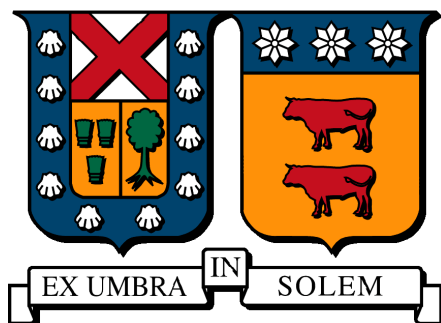


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AMBIENTAL
VALPARAÍSO – CHILE



**Evaluación del efecto de mejoras en tronadura y pre-chancado
sobre el rendimiento del molino SAG**

Daniela Cortés Muñoz

Tesis para optar al título de Ingeniero Civil Químico y Magíster en
Ciencias de la Ingeniería Química

Profesor Guía: Dr. Juan Yianatos
Profesores Co-referentes: Mgs Ing. Felipe Contreras
Dr. Luis Bergh

Marzo - 2018

*That's What I Do,
I Drink And I Know Things.
T.Lannister*

Agradecimientos

A mi Madre, por ser mi máximo ejemplo a seguir y enseñarme que con esfuerzo, perseverancia y paciencia la vida te va premiando. Estos títulos te los debo principalmente a ti.

A Pablo, por quererme tanto en forma incondicional y hacer de mí una mejor persona ... se acabó al fin!.

A Fabián, por tener toda la disposición en ayudarme en mis momentos de estrés y distraerme cuando lo necesitaba ... Ya eres un elfo doméstico libre!.

A mi Papá, por consentirme con todos los antojos en mis largas noches de estudios.

A mi abuelita Amelia, por sus rocas, queques, pastelitos y regaloneo que siempre me llegaron cuando estude lejos y su convicción férrea de que lo lograría.

A mi abuelita Zunil, porque a pesar de tu ausencia, siento en cada paso tu mano amiga guiándome y apoyando desde el cielo.

A tía Nora, por cuidar de mí como si fuese de su familia durante toda mi estadía en la Universidad.

A mis tíos, tías y primos, por tener siempre una palabra de apoyo y aliento.

A mis amigos Sofi, Lore, Fran, Deque, Checo, Nico, Andrés, Cristo, Moncho y el Maravilloso, por tan buenos momentos vividos ... lo que pasó en Maintencillo queda en Maintencillo.

Por último, a Felipe Contreras y el Prof. Juan Yianatos, por su amistad, compañía, colaboración y buenos momentos. Y más que nada, por todo lo que me enseñaron.

De todo corazón muchas gracias.

Resumen

Minera Los Pelambres busca reducir sus costos operacionales y aumentar su productividad, a través de la mejora de su eficiencia operacional. Con este fin, se ha puesto especial interés en mejorar el rendimiento del Molino SAG, etapa de gran consumo energético y caracterizada por alta variabilidad, iniciando de esta forma un proyecto de mejoramiento de la planificación y gestión de las etapas antecesoras al molino. Es por ello, que se ha identificado la oportunidad de la creación de modelos geometalúrgicos, que conlleven a una programación robusta y maximicen los esfuerzo de planificación, principalmente en las áreas de tronadura y pre-chancado, con el fin de ver sus efectos en el rendimiento del molino SAG.

Actualmente, minera los pelambres posee un modelo de planificación del rendimiento de planta, basado en el parámetro de rotura por impacto A_{xb} [t/kWh] y desarrollado a partir del simulador JKSimMet.

El presente trabajo de tesis, presenta una nueva metodología para la obtención del rendimiento planta, a partir la modelación del rendimiento molino SAG, en función del A_{xb} [t/kWh] y la curva granulométrica de entrada al molino. Para la caracterización de la alimentación se tomó una medida representativa de la zona gruesa y fina de la curva, siendo representados por el F80 y %1,25. Además se realizó el estudio de la caracterización del F80 para cada unidad geometalúrgica presente en la mina, con el objetivo de disminuir la incertidumbre, generada por la categorización previa del geólogo en el modelo actual de Minera los Pelambres.

Para ello, se recopilaron datos operacionales y geometalúrgicos desde el año 2007 al 2015 y datos simulados a partir del programa JKSimMet con los cuales, se generaron los modelos estadísticos ModEst y ModFen respectivamente. Luego, se incorporó la modelación del F80 en función de la unidades geometalúrgicas M1, M2, M3, M4, M7 y M8, dando paso a los modelos geometalúrgicos, ModEst(F80mod) y ModFen(F80mod).

De la primera inspección de los datos, se concluyó que los períodos 2007 - 2009 y 2012 - 2015 tienen distintos comportamientos frente a las perturbaciones de entrada como el Axb y granulometría de entrada, debido a las distintas condiciones de operación de la planta. Es por ello, que la base del modelo estadístico se construyó a partir del período 2007 - 2009. Además, dada la forma de estimación de la granulometría de entrada al molino SAG, se infiere que el F80 representa una zona más confiable de medición y por ende gestionable.

Una vez validados los modelos, se emplearon para cuantificar el efecto del prechancado sobre el rendimiento del molino entre los meses de Septiembre a Diciembre del 2015, obteniendo como resultado un aumento entre 1,98 % al 2,36 % en promedio, el cual representa como excedente de 840 [kUS] y 1123 [kUS] respectivamente.

Los modelos ModEst y ModFen, pese a capturar la variabilidad del rendimiento planta mejor que el modelo Actual, el error generado con respecto a los datos reales siguen siendo significativos. Es por ello, que se recomienda desarrollar un modelo geometalúrgico con los datos actuales de planta (2012 – 2015), pero con ciertas condiciones de operación, ya que el molino funciona de manera restringida.

Abstract

Minera Los Pelambres seeks to reduce its operational costs and increase its productivity, through the improvement of its operational efficiency. To do this, special interest has been placed on improving the performance of the SAG mill, stage of high energy consumption and characterized by high variability, thus initiating a project to improve the planning and management of the predecessor stages of the mill. For this reason, an opportunity for the creation of geometallurgical models has been identified, leading to a robust programming and maximizing the planning effort, mainly in the areas of blasting and pre-crushing, in order to see their effects on the SAG mill performance.

Nowadays, minera los pelambres has a plant performance planning model, based on the impact breakage parameter A_{xb} [t / kWh] and developed from the JKSimMet simulator.

The present thesis work presents a new methodology for obtaining the plant yield, starting with the modeling of the SAG mill performance, based on the A_{xb} [t / kWh] and the granulometric curve of input to the mill. For the characterization of the feeding a representative measure of the thick and thin area of the curve was taken, being represented by the F80 and % 1.25. In addition, the study of the characterization of the F80 for each geometallurgical unit present in the mine was carried out, in order to reduce the uncertainty generated by the previous categorization of the geologist in the current model of Minera los Pelambres.

For this, operational and geometallurgical data were collected from 2007 to 2015 and simulated data from the JKSimMet program with which the ModEst and ModFen statistical models were generated, respectively. Then, the modeling of the F80 was incorporated according to the geometallurgical units M1, M2, M3, M4, M7 and M8, giving way to the geometallurgical models, ModEst (F80mod) and ModFen (F80mod).

From the first inspection of the data was concluded that the periods 2007 - 2009 and 2012 - 2015 have different behaviors against entry disturbances such as the Axb and input granulometry, due to the different operating conditions of the plant. For this reason, the basis of the statistical model was built from the period 2007 - 2009. In addition, given the form of estimation of the input granulometry to the SAG mill, it was concluded that the F80 represents a more reliable area of measurement and manageable

Once the models were validated, they were used to quantify the effect of pre-crushing on mill performance between the months of September to December 2015, obtaining as a result an increase between 1.98% to 2.36% on average, which represents as surplus of 840 [kUS] and 1123 [kUS] respectively.

The ModEst and ModFen models, in spite of capturing the plant performance variability better than the Actual model, the error generated with respect to the real data are still significant. For this reason, it is recommended to develop a geometallurgical model with the current plant data (2012 - 2015), but with certain operating conditions

Glosario

$F80_{wipfrag}$	: Modelo estadístico F80 multivariable
%1,25	: Tamaño de partícula inferior a 1,25 pulgadas
%1,25 _{c/pre}	: %1,25 con efecto de pre - chancado
%1,25 _{s/pre}	: %1,25 sin efecto de pre - chancado
%M1	: Unidad geometalúrgica blanda
%M2	: Unidad geometalúrgica blanda
%M3	: Unidad geometalúrgica dura
%M4	: Unidad geometalúrgica dura
%M7	: Unidad geometalúrgica dura
%M8	: Unidad geometalúrgica blanda
a	: Función de rotura combinada
A	: Parámetros de rotura por impacto del mineral nivel máximo
a_{he}	: Función de rotura chancado
a_{le}	: Función de rotura abrasión
a_{ij}	: Función de distribución de apariencia o rotura
Ar	: Área total de abertura
Axb	: Índice de dureza del mineral por impacto
b	: Parámetros de rotura por impacto del mineral
B,C,D,E,F,G	: Variables modelo multivariable $F80_{wipfrag}$
B',C',D',E',F',G'	: Variables modelo multivariable $F80_{Mod}$
b_{ij}	: Función de rotura
d_i	: Tasa de descarga de partículas tamaño i
D_i	: Diámetro del molino SAG
E_{cs1}	: Energía específica para la fracción de tamaño superior
E_{csi}	: Energía específica para la fracción de tamaño inferior
E_1	: Nivel medio de energía
E_{cs}	: Energía de trituración específica (kWh/t)
$F(x)$	: Función de distribución acumulativa del modelo Weibull
F80	: Corresponde al tamaño bajo el cual está el 80% en peso de las partículas en la alimentación de una etapa en conminución
$F80_{PreC}$	: F80 planta de pre-chancado
$F80_{c/PreC}$	: F80 molino SAG con pre-chancado
$F80_{s/PreC}$	: F80 molino SAG sin pre-chancado
$F80_{Mod}$	: Modelo estadístico F80 a partir de las unidades geometalúrgicas

f_i	: Tasa de alimentación de partículas tamaño i
f_c	: Factor empírico de corrección
g	: Constante gravitacional
IP_1	: Toneladas adicionales al molino SAG en función del rendimiento de la planta de pre - chancado [ton SAG / ton pre - chancado]
IP_2	: Porcentaje aumento en el rendimiento del molino SAG [%]
J_{max}	: Máxima fracción neta de pulpa en la zona de medios de molienda
J_p	: Fracción neta del volumen del molino ocupada por la pulpa
J_p	: Fracción neta ocupada por el pulpa
J_{pg}	: Fracción bruta del volumen del molino ocupado por pulpa
J_{pm}	: Fracción neta de pulpa en los intersticios de los medios de molienda
J_{po}	: Fracción ‘muerta’ del volumen del molino que debe ser ocupado por la pulpa
J_{pt}	: Máxima fracción neta de pulpa en la zona de poza
J_t	: Fracción del volumen del molino ocupada por medios de molienda (bolas más rocas gruesas) incluyendo intersticios asociados
k	: Coeficiente de descarga
K	: Constante modelo multivariable $F80_{wipfrag}$
M_1	: Unidad geometalúrgica blanda
$m_1(t)$	: Porcentaje de masa en la alimentación del molino en el tiempo t
M_2	: Unidad geometalúrgica blanda
M_3	: Unidad geometalúrgica dura
M_4	: Unidad geometalúrgica dura
M_7	: Unidad geometalúrgica dura
M_8	: Unidad geometalúrgica blanda
$m_i(t)$	: Porcentaje de masa en la alim. del molino del tamaño i -ésimo en el tiempo t
P_{80}	: Valor dado al tamaño D_{80} del producto de una etapa en conminución
p_i	: Tasa de producto de partículas tamaño i
P_n	: Porcentaje de tamaño pasante $n\%$
Q	: Flujo alimentación molino SAG
Q_i	: Tasa de flujo a través de la zona de poza es menor a x_m
Q_m	: Tasa de flujo a través de la zona de medios de molienda
Q_t	: Tasa de flujo a través de la zona de poza
r_i	: Tasa de rotura de partículas tamaño i
r_n	: Fracción bruta del volumen del molino ocupado por pulpa
S_1	: Tasa de rotura específica (min^{-1})
S_{20}	: Tamaño partícula característico del molino SAG (con carga superior 20%)
SG	: Gravedad específica del mineral
s_i	: Contenido de partículas de tamaño i
S_j	: Tasa de rotura para la fracción de tamaño j

t_{he}	: Parámetro t rotura por chancado
t_{le}	: Parámetro t abrasión
t_{10}	: Porcentaje acumulativo que pasa de la décima parte del tamaño de partícula original
t_a	: Índice de dureza del mineral por abrasión
TPD_{PreC}	: Rendimiento planta de pre-chancado
$TPH_{F80 i}$	: Resultado de los modelos evaluado en $F80 i$ [tph]
$TPH_{pre\ chancado}$	: Rendimiento o planta de pre - chancado [tph]
$TPH_{SAG\ c/PreC}$	: Rendimiento molino SAG con pre-chancado [tph]
$TPH_{SAG\ s/PreC}$	: Rendimiento molino SAG sin pre-chancado [tph]
$TPH_{F80\ i+1}$	: Resultado de los modelos evaluado en $F80\ i+1$ [tph]
$Tph_{Aj.Cuad(F80_{Mod})}$	: Modelo estadístico $Tph_{JK\ original}$ corregido por error valor residual con $F80_{mod}$
$Tph_{Aj.Cuad}$	: Modelo estadístico $Tph_{JK\ original}$ corregido por error valor residual
$Tph_{JK\ original}$	: Modelo estadístico con datos simulados por JKSImMet
$Tph_{JK\ original(F80_{Mod})}$	: Modelo estadístico con datos simulados por JKSImMet con $F80_{mod}$
$Tph_{ModEst\ original}$	: Modelo estadístico datos reales 2007 - 2009
Tph_{ModEst}	: $Tph_{ModEst\ original}$ corregido a datos reales 2012 - 2015
$Tph_{MODEST(F80_{Mod})}$	: $Tph_{ModEst\ original}$ corregido a datos reales 2012 - 2015 con $F80_{mod}$
Tph_{ModFen}	: Modelo estadístico $Tph_{Scale\ up}$ corregido a datos reales 2012 - 2015
$Tph_{ModFen(F80_{Mod})}$	: Modelo estadístico $Tph_{Scale\ up}$ corregido a datos reales 2012 - 2015 con $F80_{mod}$
$Tph_{Scale\ up}$	: Modelo estadístico $Tph_{Aj.Cuad}$ escalado a valor promedio planta
$Tph_{Scale\ up(F80_{Mod})}$	: Modelo estadístico $Tph_{Aj.Cuad}$ escalado a valor promedio planta con $F80_{mod}$
UG	: Unidades geológicas
UGM	: Unidades Geometalúrgicas
x_1	: Tamaño medio de la fracción de tamaño superior en la carga del molino
x_i	: Tamaño medio de la fracción de tamaño inferior en la carga del molino
x_g	: Apertura de parrilla en la función de clasificación de la parrilla
x_m	: División entre el fluido y la fracción sólida en la función de clasificación de la parrilla
α	: Parámetro de densidad
β	: Parámetro de forma
γ	: Parámetro de escala
ϵ	: Posición radial relativa media de las aberturas de la parrilla
ρ	: Densidad de sólidos
ϕ	: Fracción de velocidad crítica

