000
Error	257	8037015	31272		
Total	261	23171802			

Resumen del modelo				
S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)	
176,840	65,32%	64,78%	63,69%	

Coeficientes					
Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	-5777	726	-7,96	0,000	
F80_Planta	-7,71	1,71	-4,52	0,000	1,74
AXB	26,85	3,42	7,85	0,000	1,46
RPM	371,4	49,9	7,45	0,000	1,19
CP	61,84	6,51	9,50	0,000	2,18

Ecuación de regresión	
TPH_SAG = -5777 - 7,71 F80_Planta + 26,85 AXB + 371,4 RPM + 61,84 CP	

Fig-A 6: Reporte Modelo Geo-Op Molienda SAG

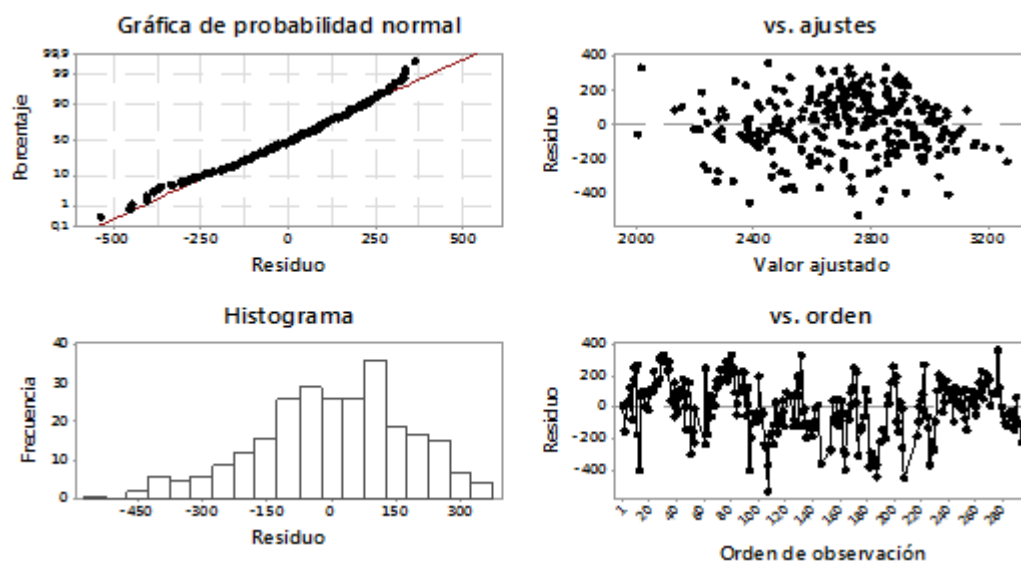


Fig-A 7: Residuos Modelo Geo-Op Molienda SAG

5. Residuos Modelo de Recuperación, datos 2013-2015

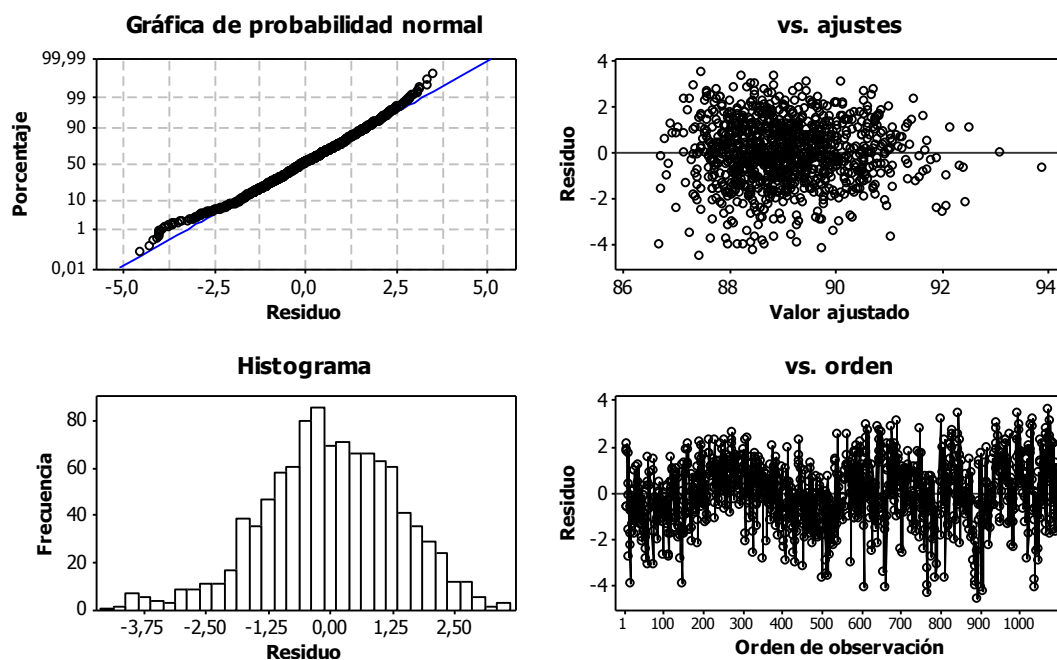


Fig-A 8: Residuos Modelo Recuperación Colectiva de Cobre 2013-2015

6. Reporte Modelo de Recuperación y Análisis de Residuos

Análisis de Varianza					
Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	3	99,872	33,2906	28,52	0,000
CuS/CuT	1	15,461	15,4613	13,25	0,000
P80 Planta Real	1	0,109	0,1093	0,09	0,030
TPH Total Planta(miles)	1	58,844	58,8441	50,42	0,000
Error	206	240,418	1,1671		
Total	209	340,290			
Resumen del modelo					
	S	R-cuad.	R-cuad.		
		(ajustado)	(pred)		
	1,08031	40,35%	39,32%		
Coeficientes					
Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	97,20	1,17	83,31	0,000	
CuS/CuT	-41,0	11,3	-3,64	0,000	1,00
P80 Planta Real	-0,00186	0,00607	-0,31	0,030	1,34
TPH Total Planta(miles)	-0,771	0,109	-7,10	0,000	1,33
Ecuación de regresión					
Rec Col = 97,20 - 41,0 CuS/CuT - 0,00186 P80 - 0,771 tph					