Índice

Agradecimientos	i
Resumen.....	iii
Abstract	v
Glosario.....	vii
Índice.....	xi
Índice de Figuras	xiv
Índice de Tablas	xviii
Introducción	xxi
Hipótesis y Objetivos	xxiii
Hipótesis	xxiii
General	xxiii
Específicos	xxiii
Capítulo 1	1
Descripción Planta Molienda SAG Minera los Pelambres	1
1.1 Descripción general de la planta Minera los Pelambres	1
1.2 Planta de Chancado	3
1.3 Planta de Molienda SAG.....	5
1.4 Operación del Molino SAG.....	8
Capítulo 2	10
Modelo Actual de Planificación Rendimiento Minera los Pelambres	10
2.1. Planificación de explotación minera.....	11
2.2 Modelos de molienda	12
2.2.1 Modelo Cinético	13
2.2.2 Modelo Mezcla Perfecta	14
2.3 Caracterización de la dureza del mineral para los molinos SAG	15
2.4 Simulador JKSimMet.....	18
2.4.1 Estructura	19
2.4.2 Variable de entrada.....	20

2.4.3 Limitaciones	21
2.5 Modelo Geometalúrgico.....	22
2.6 Estructura modelo actual.....	25
2.7 Limitaciones del Modelo Actual	29
Capítulo 3	30
Modelo Propuesto de Planificación Rendimiento Minera los Pelambres	30
3.1 Gestión operacional alimentación SAG.....	30
3.3 Estructura Modelo Propuesto	31
3.3.1 Caracterización alimentación SAG	32
3.3.2 Modelo Actual	33
3.3.3 Modelo Conceptual	34
3.4 Alcance del Estudio.....	35
Capítulo 4	37
Recopilación y Análisis de Datos.....	37
4.1 Cronología del período analizado	37
4.2 Restricciones duras y blandas.....	39
4.3 Medición de los datos.....	40
4.4 Caracterización de la granulometría de entrada	43
4.5 Análisis de datos	44
4.5.1 Agrupación de los datos por Axb	44
4.5.2 Agrupación de los datos por Axb en función del F80.....	45
Capítulo 5	50
Modelos Propuestos.....	50
5.1 Metodología del trabajo.....	50
5.2 Modelo estadístico multivariable: Datos Reales	52
R-Sq.....	52
5.3 Modelo estadístico multivariable: Datos Simulación JKSimMet.....	60
5.4 Modelación del F80 a partir de las unidades geometalúrgicas	67
5.4.1 Modelo Weibull	67
5.4.2 Modelo Estadístico Multivariable.....	73
5.4.3 Comparación modelos F80	75
5.5 Nuevos Modelos: ModEst(F80Mod) y ModFen(F80Mod).....	77

Capítulo 6	79
Análisis de Resultados.....	79
6.1 Indicador granulométrico para la gestión de la alimentación al SAG	79
6.2 Conciliaciones de los modelos propuestos con los datos reales.....	80
6.2 Conciliaciones modelos propuestos con el modelo actual	91
6.3 Análisis de sensibilidad.....	94
6.4 Conclusión del análisis	96
Capítulo 7	99
Aplicación Modelos Propuestos: Análisis de Planta Pre-chancado	99
7.1 Efecto del pre-chancado en los datos reales.....	99
7.2 Simulación planta pre-chancado JKSimMet	103
7.3 Resultados de la simulación.....	106
7.4 Conciliación datos reales vs simulación.....	108
7.5 Mejora en el rendimiento del molino SAG por planta pre-chancado	110
7.6 Evaluación económica planta pre-chancado	115
Conclusiones.....	117
Referencias	121
Anexos.....	125
Anexo I: Modelos empíricos simulador JKSimMet	125
AI.1 Función de rotura	125
AI.2 Transporte y descarga	127
AI.3 Tasa de rotura.....	130
Anexo II: Análisis de Datos Rendimiento SAG	132
Anexo III: Estadística Descriptiva Molienda SAG	138
Anexo IV: Mejores Subconjuntos y Regresión por Paso	140
Anexo V: Modelo Multivariable ModFen	142
Anexo VI: Desarrollo Modelo F80	145
Anexo VII: Curvas en Función %1,25	153
Anexo VIII: Simulación Planta de Pre-chancado	156

Índice de Figuras

Figura 1.1 Descripción general planta MLP.	2
Figura 1.2 Diagrama de plata de Chancado y Pre-chancado MLP.....	4
Figura 1.3 Diagrama de flujo planta molienda SAG MLP.....	7
Figura 1.4 Operación molienda SAG MLP (Silva, 2015).....	8
Figura 2.1 Planificación rendimiento minera los pelambres.	11
Figura 2.2 Mecanismo de proceso de molino AG/SAG.	14
Figura 2.3 Dispositivo de prueba por caída de peso JKMRC.	16
Figura 2.4 Efecto de energía de trituración específica sobre el índice de rotura, t_{10}	17
Figura 2.5 Estructura modelo AG/SAG (Leung, 1987).....	19
Figura 2.6 Caracterización Unidades Geológicas MPL (Superintendencia Metalurgia, 2013).....	22
Figura 2.7 Modelo de Bloque MLP.....	24
Figura 2.8 Procedimiento Modelo TPH Minera Los Pelambres ('Developmet and Performance', 2012).	25
Figura 2.9 Simulador JKSimMet caso base minerales primarios planta de molienda MLP (Superintendencia Metalurgia, 2015a).....	27
Figura 2.10 Modelo actual de rendimiento molino SAG , Minera los Pelambres.....	28
Figura 3.1 Gestión operacional alimentación molino SAG - Propuesta	31
Figura 3.2 Procedimiento Modelo TPH propuesto para Minera Los Pelambres	32
Figura 3.3 Ejemplo de curvas características granulométricas para cada unidad mineralógica (M's) (Superintendencia Metalurgia, 2015a).	33
Figura 3.4 Simulación del rendimiento molienda SAG vs Axb en función de la alimentación.....	36
Figura 4.1 Hitos y restricciones importantes de MLP 2007 – 2015.....	38
Figura 4.2 Restricción por operador (Superintendencia Metalurgia, 2015b)	39
Figura 4.3 Estimación de la granulometría cámara Wipfrag. a) Cámara Wipfrag, b) Distribución granulométrica, c) correas transportadoras.	42
Figura 4.4 Caracterización F80 cada un minuto.....	43
Figura 4.5 Caracterización 1,25 [pulg] cada un minuto.	43
Figura 4.6 Rendimiento molienda SAG ordenados por Axb, períodos 2007-2009 y 2012-2015.....	44
Figura 4.7 Rendimiento [tph] Molino SAG 1 vs Axb [t/kwh] función del F80 [mm] 2007-2009.....	46
Figura 4.8 Rendimiento [tph] Molino SAG 2 vs Axb [t/kwh] función del F80 [mm] 2007-2009.....	46
Figura 4.9 Rendimiento [tph] Molino SAG 1 vs Axb [t/kwh] función del F80 [mm] 2012 – 2015, .47	
Figura 4.10 Rendimiento [tph] Molino SAG 2 vs Axb [t/kwh] en función del F80 [mm] 2012 – 2015.	48

Figura 4.11 Rendimiento [tph] Molino SAG 3 vs Axb [t/kwh] en función del F80 [mm] 2012 – 2015.	48
Figura 4.12 Porcentaje de tiempo limitado por operador 2007 – 2015. (Superintendencia Metalurgia, 2015a).....	49
Figura 5.1 Gráfico F80 [mm] vs %1,25 [pulg] y Axb [kWh/ton] 2007 - 2009 y 2012 - 2015.	55
Figura 5.2 Curva de Pareto modelo estadístico (ModEst)	56
Figura 5.3 Análisis de residuos modelo estadístico TphModEst original	57
Figura 5.4 Comparación datos reales 2007 – 2009 y modelo MosEst. (---) Representa la predicción del modelo ModEst.	58
Figura 5.5 Corrección empírica modelo ModEst.....	59
Figura 5.6 Modelo estadístico período 2012 – 2015. (---) Representa la predicción del modelo ModEst con un factor de corrección empírico de 0.881.....	59
Figura 5.7 Curva de pareto modelo estadístico JKSimMet (JKOriginal).	63
Figura 5.8 Análisis de residuos modelo estadístico JK Original	64
Figura 5.9 Ajuste cuadrático al modelo JKOriginal. a) Curva sin ajuste cuadrático, b) Curva con ajuste cuadrático.....	65
Figura 5.10 Rotación de la curva TPH Aj.Cuad.....	65
Figura 5.11 Modelo ModEst y Tphscale Período 2007 – 2009. (---) Representa la predicción del modelo ModEst sin factor empírico de corrección,(····) Representa la predicción del modelo ModFen sin factor empírico de corrección.....	66
Figura 5.12 Corrección empírica modelo ModFen.	67
Figura 5.13 Distribución granulométrica por método Wiebull de las unidades geometalúrgica, año (2007 – 2009).....	69
Figura 5.14 Distribución granulométrica por método Weibull de las unidades geometalúrgica, año (2012– 2015).	71
Figura 5.15 Comparación de resultados método Weibull y modelo mutivarible (2012 – 2015) SAGprom.	75
Figura 5.16 Comparación modelo F80 vs medición real (2012 – 2015).	76
Figura 5.17 Corrección empírica modelo ModEst(F80mod) y ModFen(F80mod).	77
Figura 6.1 Indicador granulométrico para la gestión operacional del molino SAF. 48.....	79
Figura 6.2 Conciliaciones modelo ModEst con datos reales 2007 – 2009. a) Datos sin filtrar; b) Peso celda de carga entre 3800 – 4000 [ton]; c) Peso celda carga 3800 – 4000 [ton], coeficiente marcha >90% y RPM >9,5; d) Celda carga 3800 – 4000 [ton], coeficiente de marcha>90 y potencia >14.500 [kW].	81
Figura 6.3 Conciliaciones modelo ModFen con datos reales 2007 – 2009. a) Datos sin filtrar; b) Peso celda de carga entre 3800 – 4000 [ton]; c) Peso celda carga 3800 – 4000 [ton], coeficiente	

marcha >90% y RPM >9,5; d) Celda carga 3800 – 4000 [ton], coeficiente de marcha>90 y potencia >14.500 [kW].	82
Figura 6.4 Error de predicción del modelo en función del F80.	83
Figura 6.5 Conciliaciones modelos ModEst, ModFen y F80mod con datos reales sin filtrar 2012 – 2015. a) ModEst ; b) ModFen; c) ModEst(F80mod); d) ModFen (F80mod).	86
Figura 6.6 Conciliaciones modelos ModEst, ModFen y F80mod filtro celda de carga entre 3800 – 4000 [ton] 2012 – 2015. a) ModEst ; b) ModFen; c) ModEst(F80mod); d) ModFen (F80mod).	87
Figura 6.7 Conciliaciones modelos ModEst, ModFen y F80mod filtro celda de carga entre 3800 – 4000 [ton], Coeficiente marcha > 90% y velocidad de giro >9,5 período 2012 – 2015. a) ModEst ; b) ModFen; c) ModEst(F80mod); d) ModFen (F80mod).	88
Figura 6.8 Conciliaciones modelos ModEst, ModFen y F80mod filtro celda de carga entre 3800 – 4000 [ton], Coeficiente marcha > 90%, y potencia > 14.500 [kW] período 2012 – 2015. a) ModEst ; b) ModFen; c) ModEst(F80mod); d) ModFen (F80mod).	89
Figura 6.9 Conciliaciones del modelo Actual. a) Sin filtro; b) celda de carga entre 3800 – 4000 [ton]; c) Coeficiente marcha > 90%, velocidad de giro >9,5; d) potencia > 14.500 [kW] período 2012 – 2015.	90
Figura 6.10 Conciliaciones modelo ModEst(F80mod) con modelo actual período 2012 – 2015. a) diario ; b) semanal; c) mensual; d) anual.	91
Figura 6.11 Conciliaciones modelo ModFen (F80mod) con modelo actual período 2012 – 2015. a) diario ; b) semanal; c) mensual; d) anual.	92
Figura 6.12 Comparación modelo actual vs modelo ModEst considerando M3 como blando o duro	93
Figura 6.13 Modelo ModEst en 3D.	94
Figura 6.14 Modelo ModFen en 3D.	94
Figura 6.15 Cambio porcentual en el rendimiento en función del F80.	95
Figura 7.1 Comparación Modelo ModEst y ModFen con datos reales Sep, Oct, Nov, Dic 2015. %Coeficiente de Marcha (CM), Peso Celda de Carga (CC), Velocidad de Giro (VG), Potencia (Pot),	100
Figura 7.2 Efecto del Pre-Chancado en la granulometría de entrada a la molienda SAG.	101
Figura 7.3 Distribución granulométrica más representativa de MLP (Contreras, 2015).	103
Figura 7.4 Simulación del caso base para 0%,50% y 100% duro.	104
Figura 7.5 Curva granulométrica generada por el pre-chancado con P80=31,75 [mm]	105
Figura 7.6 Resultado del F80 y %1,25 mezcla simulados.	106
Figura 7.7 Toneladas adicionales al molino SAG en función de las toneladas pre-chancadas simulado.	107
Figura 7.8 Aumento en porcentaje del rendimiento del molino SAG simulado.	107

Figura 7.9 Comparación de la curva de F80 y %1,25 simulados con respecto a la data histórica en el período 2012 – 2015.....	108
Figura 7.10 Factor empírico de corrección curva simulada vs data real %1.25, período 2012 - 2015.	109
Figura 7.11 Curva de F80 y %1,25 simulada corregida.	109
Figura 7.12 a) Movimiento del F80 simulado respecto a la data histórica 2012 – 2015,b) Movimiento del F80 simulado respecto a la data de Sep,Oct, Nov y Dic 2015.....	110
Figura 7.13 Delta de diferencia %1,25 curva simulada y curva media de data histórica 2012 – 2015 en función del tonelaje pre-chancado.	112
Figura 7.14 a) Movimiento del %1,25 simulado respecto a la data histórica 2012 – 2015,b) Movimiento del %1,25 simulado respecto a la data de Sep,Oct, Nov y Dic 2015.	113
Figura 7.15 Ubicación de los datos con pre-chancado en la curva simulada corregida.....	113
Figura 7.16 Aumento en porcentaje del rendimiento del molino SAG escalado	114
Figura 7.17 Flujo de caja planta de pre - chancado (- 0,39 [ton SAG / ton pre-chancada]).	116
Figura 7.18 Flujo de caja planta de pre - chancado (– 0,45 [ton SAG / ton pre-chancada])......	116
Figura AI.1 Flujo observado a la salida de la parrilla a diferentes tasas de flujo.....	128
Figura AI.2 Función de clasificación de parrilla.....	129
Figura AI.3 Ejemplo de una distribución de tasa de rotura (Napier-Munn et al, 1999).	131
Figura A.V.1 Curvas granulométricas de pruebas utilizadas para la simulación.....	142
Figura A.VI.1 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull.....	146
Figura A.VII.1 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 70 [mm]......	153
Figura A.VII.2 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 80 [mm]......	153
Figura A.VII.3 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 90 [mm]......	154
Figura A.VII.4 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 100 [mm]......	154
Figura A.VII.5 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 110 [mm]......	155
Figura A.VII.6 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 120 [mm]......	155
Figura A.VIII.1 Datos de F80 ordenados por %duro y axb (2012 – 2015).	156
Figura A.VIII.2 Simulador JKSimMet SAG.....	157
Figura A.VIII.3 Relaciones empíricas A,b,t _a y SG, 2010 – 2015 (Contreras, 2015).....	158

Índice de Tablas

Tabla 2.1 Resistencia a la rotura Axb (Metso,2015).....	18
Tabla 2.2 Parámetros utilizados para la simulación del rendimiento con la herramienta JKSimMet.	20
Tabla 2.3 Clasificación Unidades Geometalúrgicas (Superintendencia Metalurgia, 2015a).	23
Tabla 4.1 Forma de medición de las principales variables del molino SAG.....	40
Tabla 5.1 Resultado “Mejores Subconjuntos” Modelo ModEst.....	52
Tabla 5.2 Resultado “Regresión Paso por Paso” Modelo ModEst.....	53
Tabla 5.3 Resultados del modelo estadístico (ModEst).	54
Tabla 5.4 Propagación de error modelo estadístico ModEst Original.....	56
Tabla 5.5 Resultado “Mejores Subconjuntos” Modelo ModFen.....	61
Tabla 5.6 Resultado “Regresión Paso por Paso” Modelo ModFen.	61
Tabla 5.7 Resultados del modelo a partir de datos simulados del JKSimMet (JK Original) Contreras, 2015.	62
Tabla 5.8 Propagación de error modelo estadístico TphJK Original.	63
Tabla 5.9 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2007 -2009) SAG1.	69
Tabla 5.10 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2007 -2009) SAG2.	70
Tabla 5.11 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2012 -2015) SAG1.	72
Tabla 5.12 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2012 -2015) SAG2.	72
Tabla 5.13 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2012 -2015) SAG3.	72
Tabla 5.14 F80 de las unidades geometalúrgicas, modelo multivariable (2007 -2009).....	73
Tabla 5.15 F80 de las unidades geometalúrgicas, modelo multivariable (2012 -2015).....	74
Tabla 5.16 Constantes del modelo F80mod.	76
Tabla 6.1 Error de predicción debido al modelo.....	83
Tabla 6.2 Error de predicción para distintas condiciones de operación (2009 - 2007).	83
Tabla 6.3 Cambio en el índice de correlación aplicando distintos filtros período 2012 - 2015.....	84
Tabla 6.4 Error de predicción para distintas condiciones de operación (2012 - 2015).	85
Tabla 6.5 Condiciones operacionales períodos 2007 – 2009 y 2012 – 2015.	85
Tabla 6.6 Error de predicción periódica (2012 - 2015).....	93
Tabla 6.7 Resumen cambio en el rendimiento o en función del %1,25 [pulg].	96
Tabla 7.1 Efecto del Pre-Chancado en la granulometría de entrada al SAG.	102
Tabla 7.2 Condiciones iniciales para las simulaciones con 0, 50 y 100 % duro.....	105
Tabla 7.3 Flujo de caja planta pre-chancado (Ej: 1000 tpd pre-chancada y 0,19% adicional alim. SAG).....	115
Tabla A.II.1 Rendimiento promedio molienda SAG ordenado por Axb período 2007 – 2009.	132

Tabla A.II.2 Rendimiento promedio molienda SAG ordenado por Axb período 2012 – 2015.	132
Tabla A.II.3 Rendimiento SAG1 ordenado por Axb en función del F80, período 2007 – 2009.	133
Tabla A.II.4 Rendimiento SAG2 ordenado por Axb en función del F80, período 2007 – 2009.	134
Tabla A.II.5 Rendimiento o SAG1 ordenado por Axb en función del F80, período 2012 – 2015. .	135
Tabla A.II.6 Rendimiento SAG2 ordenado por Axb en función del F80, período 2012 – 2015.	136
Tabla A.II.7 Rendimiento SAG3 ordenado por Axb en función del F80, período 2012 – 2015.	137
Tabla A.III.1 Estadística descriptiva molienda SAG período 2007 – 2009.....	138
Tabla A.III.2 Estadística descriptiva molienda SAG período 2012 – 2015.....	139
Tabla A.V.1 Dureza del mineral Axb utilizados para la simulación (*).	142
Tabla A.V.2 Resultados de las simulaciones para las distintas combinaciones de Axb y F80.	143
Tabla A.VI.1 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 1 (2007 – 2009).	147
Tabla A.VI.2 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 2 (2007 – 2009).	147
Tabla A.VI.3 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 1 (2012 – 2015).	148
Tabla A.VI.4 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 2 (2012 – 2015).	149
Tabla A.VI.5 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 3 (2012 – 2015).	150
Tabla A.VI.6 Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 1 (2007 – 2009).....	151
Tabla A.VI.7 Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 2 (2007 – 2009).....	151
Tabla A.VI.8 Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 1 (2012 – 2015).....	152
Tabla A.VI.9 Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 2 (2012 – 2015).....	152
Tabla A.VI.10 Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 3 (2012 – 2015).	152
Tabla A.VIII.1 Datos de F80 ordenados por %duro y axb (2012 – 2015).	156
Tabla A.VIII.2 Resultados tonelaje y curvas de distribución sin pre-chancar.	159
Tabla A.VIII.3 Ejemplo curvas de distribución efecto de pre-chancado caso base 100% duro y aporte de la planta de pre-chancado de 1000[ktpd].	160
Tabla A.VIII.4 Rendimiento planta molienda SAG efecto de Pre-chancado (0% duro).....	161
Tabla A.VIII.5 Efecto de Pre-chancado en el %,1,25 (0% duro).	161
Tabla A.VIII.6 Comparación F80 y %,1,25 con y sin efecto de pre-chancado (0% duro).	161
Tabla A.VIII.7 Rendimiento planta molienda SAG efecto de Pre-chancado (50% duro).	162
Tabla A.VIII.8 Efecto de Pre-chancado en el %,1,25 (50% duro).....	162
Tabla A.VIII.9 Comparación F80 y %,1,25 con y sin efecto de pre-chancado (50% duro).	162
Tabla A.VIII.10 Rendimiento planta molienda SAG efecto de Pre-chancado (100% duro).	163
Tabla A.VIII.11 Efecto de Pre-chancado en el %,1,25 (100% duro).	163

Tabla A.VIII.12 Comparación F80 y %1,25 con y sin efecto de pre-chancado (100% duro).....	163
Tabla A.VIII.13 Costos directos planta de pre - chancado.....	164
Tabla A.VIII.14 Costos variables planta de pre - chancado	164
Tabla A.VIII.15 Costos de insumos planta de pre - chancado	164

Introducción

Chile es el principal productor mundial de cobre con una capacidad de 5 MMt/año, correspondiente al 27% de la producción global. Sin embargo, el aumento en los costos de energía, aumento de la dureza de minerales y decrecimiento de la ley del mineral junto con la incertidumbre del precio futuro del cobre, presenta un gran desafío futuro para mantener la participación en el mercado internacional, con las tasas de producción y costos actuales.

Con el objetivo de alcanzar costos competitivos y aumentar su productividad, Minera Los Pelambres se encuentra actualmente en la búsqueda de estrategias operacionales para maximizar su tasa de procesamiento utilizando sus recursos e instalaciones actuales.

Dentro de las etapas de producción del cobre, se sabe que la molienda tiene un alto impacto los costos asociados a la reducción del mineral, ya que, es un proceso que requiere de gran consumo energético (alrededor del 25% de los costos de energía totales) sumado a la baja eficiencia propia de estos equipos. Por lo tanto, un aumento en el rendimiento de esta etapa, puede significar una ganancia económica significativa.

Entre las estrategias estudiadas, se ha puesto especial interés en el incremento de la tasa de producción de la etapa de molienda SAG a través de la reducción de tamaño del mineral en etapas aguas arriba de este proceso, producto del mejoramiento de las prácticas en tronadura y la inserción de una etapa de pre-chancado. Esto significará obtener mejoras operacionales, permitir una planificación más robusta ante los cambios de granulometría en ciertos sectores de la mina y primordialmente mejorar la certidumbre en la predicción de las toneladas por hora procesadas, thp, principal indicador del rendimiento del molino SAG.

Para ello se ha propuesto realizar innovaciones en los planes de gestión, tales que sugieran mejorar la respuesta ante la información sobre la alimentación al molino SAG, y de este modo permitir establecer las condiciones de operación óptimas de procesamiento. Entre las alternativas planteadas se encuentran gestionar la cantidad de explosivo empleado antecesor a tronadura, o determinar la dureza del mineral a la entrada de la etapa de pre-chancado. Estas, y otras posibles opciones, se muestran como buenas alternativas para la mejora del rendimiento del molino SAG, no obstante se carece de información fiable que corrobore la significancia de estos cambios. Actualmente, el modelo que utiliza Minera Los Pelambres requiere de una categorización previa por parte del geólogo a cargo, dividiendo el mineral en primario o secundario, i.e. duro o blando, generando dos modelos empíricos para describir el rendimiento del molino SAG en función del porcentaje de dureza del mineral, donde asume un tamaño de alimentación y condiciones operación constantes e independiente en cada modelo.

El presente proyecto consiste en determinar el impacto de estas mejoras sobre el rendimiento del molino SAG. Generando una herramienta confiable que entregará información de alta calidad para toma de decisiones opcionales inmediatas y a futuro. Con este objetivo se realizarán simulaciones de procesos y estudios estadísticos de datos operacionales, definiendo una nueva estrategia integral que optimice la capacidad global de procesamiento de conminución desde el punto de vista de la productividad. Todo esto resultara en la realización de un nuevo modelo integral que cumpla con las metas deseadas. El modelo propuesto en este proyecto no requerirá una categorización previa, en cambio dependerá del tamaño de alimentación, descrita por los parámetros: F80 [mm] y %1,25 [pulg], y las características inherentes del mineral, expresada por un parámetro que describe la rotura de las partículas: A_{xb} [t/kWh].

Hipótesis y Objetivos

Hipótesis

A través de la modelación integral del proceso, sobre la correlación de las propiedades del mineral y granulometría de alimentación en la etapa de molienda SAG, es posible capturar la variabilidad el rendimiento de planta.

General

Predecir y cuantificar el impacto sobre el rendimiento del molino SAG, a partir de mejoras realizadas en tronadura y pre-chancado.

Específicos

1. Generación de una base de datos histórica utilizando el sistema WipfragTM corregido, para estimar la distribución granulométrica promedio de cada unidad geometalúrgica.
2. Desarrollo de un modelo estadístico con datos empíricos desde planta, para correlacionar propiedades del mineral y los parámetros de distribución granulométrica con el rendimiento planta.
3. Validación de un modelo estadístico a partir de simulaciones realizadas con la herramienta JKSimMetTM.
4. Analizar la validez de ambos modelos propuestos con la contrastación de los resultados predichos versus los rendimientos reales.

Capítulo 1

Descripción Planta Molienda SAG Minera los Pelambres

En este capítulo se describe la línea base del proceso productivo de Minera los Pelambres, cuyo yacimiento de sulfuros se ubica en la región de Coquimbo y se encarga de producir principalmente concentrado de cobre mediante el proceso de molienda y flotación.