Fig-A 9: Reporte Modelo Recuperación Colectiva de Cobre

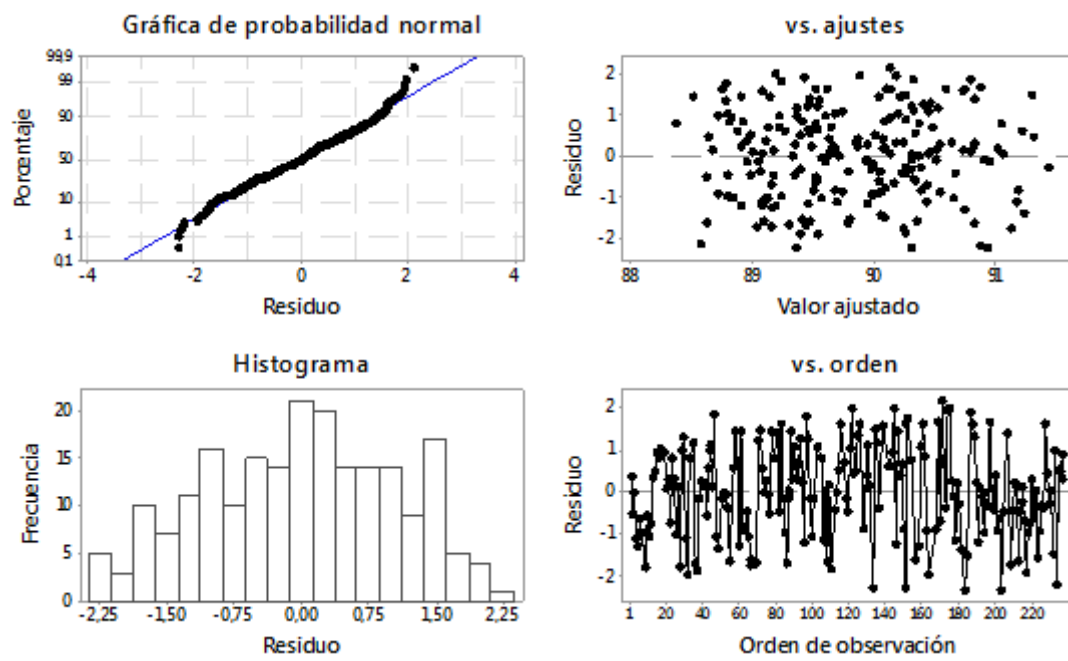


Fig-A 10: Residuos Modelo Recuperación Colectiva de Cobre

7. Ajuste Balance de Masa Muestreo M1

**Tabla A-1: Ajuste Balance de Masa M1
(Yianatos et al., 2017)**

Gran	Nombre Corrientes	Leyes Medidas			Leyes Ajustadas		
		Cu	Mo	Fe	Cu	Mo	Fe
w1 _F	Alimentación Rougher 3-4	1,111	0,053	2,440	1,109	0,051	2,680
w1 _I	Alimentación Rougher 3-4	0,804	0,066	1,920	0,843	0,059	2,099
w1 _G	Alimentación Rougher 3-4	0,318	0,027	1,240	0,322	0,025	1,389
w2 _F	Alimentación Rougher 1-2	1,111	0,053	2,440	1,139	0,051	2,555
w2 _I	Alimentación Rougher 1-2	0,804	0,066	1,920	0,859	0,059	2,043
w2 _G	Alimentación Rougher 1-2	0,318	0,027	1,240	0,306	0,027	1,389
w3 _F	Alimentación Rougher 5-6	1,029	0,041	2,520	1,062	0,039	2,525
w3 _I	Alimentación Rougher 5-6	0,324	0,032	1,440	0,377	0,019	1,617
w3 _G	Alimentación Rougher 5-6	0,348	0,018	1,490	0,330	0,018	1,640
w4 _F	Alimentación Rougher 7-8	1,058	0,043	2,440	1,015	0,045	2,436
w4 _I	Alimentación Rougher 7-8	0,521	0,036	1,600	0,501	0,036	1,722
w4 _G	Alimentación Rougher 7-8	0,255	0,018	1,410	0,255	0,018	1,407
w5 _F	Cola Rougher 3-4	0,055	0,001	1,870	0,055	0,001	1,745
w5 _I	Cola Rougher 3-4	0,038	0,002	1,390	0,038	0,002	1,301
w5 _G	Cola Rougher 3-4	0,129	0,006	1,170	0,128	0,006	1,042
w6 _F	Cola Rougher 1-2	0,042	0,002	1,875	0,041	0,002	1,811
w6 _I	Cola Rougher 1-2	0,042	0,002	1,360	0,041	0,002	1,301