Dentro del proceso, se destacará la etapa de conminución la cual abarca desde los chancadores hasta llegar a los molinos bolas, sin embargo, el equipo que se revisará en detalle será el molino SAG, principalmente su comportamiento frente a la dureza y granulometría del mineral de acuerdo a la literatura y algunas otras variables de operación.

1.1 Descripción general de la planta Minera los Pelambres

Minera Los Pelambres está ubicada en el Valle de Choapa, comuna de Salamanca en la Región de Coquimbo. Su yacimiento está a una altura promedio de 3.600 metros sobre el nivel del mar en plena cordillera de los Andes. Su planta se encuentra a una altura de 1.600 metros sobre el nivel y su puerto de embarque está ubicado en la ciudad de Los Vilos. Las instalaciones de la compañía recorren 120 kilómetros de cordillera a mar, en un entorno donde existen más de 40 comunidades y 84 mil habitantes.

El proceso productivo de Minera Los Pelambre comienza en la Mina a rajo abierto, en donde se extrae el mineral para ser llevado a la planta de chancado primario en donde dos chancadores giratorios reducen el tamaño del mineral. El mineral chancado es conducido por unas correas transportadoras, recorriendo un túnel de 12,6 kilómetros. El mineral transportado es recepcionado en el *stock pile*, donde se almacena la materia prima que se alimentará a la planta concentradora, tal como muestra la [Figura 1.1](#).



Figura 1.1 Descripción general planta MLP.

La mayor parte del mineral acopiado en mina, es transportado por correas de alimentación a tres líneas de molinos SAG, los cuales se encargan de reducir el mineral a 19 [mm] aproximadamente, luego el mineral es clasificado en los *trommel* y las partículas que pasan por la parrilla son alimentados a la molienda secundaria, mientras que el mineral de mayor tamaño es derivado a las plantas de chancado de *pebbles* y gravilla. La descarga del SAG alimenta a dos tanques en donde se acondiciona el % de sólidos y se alimentan a una batería de hidrociclones mediante una bomba centrífuga. El *Overflow* de la batería de hidrociclones pasa a la etapa de flotación, el cual consta de una etapa Rougher, Remolienda, Flotación columnar y Scavenger, mientras que el *Underflow* se acondiciona con agua y alimenta a un molino de bolas, el cual procesa el mineral y descarga hacia el tanque que alimenta a la batería de hidrociclones. El concentrado obtenido de la flotación colectiva pasa por espesadores para luego alimentar la planta de molibdeno.

La planta de molibdeno posee dos subprocesos principales, la flotación selectiva y la lixiviación de cobre. En la planta de flotación selectiva se acondiciona el concentrado a un pH y ORP específicos alimentando un circuito que contempla Flotación Rougher, primera, segunda y tercera limpieza.

El relave procedente del primer subproceso es espesado y enviado 50 kilómetros por el relaveducto hasta el tranque El Mauro, en donde se recuperan las aguas de proceso para ser nuevamente utilizadas, mientras que el producto saliente se trata en espesadores para luego llevar a cabo la lixiviación de cobre, elevando la concentración de molibdeno. Finalmente el concentrado de molibdeno se filtra y se seca para ser envasados. El concentrado de cobre es enviado por el concentraducto por 120 kilómetros hasta el puerto de Punta Chungo, ubicado en Los Vilos, en donde es filtrado y cargado en los barcos para ser comercializado (*Valdés, 2014*).

1.2 Planta de Chancado

El mineral que es extraído desde la mina, es sometido a la primera etapa de reducción de tamaño en dos chancadores giratorios de 1000 HP, siendo transportado por una correa de 12 km de largo, hasta el acopio de gruesos. El acopio de gruesos, el cual es techado, se ubica a un costado de la planta concentradora y alimenta las tres líneas de molienda SAG.

En forma paralela se encuentra una etapa de pre-chancado con una capacidad promedio de 6.000 [ktd], que tiene por objetivo procesar parte del mineral acopiado en mina, para conseguir P_{100} de descarga inferior a 1,5 [pulg]. La planta está compuesta por dos líneas y cada una conformada por un chancador de mandíbula de 200 HP y dos chancadores de conos de 400 HP. El producto obtenido es derivado a la correa transportadora de 12 km y descargado en el *stock pile* planta ([Figura 1.2](#)).

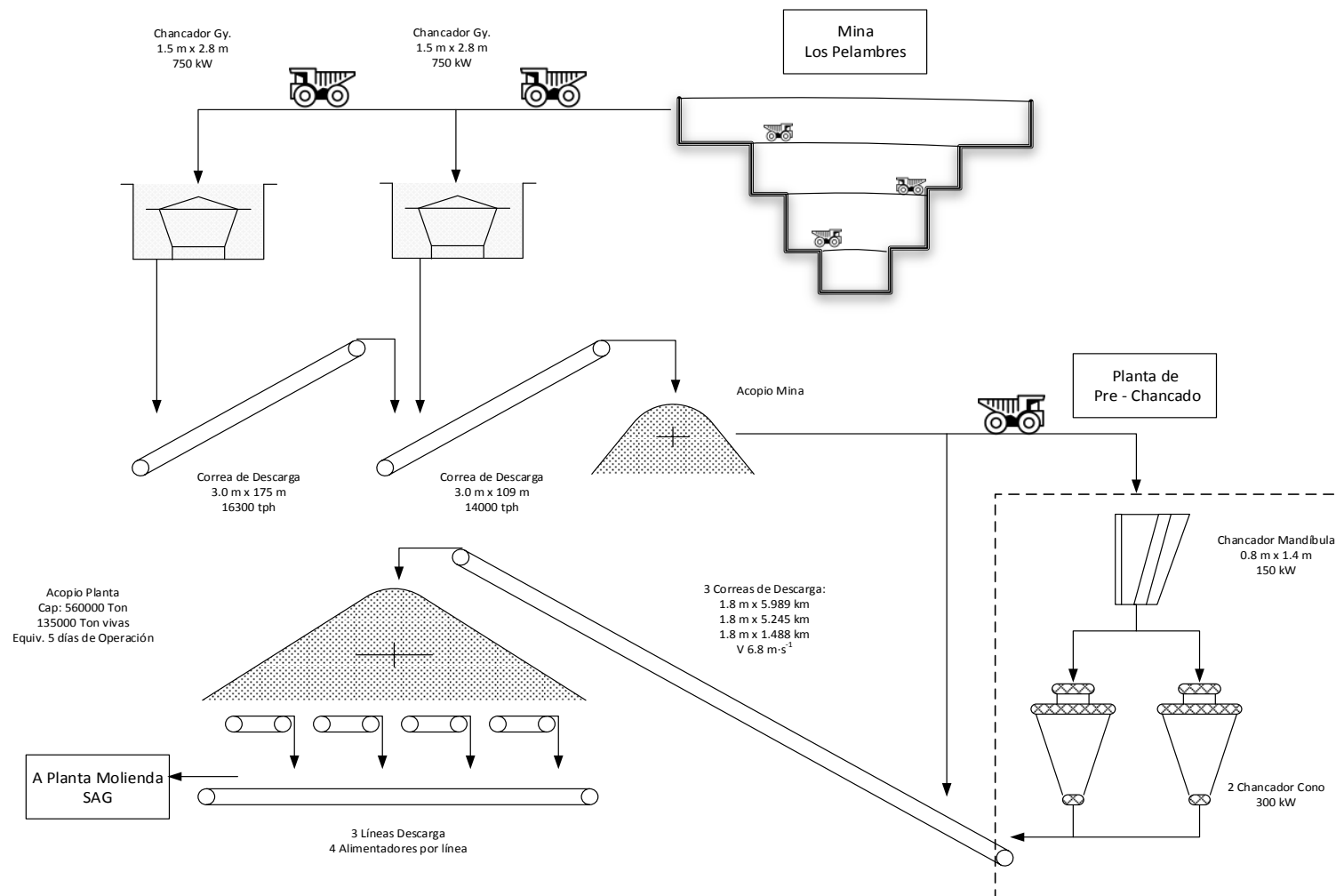


Figura1.2 Diagrama de plata de Chancado y Pre-chancado MLP.

1.3 Planta de Molienda SAG

El proceso de molienda está diseñado para reducir el tamaño del mineral proveniente de la etapa de chancado primario y pre-chancado, con el fin de prepararlo para el proceso de flotación.

La molienda SAG utiliza como medio de molienda la acción en caída del propio mineral además de bolas de acero. Para mantener las 3 líneas alimentadas hay un chute móvil en la parte superior del galpón de acopio, el cual se desplaza de un sector a otro, según los requerimientos de la planta. El acopio de gruesos tiene una capacidad de 450.000 toneladas. Para alimentar cada una de las líneas de molienda SAG, en la parte inferior del acopio de gruesos hay 4 alimentadores, que descargan a las correas de alimentación. Los alimentadores son regulables, de manera que el sistema de control puede ajustar la carga al molino SAG, según los objetivos de producción y las condiciones operacionales específicas de mineral y del molino. De los 4 alimentadores disponibles siempre se utilizan 2 y los dos restantes están para contingencia.

Las tres líneas de molienda utilizan el mismo tipo de molino SAG, de 11 metros de diámetro y 5,2 metros de longitud (36x17 ft), cada uno con una potencia de 15.500 kW y con velocidad variable. EL SAG 1 y 2, descargan cada uno a 2 molinos bolas de 6,4 metros de diámetro por 10,1 metros de largo (21x33 ft) con 7.200 kW de potencia cada uno, mientras la línea 3 está compuesta por un molino de bolas más grande de 7,9 diámetro por 12,2 metros longitud (26x40 ft) y 14.000 kW de potencia, además existe otro molino bola (21 x 33 ft) como holgura operacional en caso de que los demás presenten sobrecarga. Las tres líneas de molienda trabajan en paralelo y el producto alimenta a la misma planta de flotación. La molienda se realiza en húmedo y la razón entre mineral/agua la regula el sistema de control, en rangos predefinidos para obtener los mejores resultados de molienda, el diseño estima trabajar con un porcentaje de sólidos al interior del molino de alrededor de 65 a 75%.

El mineral molido pasa a través de una pared falsa, denominada parrilla de descarga, la cual presenta aberturas, que determinan el tamaño máximo de descarga del mineral molido. Para posteriormente pasar al *trommel* en donde se realiza una segunda clasificación del mineral obteniéndose 2 productos: un sobre-tamaño denominado *Pebbles*, los cuales son enviados a una nueva etapa de chancado y un bajo-tamaño, que alimenta la siguiente etapa de clasificación-molienda secundaria.

Los *pebbles* son de un tamaño de partícula difícil de reducir, por lo cual, es preferible tratarlos en una etapa independiente, para así tener la posibilidad de procesar una mayor cantidad de mineral. Todo el mineral rechazado por tamaño, *pebbles*, cae a una correa transportadora común a los 3 molinos SAG, la cual dirige el mineral fuera de la planta de molienda para ser chancando o ser recirculados directamente a los molinos SAG 1 y SAG 2 ([Figura 1.3](#)).

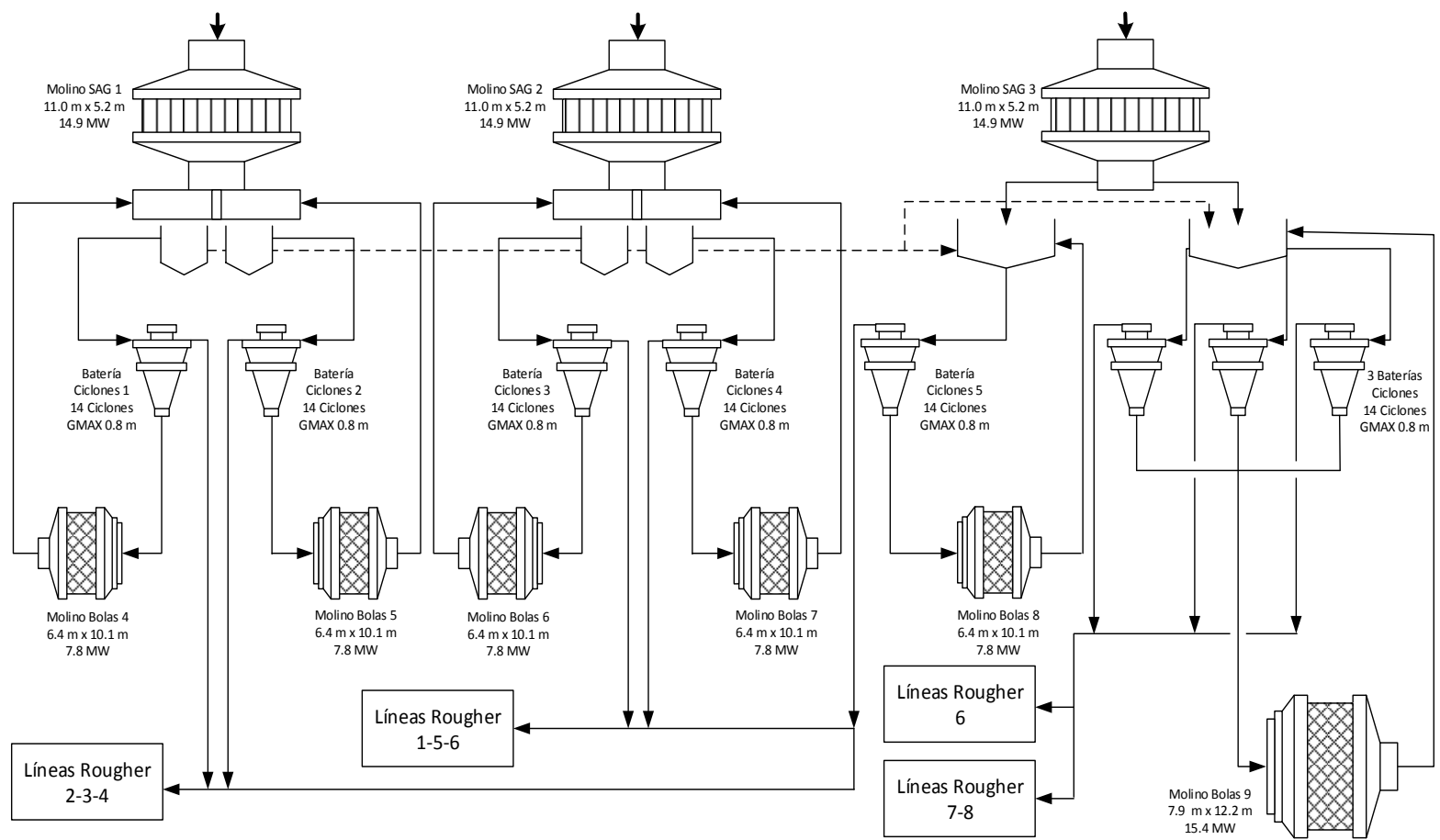


Figura 1.3 Diagrama de flujo planta molienda SAG MLP.

1.4 Operación del Molino SAG

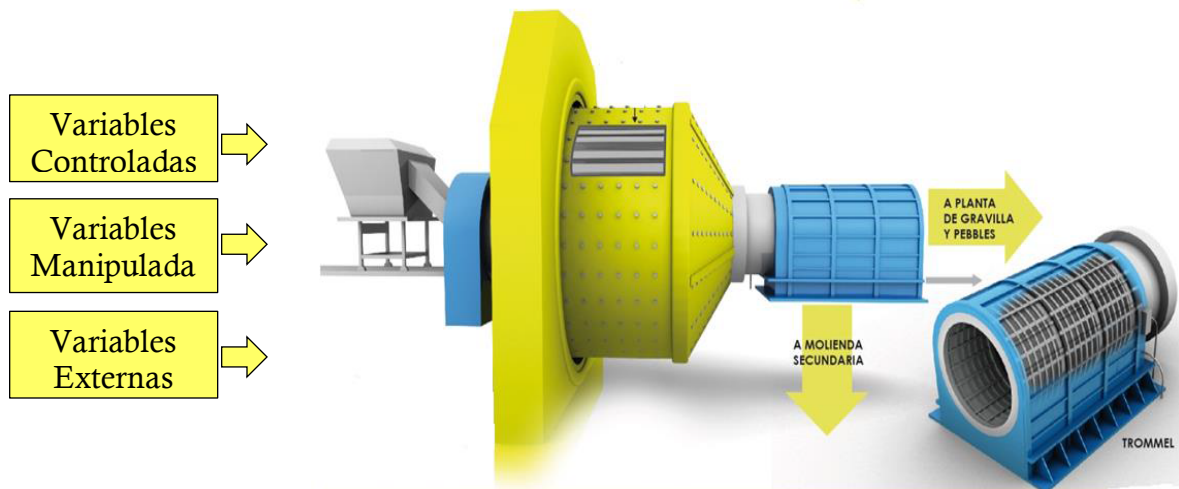


Figura 1.4 Operación molienda SAG MLP (Silva, 2015).

Los molinos SAG de MLP, cuentan con dos sistemas de control inteligente, los cuales tiene por objetivo estabilizar y maximizar el tratamiento, dentro de ciertos rangos específicos de operación. Es por ello, que existen ciertos conjuntos de variables de gran relevancia para el proceso, como se observa en la Figura 1.4. Estas se pueden agrupar como:

a) Variables Manipuladas

- Tratamiento [tph]
- Flujo de agua [m^3/s]
- Velocidad de giro molino SAG [rpm]

b) Variables Controladas

- Peso de la celda carga molino SAG [ton]
- Sólido a la entrada de los molinos SAG [%]
- Potencia de motor molino SAG [kW]
- Medición de ruido del molino SAG [%]

c) Variables Externas

- Dureza del mineral a la entrada del molino SAG [%]
- Grava y Pebbles [tph]
- Granulometría de entrada (como F80 [mm] y %1,25 [pulg])
- Números de bolas [ton/día]

Las variables manipuladas, controladas y las externas como la granulometría de entrada al molino SAG y el tratamiento de *pebbles* son medidas en forma continua. La medición de dureza y cantidad de bolas son una estimación diaria.

En la etapa de conminución, factores tales como la velocidad de giro, el flujo de agua de entrada, la granulometría de entrada y la dureza del mineral, influyen en la molienda y transporte de mineral dentro del equipo, por lo tanto, forman parte integral del proceso de optimización. En el presente trabajo se dará énfasis a dos variables de perturbación como son la granulometría y la dureza.

De literatura se sabe que la influencia del tamaño en la alimentación sobre el rendimiento del molino viene asociado a los medios de molienda que puede generar el mineral de alimentación. Es decir, cualquier cambio en la granulometría de entrada, resultará en un cambio de los medios de molienda, afectando a su vez la rotura del mineral. El tamaño de alimentación, convencionalmente se representa como el F80 (tamaño pasante del 80%), no obstante, esta relación de distribución y F80 puede variar ampliamente, dentro de las plantas, por la cantidad de finos que puede presentar cada curva y por las características del grueso (*Napier-Munn et al., 1999*). Sin embargo, existe una tendencia clara para los molinos SAG, en donde un aumento en la fracción gruesa, genera una disminución en el rendimiento de la planta, debido a que la trituración, es dominado por los medios de molienda bolas, convirtiéndose esta fracción gruesa, en una sobrecarga de roca que requiere ser molida. Por tanto, para molinos con % de bolas altos, es beneficio tener una alimentación más fina (*Morrell, 1992a*).

Con respecto a la dureza en el molino SAG, es usual encontrar que, minerales blandos proporcionen mayores tonelajes que los minerales duros, debido a que roca de tamaño grueso y críticos (25 – 50 mm), son trituradas con mayor facilidad por las bolas de acero, sin embargo, el producto suele ser más grueso, principalmente por que las rocas más gruesas están menos tiempos siendo desgastada por abrasión a diferencia de los minerales duros que tienen tiempo de residencia mayor.

Capítulo 2

Modelo Actual de Planificación Rendimiento Minera los Pelambres

En este Capítulo, se describe la construcción del modelo que actualmente se utiliza en minera los pelambres, para la planificación anual del rendimiento planta.

Para la obtención del mineral procesado en planta, se utiliza el simulador JKSimMet, el cual se basa en los fundamentos de trituración y modelos empíricos recopilados en 50 años de estudio en distintas mineras. Las variables de entrada al simulador, se obtienen a partir de pruebas metalúrgicas muestreadas en la mina, asociadas principalmente para la caracterización de la dureza del mineral.

Luego, la variable de salida, tph, es utilizado como variable de entrada para el modelo geometalúrgico, herramienta utilizada para la planificación de la capacidad de tratamiento, recuperación de las especies útiles, consumo de insumos y calidad del producto de las operaciones en forma diaria.

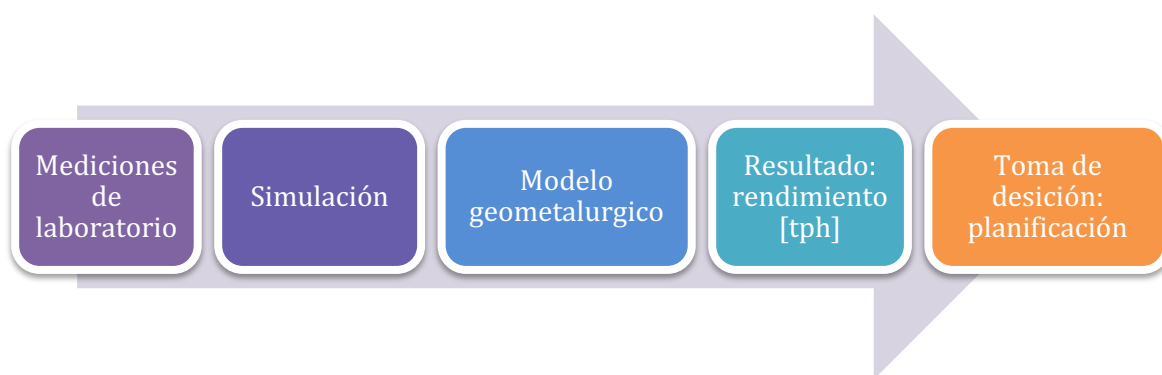
Una vez, entendido la construcción del modelo actual es posible discutir sus limitaciones y mejoras.

2.1. Planificación de explotación minera

El proceso de planificación minera determina qué porción del yacimiento será extraído, además del cómo y cuándo será procesado. La planificación de largo plazo es un proceso interdisciplinario que está compuesto por las etapas de definición económica, determinación del método de explotación, diseño operacional, secuencia de explotación y su posterior evaluación económica. Determinándose, de esta forma, las reservas mineras y el beneficio económico del proyecto.

Por ende, la planificación minera está sujeta a valores de variables metalúrgicas para planes mineros específicos, como la recuperación o tratamientos de las especies. En este capítulo, se explicará el desarrollo planificación del rendimiento planta.

La [Figura 2.1](#), esquematiza los pasos para la obtención del rendimiento planta utilizado para la planificación anual. En primer lugar, se muestrea la mina y se realizan pruebas metalúrgicas para la caracterización de la dureza del mineral, dando como resultado parámetros que son utilizados como variable de entrada al simulador utilizado por MLP, que tiene como objetivo entregar el rendimiento planta. Luego, la variable de salida, tph, se inserta en el modelo geometalúrgico, que corresponde al modelamiento espacial de los atributos en la mina, para obtener de esta forma el mineral que se procesará de acuerdo al movimiento de mina planificado.



[Figura 2.1](#) Planificación rendimiento minera los pelambres.

En las [Secciones 2.2](#) y [2.3](#), se estudiarán los fundamentos de la molienda y pruebas metalúrgicas, para entender la base de la simulación y la caracterización del mineral.

2.2 Modelos de molienda

Las primeras investigaciones para modelar las operaciones de AG / SAG utilizaron enfoques empíricos para predecir los requerimientos energéticos específicos, con el fin, de reducir las grandes cantidades de energía consumida en el trituración. Por lo tanto, las "leyes de trituración" (*Bond 1952, Hukki 1961, Kick 1885, Rittinger 1867*) se utilizaron en gran medida para estimar la energía específica basada en las características del material triturado.

Debido a la dificultad para caracterizar el funcionamiento de los molinos en estado estacionario, un grupo de investigadores se motivó a desarrollar modelos para predecir y controlar su comportamiento. Estos modelos se basaron en correlaciones estadísticas (*Kelly, 1970, Nagahama et al., 1969*) y avanzaron hacia enfoques más completos para la simulación de procesos.

El primer modelo mecanicista AG / SAG fue publicado por *Stanley (1974)*, desarrollado en base a una serie de estudios en plantas piloto y gran escala. El principal supuesto fue que los molinos AG / SAG son mezcladores donde ocurren rotura y transporte. Del mismo modo, cuando las rocas chocan dentro del molino, producen partículas rotas que se distribuyen en fracciones de tamaño más fino. Desde entonces, se han desarrollado dos grupos principales de modelos para los molinos AG / SAG: los modelos de mezcla perfecta que incluyen el modelo JKMRC AG / SAG (*Leung, 1987*) utilizado con éxito en muchos estudios de diseño y optimización (*Morrell y Morrison, 1989; Morrell, 1992b*), así como los modelos cinéticos introducidos por *Austin et al., (1977)* basados en datos de pruebas de molienda por lotes realizadas en laboratorio y relaciones empíricas para escalar los resultados a molinos industriales .

2.2.1 Modelo Cinético

Loveday (1967) llevó a cabo experimentos de molienda por lotes utilizando muestras de un solo tamaño y observó que las tasas de rotura obedecen a una ecuación de primer orden (cuanto más largo es el período de molienda, mayor es la reducción de tamaño).

$$\frac{dm_1(t)}{dt} = -S_1 \cdot m_1(t) \quad 2.1$$

Donde $m_1(t)$ es el porcentaje de masa en la alimentación del molino en el tiempo t y S_1 es la tasa de rotura específica (min^{-1}).

La molienda por lote de un solo tamaño, está firmemente ligada al modelo de balance poblacional introducido por Epstein (1947) y desarrollado posteriormente por muchos otros autores, incluyendo Kelsall et al (1969), Whiten (1974), Herbst y Fuerstenau (1968), Austin y Brame (1983). Suponiendo que la carga del molino está completamente mezclada, la ecuación para describir el flujo de masa hacia y desde una fracción de tamaño dada, puede ser descrito como:

$$\frac{dm_i(t)}{dt} = -S_i \cdot m_i(t) + \sum_{j=1, i>1}^i b_{ij} S_j m_j(t) \quad j \geq i \geq 1 \quad 2.2$$

Donde

$m_i(t)$: fracción de masa del tamaño i -ésimo
 t : tiempo de molienda
 S_j : tasa de rotura para la fracción de tamaño j
 b_{ij} : función de rotura

La experiencia ha mostrado que el supuesto de molienda de primer orden, implícito en la metodología de molienda por lotes (Ecuación 2.2), se ajusta bastante bien para molienda de bolas y molienda fina en general. Sin embargo, hay evidencia que demuestra que para sistemas de molienda más complejos, particularmente molienda

AG y SAG, el supuesto de rotura de primer orden y tasas constantes es incorrecto (Morrell *et al.*, 1994) pues los mecanismos de rotura pueden cambiar a medida que avanza la molienda y las propiedades de las partículas resultantes evolucionan, generando que la disponibilidad de impactos (y por ende el comportamiento de la carga y transporte a través del molino) sea determinante en el proceso (Napier-Munn *et al.*, 1999).