w6 _G	Cola Rougher 1-2	0,133	0,006	1,240	0,135	0,006	1,097
w7 _F	Cola Rougher 5-6	0,043	0,002	1,730	0,043	0,002	1,728
w7 _I	Cola Rougher 5-6	0,041	0,002	1,229	0,040	0,002	1,103
w7 _G	Cola Rougher 5-6	0,148	0,004	1,176	0,151	0,004	1,087
w8 _F	Cola Rougher 7-8	0,049	0,002	1,529	0,049	0,002	1,530
w8 _I	Cola Rougher 7-8	0,049	0,002	1,097	0,049	0,002	1,045
w8 _G	Cola Rougher 7-8	0,213	0,004	1,205	0,213	0,004	1,206
w9 _F	Concentrado Rougher 3-4	9,180	0,420	10,360	9,197	0,435	9,860
w9 _I	Concentrado Rougher 3-4	15,800	0,990	16,880	14,998	1,070	16,135
w9 _G	Concentrado Rougher 3-4	5,320	0,499	10,670	5,275	0,519	10,254
w10 _F	Concentrado Rougher 1-2	18,810	0,784	14,440	18,327	0,814	14,199
w10 _I	Concentrado Rougher 1-2	18,880	1,128	17,620	17,471	1,225	17,133
w10 _G	Concentrado Rougher 1-2	4,820	0,593	9,560	4,917	0,598	9,244
w11 _F	Concentrado Rougher 5-6	14,330	0,467	12,220	13,425	0,494	12,205
w11 _I	Concentrado Rougher 5-6	17,330	0,561	21,150	12,834	0,663	20,635
w11 _G	Concentrado Rougher 5-6	4,048	0,308	14,100	4,160	0,312	13,471
w12 _F	Concentrado Rougher 7-8	25,660	0,450	18,930	3,887	0,172	5,130
w12 _I	Concentrado Rougher 7-8	20,070	0,180	36,560	4,340	0,325	7,469
w12 _G	Concentrado Rougher 7-8	2,705	0,111	40,270	0,480	0,095	2,485
w19 _F	Concentrado Rougher 5-8	5,250	0,246	6,370	5,572	0,229	6,379
w19 _I	Concentrado Rougher 5-8	5,580	0,387	10,520	5,873	0,386	9,846
w19 _G	Concentrado Rougher 5-8	2,003	0,185	7,010	2,002	0,185	7,029