2.2.2 Modelo Mezcla Perfecta

El proceso que ocurre en los molinos AG/SAG puede representarse esquemáticamente de como se muestra en la Figura 2.2 (Morrell, 1992a). La alimentación entra al molino y es sometido a roturas por medio de colisiones con otras partículas y/o la carcasa del molino. El producto sale o permanece para ser sometida a colisiones adicionales. El proceso tiene esencialmente tres componentes:

1. Frecuencia de colisiones (tasa de rotura)
2. Distribución de tamaño del mineral después de la colisión (función de distribución de rotura)
3. Transporte de partícula hacia afuera del molino (tasa de descarga)

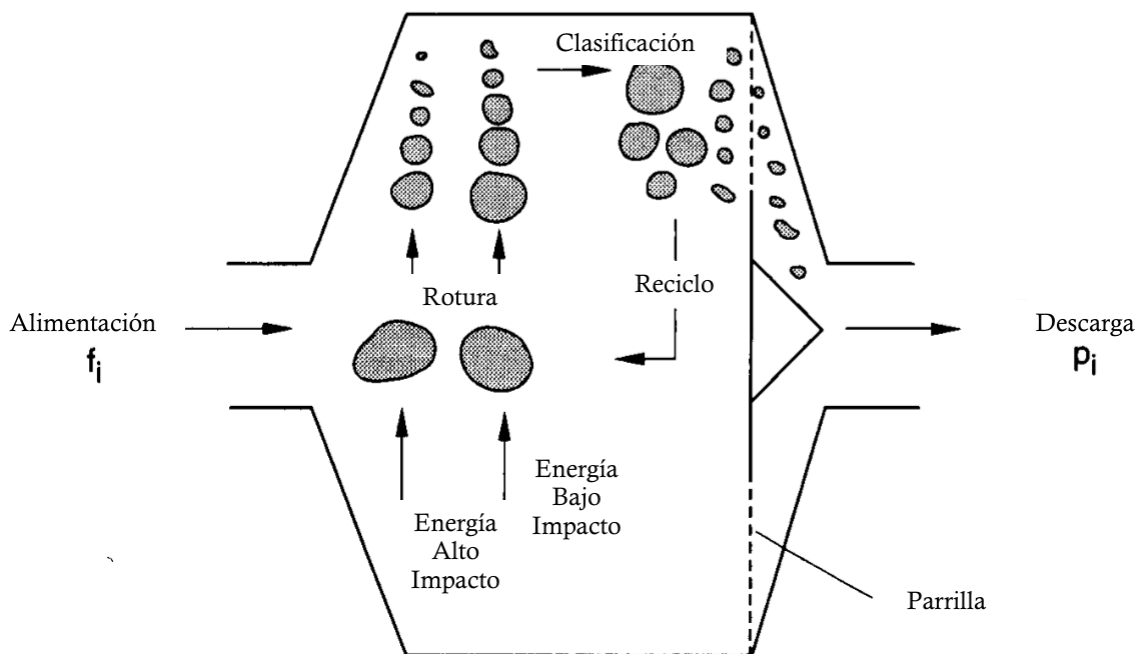


Figura 2.2 Mecanismo de proceso de molino AG/SAG.

En estado de equilibrio estos componentes se mezclan, de acuerdo a las siguientes ecuaciones (*Whiten, 1974*).

$$0 = f_i - p_i + \sum_{j=1}^i r_j s_j a_{ij} - r_i \cdot s_i \quad 2.3$$

$$p_i = d_i \cdot s_i \quad 2.4$$

Donde

- f_i : tasa de alimentación de partículas tamaño i
- p_i : tasa de producto de partículas tamaño i
- s_i : contenido de partículas de tamaño i
- r_i : tasa de rotura de partículas tamaño i
- d_i : tasa de descarga de partículas tamaño i
- a_{ij} : función de distribución de rotura

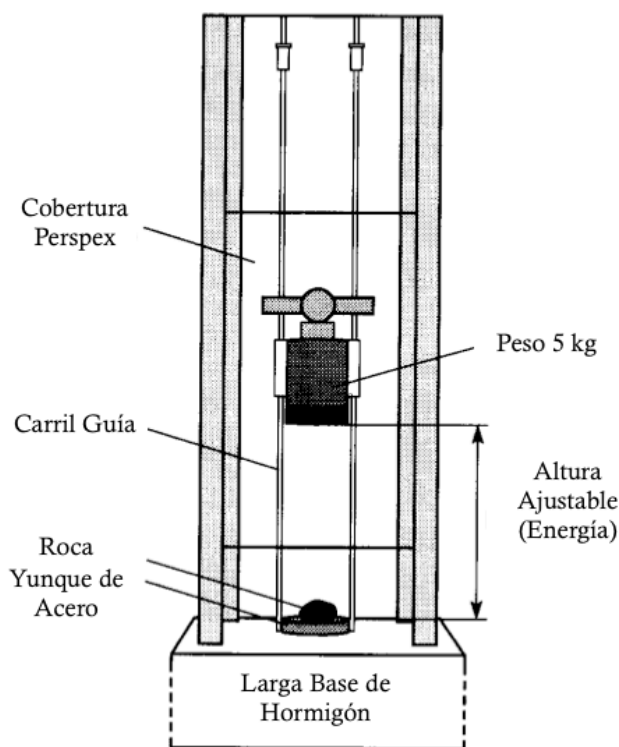
Las distribuciones de tamaños y los caudales pueden medirse directamente mediante instrumentos de muestreo y de caudal másico, respectivamente. Por otro lado, la función de rotura y la tasa de rotura se obtienen mediante pruebas de laboratorio o cálculos retroactivos.

2.3 Caracterización de la dureza del mineral para los molinos SAG

Una desventaja de la prueba de molienda por lotes y del modelo de balance de población es la dificultad de separar la influencia de las propiedades específicas del material (la función de rotura) de las propiedades específicas de la máquina (las tasas de rotura o función de selección) de una manera significativa en el contexto de la molienda industrial. Es por ello, que varios investigadores han desarrollado distintas pruebas de rotura para investigar las características importantes en el proceso de trituración complejo, distinguiéndose básicamente tres tipos de sistemas de rotura: impacto, comprensión y corte .

JKMRC desarrollo dos pruebas, la primera es conocida como prueba del péndulo gemelo (*Narayanan, 1985; Narayanan y Whiten, 1988*) y la segunda como prueba de caída de peso, esta última terminó reemplazado a la primera prueba (*Brown, 1992*).

La [Figura 2.3](#) esquematiza la prueba de caída de peso, la cual consiste en un peso de acero montado en dos rieles que se suelta por medio de un interruptor neumático y cae por efecto de la gravedad para impactar una partícula individual montada sobre un yunque de acero. El dispositivo de caída de peso estándar está acondicionado con una masa de 20kg, la cual puede aumentarse hasta 50kg. El rango de alturas de caída efectivo es 0.005 a 1.0 metros, lo que representa un amplio rango de energías operativas, de 0.01 a 50 kWh/t (basado en partículas de 10 a 50mm). Estas masa fueron diseñadas para probar minerales de roca dura, cuyos pesos específicos varían entre 2.8 y 4 g/cc.



[Figura 2.3](#) Dispositivo de prueba por caída de peso JKMRC.

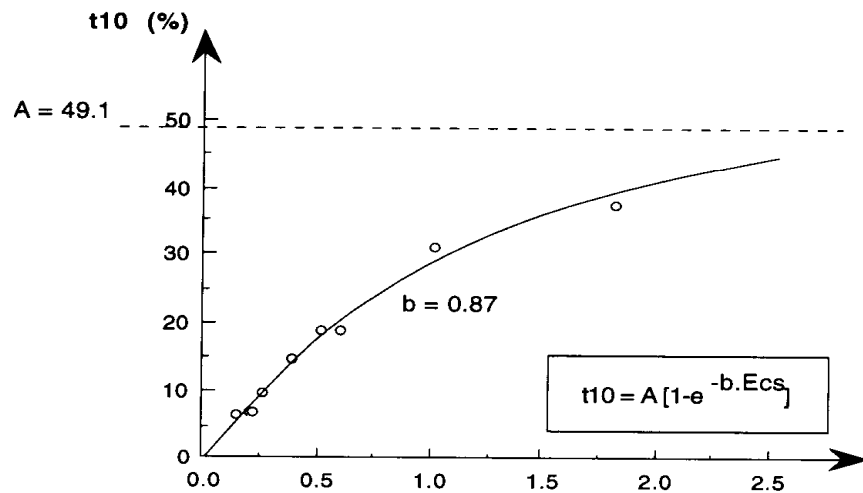
Un concepto clave en el análisis de datos provenientes de la caída de peso, es que las distribuciones de tamaño de producto son una función de la reducción de tamaño o energía de trituración específica, E_{cs} (kWh/t). Para modelar este proceso de rotura, se utiliza una manera simple de relacionar la energía con la reducción geométrica de tamaño. Como muestra en la [Ecuación 2.5](#).

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{cs}}) \quad 2.5$$

Donde el t_{10} es porcentaje acumulativo que pasa de la décima parte del tamaño de partícula original, E_{cs} es la energía de trituración específica (kWh/t), A y b son los parámetros de rotura por impacto del mineral

Luego, la relación entre los parámetros de rotura se muestran gráficamente en la [Figura 2.4](#) y descrita por la siguiente ecuación:

$$Axb = \left. \frac{dt_{10}}{dE_{cs}} \right|_{E_{cs}=0} \quad 2.6$$



[Figura 2.4](#) Efecto de energía de trituración específica sobre el índice de rotura, t_{10} .

El Axb representa el valor de la pendiente cuando la energía de entrada es cero y es una forma de medición de la dureza, donde una pendiente pronunciada en la curva t_{10} - Ecs, representa un mineral blando, es decir, que hay alta fragmentación a una baja energía aplicada, en contraste con pendiente de curvas bajas que hace referencia a una roca dura. La [Tabla 2.1](#) representa la escala de dureza del Axb.

[Tabla 2.1](#) Resistencia a la rotura Axb (*Metso, 2015*).

Intervalo Axb		Resistencia a la rotura de
De	Hasta	impacto
10	19,9	extremadamente duro
20	29,9	muy duro
30	39,9	duro
40	49,9	duro moderado
50	59,9	medio
60	69,9	blando moderado
70	89,9	blando
90	149,9	muy blando
>	150	extremadamente blando

2.4 Simulador JKSimMet

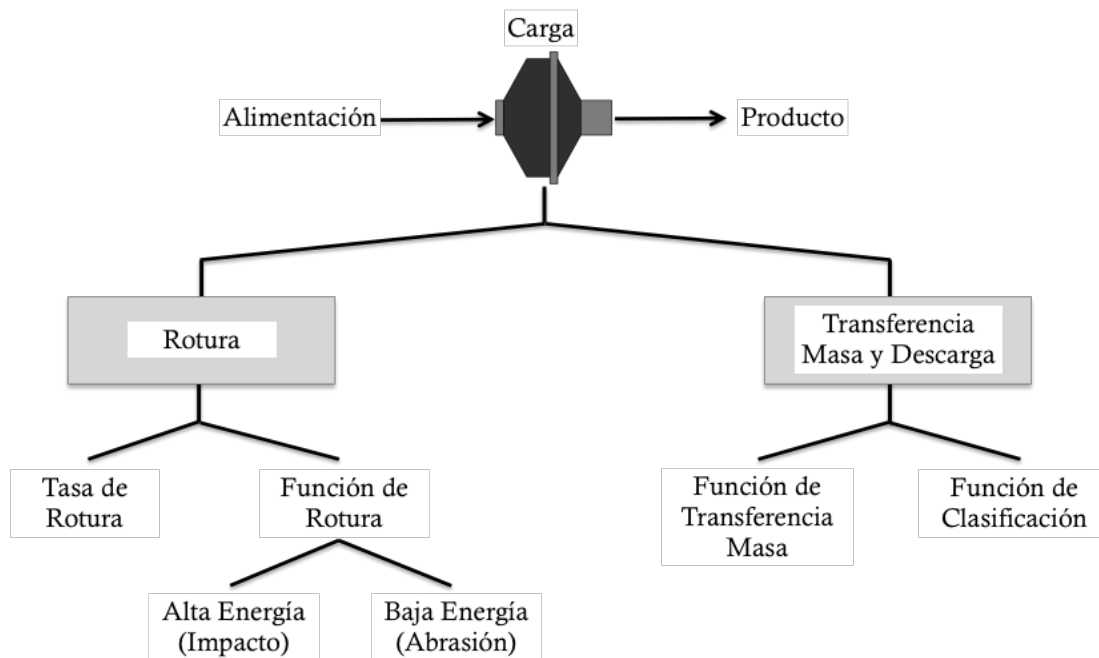
Para la obtención del rendimiento planta es necesario resolver el balance descrito en la [Sección 2.2.2](#). Para ello, se necesita conocer la tasa de rotura de un mineral, definida como fracción de material roto por unidad de tiempo, la función de distribución de rotura, que es la distribución de tamaños de un mineral por algún evento de rotura y la tasa de descarga, que es la velocidad con que las partículas salen del molino por unidad de tiempo.

Actualmente minera los pelambres emplea el simulador JKSimMet, software que facilita la simulación de operaciones de planta en los procesamiento de minerales y ha sido desarrollada en base a décadas de experiencia en el centro de Investigación Minero Australiano JKMRC de la Universidad de Queensland en Australia (*Marquina, s.f*). Sus principales objetivos son:

- Simular procesos de chancado y molienda.
- Simular procesos de clasificación.
- A través del ajuste de modelo, permitir la caracterización de plantas de procesamiento de minerales.
- Llevar a cabo la optimización de circuitos existentes.
- Realizar estudios de diseño conceptuales.
- Evaluar la idoneidad de distintos diagramas de flujo, para alcanzar los objetivos de funcionamiento deseados.
- Ser una herramienta de ayuda para el ingeniero, en el análisis de circuitos.

2.4.1 Estructura

La [Figura 2.5](#) representa el modelo AG / SAG del paquete de simulación JKSimMet, el cual se basa en el modelo de *Leung (1987)* derivado del modelo de mezclado perfecto descrito anteriormente.



[Figura 2.5](#) Estructura modelo AG/SAG (*Leung, 1987*).

La estructura del paquete de simulación JKSimMet se orienta a pruebas de rotura de partícula individual, en la cual el mecanismo de rotura es el impacto y abrasión (o roturas de altas y bajas energía), mientras que la transferencia de masa y descarga se describe por dos mecanismos: transporte de masas a través del molino y clasificación del mineral por la parrilla. La descripción los fundamentos en que se basa la molienda SAG, dando especial enfoque a los modelos empíricos con que el simulador fue programado se detallan en el [Anexo I](#).