8. Ajuste Balance de Masa Muestreo M2

**Tabla A-2: Ajuste Balance de Masa M2
(Yianatos et al., 2017)**

Gran	Nombre Corrientes	Leyes Medidas			Leyes Ajustadas		
		Cu	Mo	Fe	Cu	Mo	Fe
w1 _F	Alimentación Rougher 3-4	1,00	0,028	2,67	0,96	0,029	2,70
w1 _I	Alimentación Rougher 3-4	0,62	0,036	2,07	0,66	0,031	2,22
w1 _G	Alimentación Rougher 3-4	0,29	0,016	1,77	0,31	0,015	1,81
w2 _F	Alimentación Rougher 1-2	0,969	0,028	2,584	1,018	0,027	2,505
w2 _I	Alimentación Rougher 1-2	0,608	0,034	1,970	0,674	0,027	2,128
w2 _G	Alimentación Rougher 1-2	0,280	0,016	1,732	0,289	0,013	2,022
w3 _F	Alimentación Rougher 5-6	0,919	0,028	2,420	1,011	0,024	2,541
w3 _I	Alimentación Rougher 5-6	0,592	0,030	1,800	0,652	0,023	2,003
w3 _G	Alimentación Rougher 5-6	0,256	0,015	1,630	0,269	0,012	1,753
w4 _F	Alimentación Rougher 7-8	0,962	0,028	3,060	0,949	0,028	3,212
w4 _I	Alimentación Rougher 7-8	0,764	0,044	2,540	0,729	0,046	2,586
w4 _G	Alimentación Rougher 7-8	0,398	0,028	2,240	0,417	0,027	2,195
w5 _F	Cola Rougher 3-4	0,050	0,003	1,960	0,050	0,003	1,947
w5 _I	Cola Rougher 3-4	0,035	0,002	1,350	0,035	0,002	1,290
w5 _G	Cola Rougher 3-4	0,141	0,005	1,270	0,137	0,005	1,251
w6 _F	Cola Rougher 1-2	0,054	0,003	1,765	0,054	0,003	1,800
w6 _I	Cola Rougher 1-2	0,044	0,002	1,205	0,044	0,002	1,148
w6 _G	Cola Rougher 1-2	0,130	0,004	1,453	0,129	0,004	1,256
w7 _F	Cola Rougher 5-6	0,049	0,002	1,806	0,049	0,002	1,744
w7 _I	Cola Rougher 5-6	0,038	0,002	1,254	0,038	0,002	1,160
w7 _G	Cola Rougher 5-6	0,134	0,008	1,321	0,131	0,008	1,243
w8 _F	Cola Rougher 7-8	0,057	0,005	2,302	0,057	0,005	2,226
w8 _I	Cola Rougher 7-8	0,037	0,004	1,465	0,037	0,004	1,452
w8 _G	Cola Rougher 7-8	0,156	0,008	1,510	0,153	0,008	1,528
w9 _F	Concentrado Rougher 3-4	9,200	0,285	9,840	9,523	0,275	9,804
w9 _I	Concentrado Rougher 3-4	14,050	0,552	21,160	12,929	0,605	20,404
w9 _G	Concentrado Rougher 3-4	5,280	0,278	17,610	5,077	0,290	17,479
w10 _F	Concentrado Rougher 1-2	21,440	0,471	16,430	20,292	0,490	16,583
w10 _I	Concentrado Rougher 1-2	19,650	0,587	28,870	17,067	0,667	27,610
w10 _G	Concentrado Rougher 1-2	4,778	0,249	25,320	4,691	0,270	23,141
w11 _F	Concentrado Rougher 5-6	15,440	0,271	12,960	13,421	0,301	12,830
w11 _I	Concentrado Rougher 5-6	15,610	0,378	20,040	12,987	0,439	18,969
w11 _G	Concentrado Rougher 5-6	5,330	0,132	20,470	5,195	0,138	19,918
w12 _F	Concentrado Rougher 7-8	23,160	0,352	20,720	8,416	0,221	11,464
w12 _I	Concentrado Rougher 7-8	13,260	0,442	36,620	7,526	0,462	13,719
w12 _G	Concentrado Rougher 7-8	2,428	0,147	44,370	2,502	0,180	7,476
w19 _F	Concentrado Rougher 5-8	9,690	0,244	12,230	9,895	0,245	11,868
w19 _I	Concentrado Rougher 5-8	8,680	0,487	15,660	9,303	0,454	15,428
w19 _G	Concentrado Rougher 5-8	2,754	0,173	8,080	2,648	0,178	8,151

9. Ajuste Balance de Masa Muestreo M3

**Tabla A-3: Ajuste Balance de Masa M3
(Yianatos et al., 2017)**

Gran	Nombre Corrientes	Leyes Medidas			Leyes Ajustadas		
		Cu	Mo	Fe	Cu	Mo	Fe
w1 _F	Alimentación Rougher 3-4	1,001	0,029	2,100	1,018	0,028	2,268
w1 _I	Alimentación Rougher 3-4	0,568	0,032	1,420	0,584	0,029	1,599
w1 _G	Alimentación Rougher 3-4	0,231	0,012	1,390	0,236	0,012	1,359
w2 _F	Alimentación Rougher 1-2	1,002	0,030	2,180	1,024	0,028	2,328
w2 _I	Alimentación Rougher 1-2	0,591	0,032	1,527	0,662	0,022	1,754
w2 _G	Alimentación Rougher 1-2	0,238	0,013	1,376	0,245	0,011	1,523
w3 _F	Alimentación Rougher 5-6	1,004	0,031	2,340	1,065	0,029	2,301
w3 _I	Alimentación Rougher 5-6	0,636	0,032	1,740	0,732	0,025	1,708
w3 _G	Alimentación Rougher 5-6	0,256	0,015	1,340	0,270	0,013	1,296
w4 _F	Alimentación Rougher 7-8						
w4 _I	Alimentación Rougher 7-8						
w4 _G	Alimentación Rougher 7-8						
w5 _F	Cola Rougher 3-4	0,035	0,002	1,780	0,035	0,002	1,669
w5 _I	Cola Rougher 3-4	0,036	0,002	1,150	0,036	0,002	1,037
w5 _G	Cola Rougher 3-4	0,152	0,009	1,190	0,150	0,009	1,213
w6 _F	Cola Rougher 1-2	0,036	0,002	1,737	0,036	0,002	1,648
w6 _I	Cola Rougher 1-2	0,040	0,002	1,147	0,039	0,002	1,023
w6 _G	Cola Rougher 1-2	0,140	0,007	1,371	0,138	0,008	1,227
w7 _F	Cola Rougher 5-6	0,029	0,002	1,493	0,029	0,002	1,508
w7 _I	Cola Rougher 5-6	0,033	0,002	0,839	0,033	0,002	0,846
w7 _G	Cola Rougher 5-6	0,131	0,009	0,968	0,127	0,010	0,990
w8 _F	Cola Rougher 7-8						
w8 _I	Cola Rougher 7-8						
w8 _G	Cola Rougher 7-8						
w9 _F	Concentrado Rougher 3-4	13,160	0,327	9,810	12,937	0,339	9,531
w9 _I	Concentrado Rougher 3-4	15,440	0,691	17,380	15,005	0,741	16,397
w9 _G	Concentrado Rougher 3-4	5,610	0,165	10,360	5,563	0,166	10,388
w10 _F	Concentrado Rougher 1-2	18,340	0,452	14,310	17,931	0,471	13,959
w10 _I	Concentrado Rougher 1-2	20,320	0,465	23,130	17,271	0,544	21,246
w10 _G	Concentrado Rougher 1-2	6,630	0,180	19,450	6,545	0,186	18,960
w11 _F	Concentrado Rougher 5-6	14,440	0,312	12,380	14,626	0,382	12,674
w11 _I	Concentrado Rougher 5-6	14,850	0,306	17,040	12,030	0,396	15,616
w11 _G	Concentrado Rougher 5-6	6,540	0,108	16,200	5,482	0,132	12,423
w12 _F	Concentrado Rougher 7-8						
w12 _I	Concentrado Rougher 7-8						
w12 _G	Concentrado Rougher 7-8						
w19 _F	Concentrado Rougher 5-8	15,950	0,555	12,910	14,626	0,382	12,674
w19 _I	Concentrado Rougher 5-8	12,190	0,593	14,460	12,030	0,396	15,616
w19 _G	Concentrado Rougher 5-8	5,010	0,255	10,700	5,482	0,132	12,423

10. Altura de Espuma y Velocidad de Rebose (*Visio Froth*)

Tabla A-4: Altura de Espuma y Velocidad de Rebose (*Visio Froth*)

Linea 1 Visio Froth [cm/s]									
	C1	C2	C3	C4	C5	C6	C7	C8	C9
M1	3,0	0,2	1,3	0,4	0,3	1,0	5,9	2,0	1,7

Linea 5 Visio Froth [cm/s]						
	C1	C2	C3	C4	C5	C6
M2	3,9	7,7	2,3	0,3	0,7	0,1
M3	1,8	2,4	3,4	0,4	0,2	0,1

Altura de Espuma Fila 1 [cm]					
	Ro 1 C1	Ro 1 C 2-3	Ro 1 C 4-5	Ro 1 C 6-7	Ro 1 C 8-9
M1	9,0	9,3	22,6	9,0	3,4

Altura de Espuma Fila 5 [cm]						
	C1	C2	C3	C4	C5	C6
M2	15,0	20,8	4,9	14,7	13,8	94,6
M3	14,6	19,1	2,7	12,8	16,6	15,0