2.4.2 Variable de entrada

Para la obtención del rendimiento planta simulado, se necesita la caracterización de la alimentación en términos de dureza y granulometría de entrada, además de la calibración a condiciones operacionales reales de la planta. Las variables de entrada al simulador principales que caracterizan el mineral se describen la [Tabla 2.2](#).

[Tabla 2.2](#) Parámetros utilizados para la simulación del rendimiento con la herramienta JKSimMet.

Nombre	Sigla	Descripción	Prueba Metalúrgica
Parámetros de rotura por impacto del mineral	Axb	Los valores de A x b se obtienen de la gráfica Ecs vs t_{10} , donde A es el valor máximo extrapolado y b es la pendiente de la región recta como se muestra en la Figura 2.4 . Entre mayor sea el valor del producto de Axb la mena es menos resistente a la molienda	Caída de peso
Parámetros de rotura por abrasión del mineral	t_a	La prueba de abrasión mide el desgaste que sufre el mineral a lo largo de los proceso de reducción de tamaño y se obtiene a partir de la siguiente ecuación:	Prueba de giro
Gravedad específica	SG	Densidad de un material en relación con el agua	Utilizando el picnómetro, método de agua y aire o el método de la cera si se necesita.

2.4.3 Limitaciones

Cuando se utiliza estrictamente de acuerdo con las reglas proporcionadas en el manual de capacitación de JKSimMet, el simulador suele dar predicciones de rendimiento razonablemente realistas para molinos AG y SAG, incluyendo molinos de hasta 40 pies de diámetro. En particular, es importante que se escojan tasas de rotura apropiadas, parámetros de transferencia de masa y distribuciones de tamaños de alimentación apropiados a la operación real de la planta (*Bailey et al , 2009*).

Sin embargo, a pesar de ser un paquete de simulación basado en 45 años de investigación, no queda exento de problemas que pueden llevar a resultados engañosos en la modelación de un circuito de molienda.

Bailey et al 2009, llevó a cabo un estudio de los problemas que puede presentar un diseño de fragmentación, dentro de los cuales, destaca el uso incorrecto del simulador JKSimMet para predecir los requerimientos energéticos de la planta, especialmente en minerales duros.

Una de las limitaciones más importantes del paquete de simulación es que la tasa de rotura se basa en datos operativos de una serie de molinos con volúmenes de carga promedio del 25%, lo cual limita la exactitud de predicción del rendimiento a molinos con cargas mayores, pues la tasa de rotura cambia con la carga y esta variación no se incluye en el simulador (*Bailey et al , 2009*).

Además, la calibración del simulador fue realizada en condiciones constante de operación y alimentación condicionando la variabilidad inherente al proceso (*Contreras, 2015*).

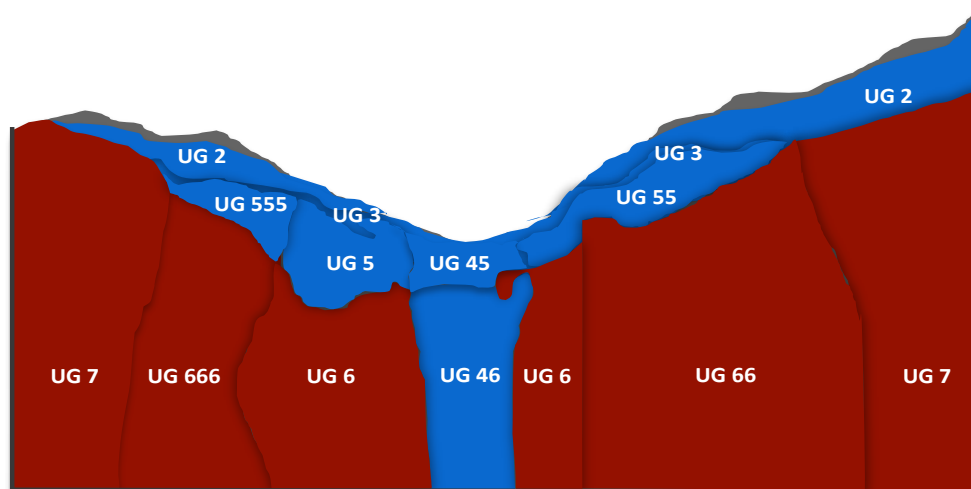
2.5 Modelo Geometalúrgico

Empleando el rendimiento entregado por el simulador JKSimMet, se procede a realizar la planificación anual, por medio del modelo geometalúrgico implementado en Minera los Pelambres.

Para entender la construcción del modelo geometalúrgico, se requiere de la comprensión de criterios geológicos, que dividen las zonas de explotación de la mina en función de las respuestas metalúrgicas del mineral. Actualmente Minera los Pelambres, posee un modelo de bloque que permite estimar una serie de variables metalúrgicas, para planes mineros específicos.

Para la construcción del modelo de bloque en primer lugar, Planificación de Mina y Metalurgia, identifica las fases que se alimentarán en un futuro. La metodología utilizada para la localización del sondaje, es buscar la mejor representatividad de la Unidades Geológicas (UG).

Las UG se definen como cuerpos de rocas caracterizados por propiedades litológicas en común, de acuerdo a su composición y estructura. En MLP éstas se pueden dividir en dos grandes grupos de acuerdo a la propiedad mecánica basado en la dureza del mineral. La [Figura 2.6](#) muestra la distribución de mineral primario y secundario de MLP (duro/blando), siendo estos del color rojo y azul respectivamente.



[Figura 2.6](#) Caracterización Unidades Geológicas MPL (*Superintendencia Metalurgia, 2013*).

El agrupamiento de unas o más Unidades Geológicas o parte de estas, conforme al testeos estándar de muestras del yacimiento se conoce con el nombre de Unidades Geometalúrgicas (UGM). Estas unidades no sólo consideran un aspecto de la respuesta metalúrgica, si no el conjunto de resultados. Las UGM en MLP comprenden desde la M1 hasta M8 y de acuerdo al último sondaje (2014) se puede observar en la [Tabla 2.3](#) los siguientes resultados de las pruebas de conminución.

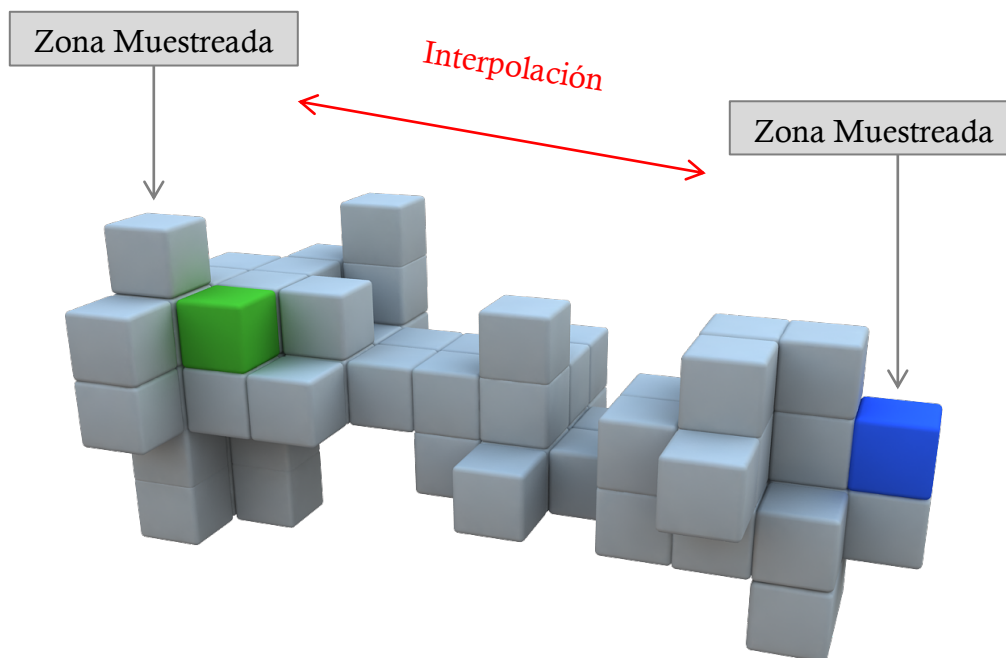
Tabla 2.3 Clasificación Unidades Geometalúrgicas (*Superintendencia Metalurgia, 2015a*).

UGM	Clasificación	Nº Muestra	Variable	Prom	Min	Max
M1	Secundario	27	Axb	41,0	31,3	52,7
			t _a	0,45	0,29	0,58
			SG	2,54	2,50	2,60
M2	Secundario	28	Axb	41,3	24,0	53,5
			t _a	0,45	0,24	0,70
			SG	2,55	2,46	2,77
M3	Primario	17	Axb	31,4	23,0	43,3
			t _a	0,40	0,26	0,56
			SG	2,63	2,55	2,70
M4	Primario	15	Axb	33,6	28,6	42,1
			t _a	2,64	0,35	0,45
			SG	2,64	2,58	2,69
M7	Primario		-	-	-	-
M8	Secundario		-	-	-	-

Donde Axb y t_a representa un índice de dureza del mineral por impacto y abrasión respectivamente y SG es la gravedad específica del mineral.

Las Unidades Geometalúrgicas M1 – M2 – M3 y M4, se encuentran representadas por varias muestras, en cambio las unidades M5 - M6 - M7 y M8, presentan muy pocas muestras o nulas como es el caso de las unidades M5 y M6, razón por la cual no está incorporada en la [Tabla 2.3](#). Las Unidades Geometalúrgicas con característica de mineral duro son M3, M4 y M7, mientras que el mineral blando se asocia a la M1, M2 y M8.

El Modelo Geometalúrgico es la representación gráfica de las UGM, que permite modelar directamente el bloque o cada variable por separado y luego hacer la extrapolación para los sectores intermedios que no han sido muestreados, como se visualiza en la [Figura 2.7](#).



[Figura 2.7](#) Modelo de Bloque MLP.

De esta manera, conociendo las especies que se alimentarán día a día a la planta se puede predecir el comportamiento de la planta.

2.6 Estructura modelo actual

La Figura 2.8 muestra el esquema resumido del proceso realizado para la estimación del rendimiento planta, de acuerdo de todos los antecedentes presentados en este capítulo y explicado en forma general en la Sección 2.1.

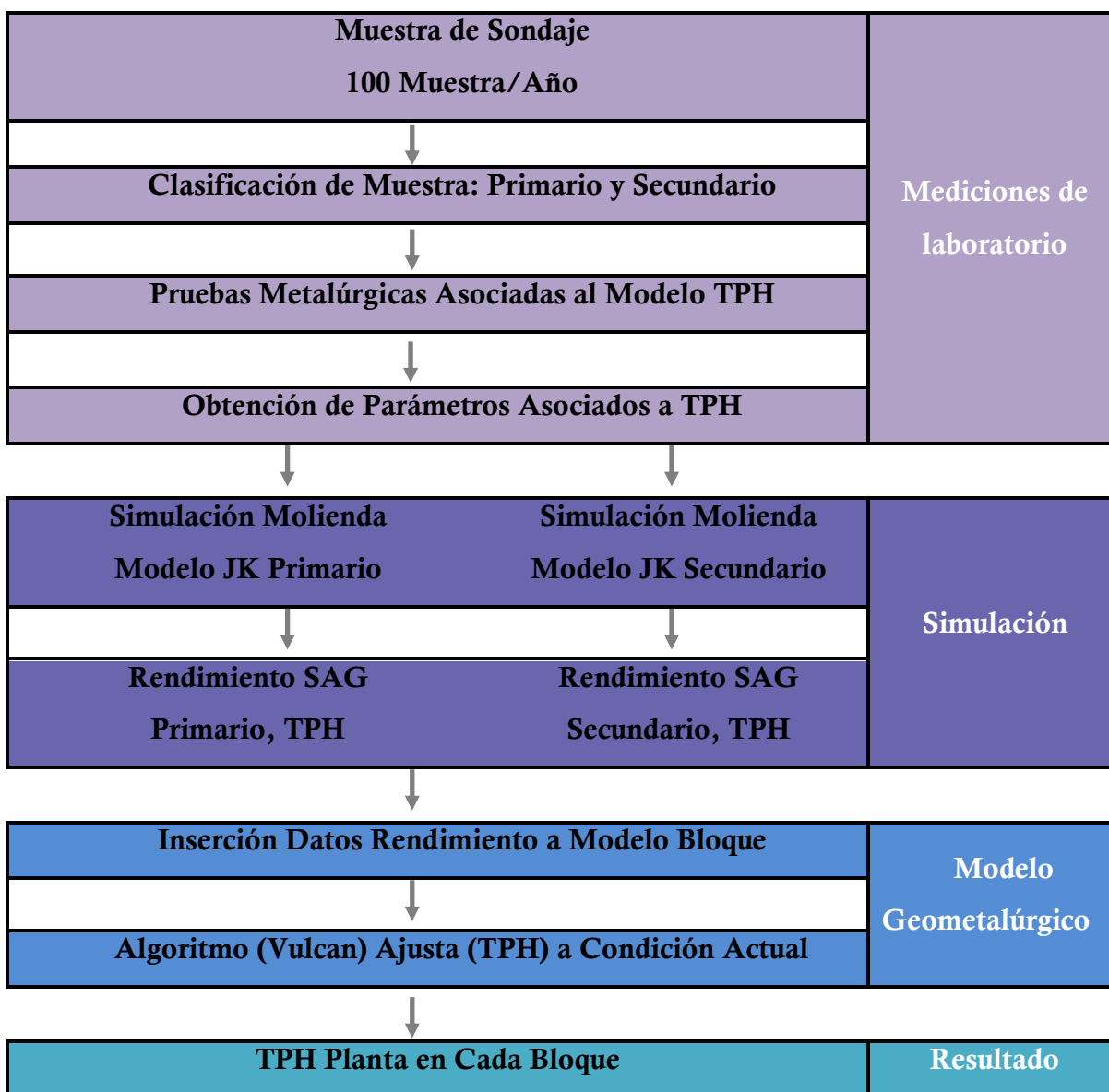


Figura 2.8 Procedimiento Modelo TPH Minera Los Pelambres (*'Development and Performance'*, 2012).

1. Medición de laboratorio

Actualmente, minera los Pelambres realiza un muestro anual a la mina, en la cual, los geólogos son los encargados de clasificar dichas muestras en duros o blando. Estas son sometidas a distintas pruebas metalúrgicas para determinar el comportamiento del mineral de acuerdo a sus propiedades físicas o químicas, obteniéndose parámetros que permiten caracterizar el comportamiento de estas frente a los procesos de la planta.

2. Simulación

Los parámetros obtenidos de las pruebas metalúrgicas, son ingresados al JKSimMet, el cual cuenta con dos casos de simulación utilizados para minerales duros o blandos.

En la [Figura 2.9](#) se muestra un ejemplo del caso base para los minerales primarios, el procedimiento para su simulación se puede enumerar de la siguiente forma:

- a) Ordenar la información de los sondeos y de los valores de los parámetros: A, b, ta, Axb, Zona Metalífera (primarios, secundarios)
- b) Seleccionar los archivos JKSimMet para primarios y secundarios
- c) Introducir los parámetros A,b,ta en las variables del Molino SAG
- d) Introducir el SG en el valor experimental de la alimentación fresca
- e) Correr la simulación
- f) Si la celda de carga es diferente (experimental vs calculada) seguir iterando variando el tonelaje

El resultados final, es el rendimiento planta simulado para los minerales duros y blandos.

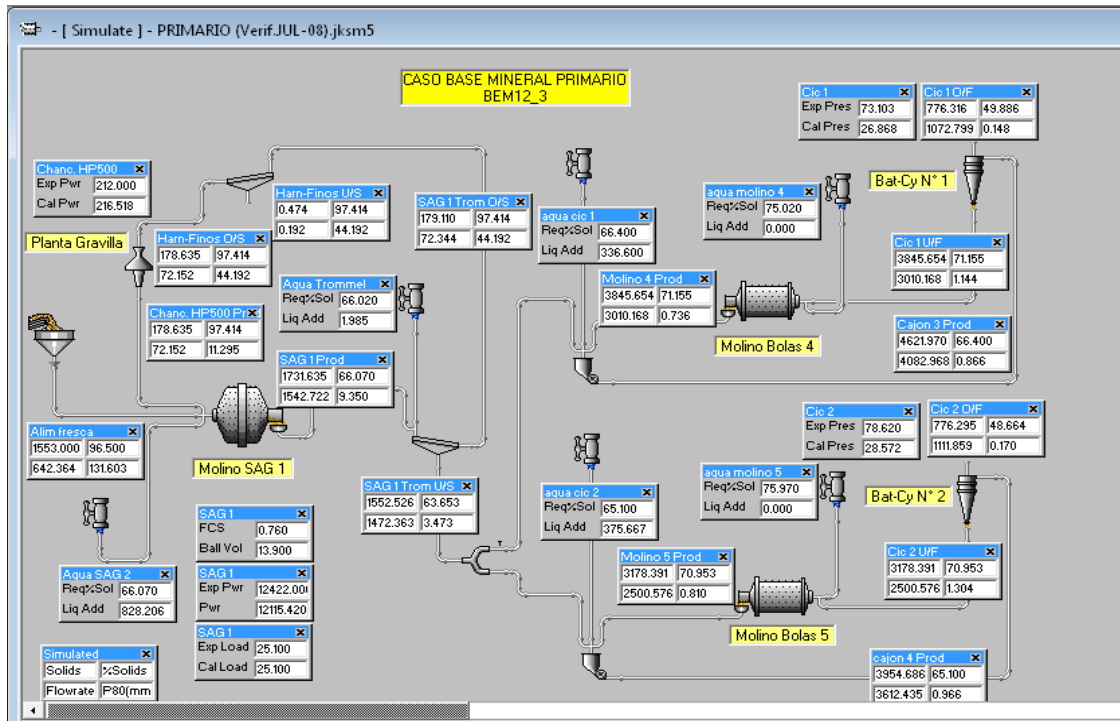


Figura 2.9 Simulador JKSIMMET caso base minerales primarios planta de molienda MLP (Superintendencia Metalurgia, 2015a).

3. Modelo geometalúrgico

Una vez conseguidos los rendimientos asociados a cada muestra del sondaje, se introducen al modelo de bloque, y se procede a realizar una serie de ajuste al TPH, para llevarlas a las condiciones actuales de operación de la planta.

4. Resultados

Finalmente, se obtiene dos curvas características de mineral, duro y blando, en función del Axb donde se asumen condiciones de operación constante y distinta para cada modelo, como se muestra en la Figura 2.10.

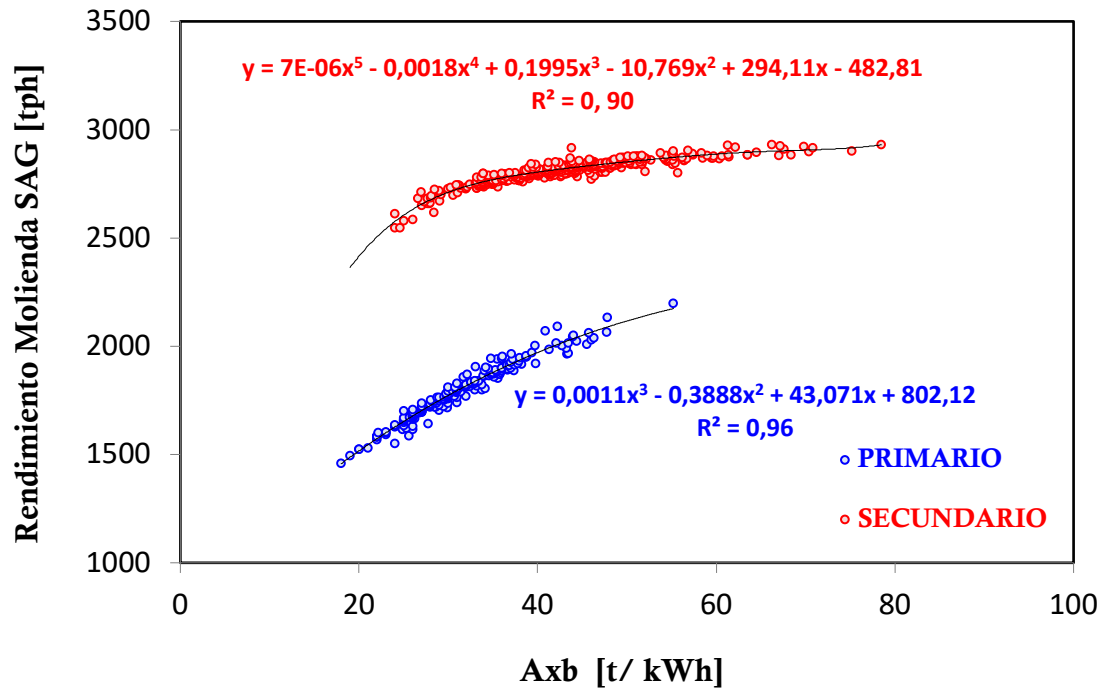


Figura 2.10 Modelo actual de rendimiento molino SAG , Minera los Pelambres
(Superintendencia Metalurgia, 2015a).

El modelo solo depende del parámetro Axb, asumiendo un tamaño de alimentación constante, por lo cual, no permite estimar el efecto del cambio en tamaño de alimentación por mejoras en tronadura. Además, se observa un grado de incertidumbre entre las curvas en el rango de 2000 y 2500 [tph] aproximadamente, debido a la forma de categorización previa que requieren los modelos.

2.7 Limitaciones del Modelo Actual

Pese a que los circuitos de trituración de molienda SAG se consideran una tecnología madura, muchos de sus proyectos recientes han tenido problemas con el desempeño de dichos equipos al no alcanzar la meta para los cuales fueron diseñados, subestimando la capacidad de rendimiento y limitando de esta forma el rendimiento proyectado.

Staples et al (2015), hizo una revisión crítica de distintas plantas de molienda SAG con rendimiento inferior a lo esperado, esta plantas tenían la particularidad de que fueron diseñadas para minerales duros y las medidas tomadas para alcanzar el rendimiento [tph] requerido para la mayoría de los casos estudiado consistió en la incorporación de una etapa de trituración secundaria parcial o permanente y voladuras de alta intensidad. Esto permitió controlar la granulometría de entrada, ya sea por la reducción directa de los gruesos o por el aumento de finos al incorporar plantas de pebbles o pre-chancados de finos.

Actualmente MLP tiene un problema de producción de cobre, debido a la alta dureza de su mineral, lo que dificulta alcanzar el nivel de producción planificado.

Por lo cual, es necesario de un modelo más robusto que incorpore la caracterización de la alimentación al molino SAG, con el fin de cuantificar el rendimiento planta, debido a distintas mejoras realizadas en perforación, tronadura y chancado.

Capítulo 3

Modelo Propuesto de Planificación Rendimiento Minera los Pelambres

En este Capítulo, se describirá la estructura del modelo propuesto del rendimiento de molienda SAG, indicando sus principales características y diferencia con el modelo actual, además de las condiciones de obtención de los parámetros asociados en su construcción.

3.1 Gestión operacional alimentación SAG

La idea de cuantificar el rendimiento de planta en función de la alimentación, nace de una esquema conceptual *mine to mill*, para la mejora del tratamiento de la planta y P80 (*Superintendencia Metalurgia, 2015a*) . El esquema presentado en la [Figura 3.1](#), es una adaptación a los requerimientos de minera los pelambres (*Contreras, 2015*), donde la principal diferencia radica en mejorar solo el rendimiento planta, dado que el P80 no significa una restricción actual en el proceso.

Como se observa en la figura, la gestión de la distribución granulométrica de entrada al molino SAG, parte de la definición de los diseños de perforación y tronadura, los que a su vez necesitan ser modelados para poder ser gestionados. En esta tesis, se entregará una propuesta de rendimiento de planta a partir de la distribución granulométrica de entrada y caracterización de la dureza del mineral.

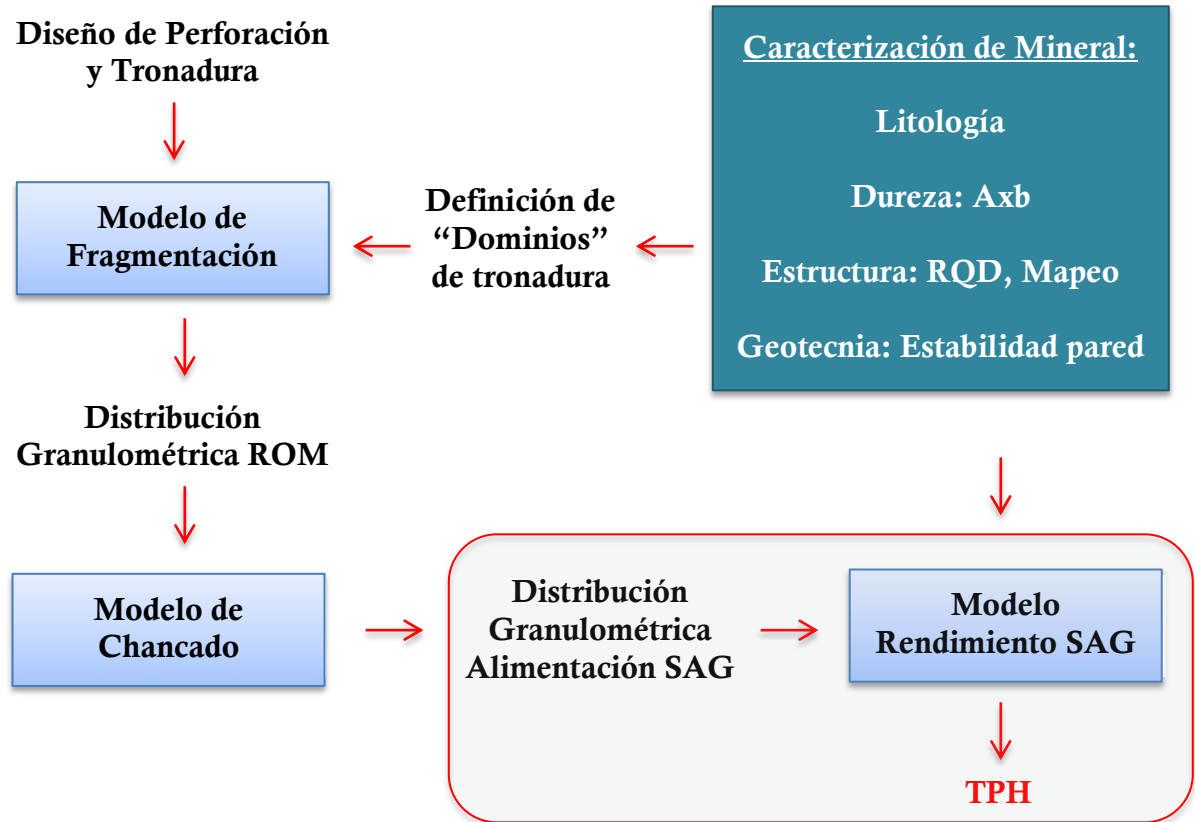


Figura 3.1 Gestión operacional alimentación molino SAG - Propuesta

3.3 Estructura Modelo Propuesto

La Figura 3.2 muestra el esquema resumido del nuevo proceso realizado para la estimación del rendimiento planta. La principal diferencia con la Figura 2.8 presentado en la Sección 2.1 para la obtención del rendimiento planta actual, recae en que no se necesitará una clasificación en las muestras por parte del geólogo, pues se pretende caracterizar la alimentación del molino SAG en función de las unidades geometalúrgicas. Además, se remplazará la simulación por el nuevo modelo del rendimiento SAG.

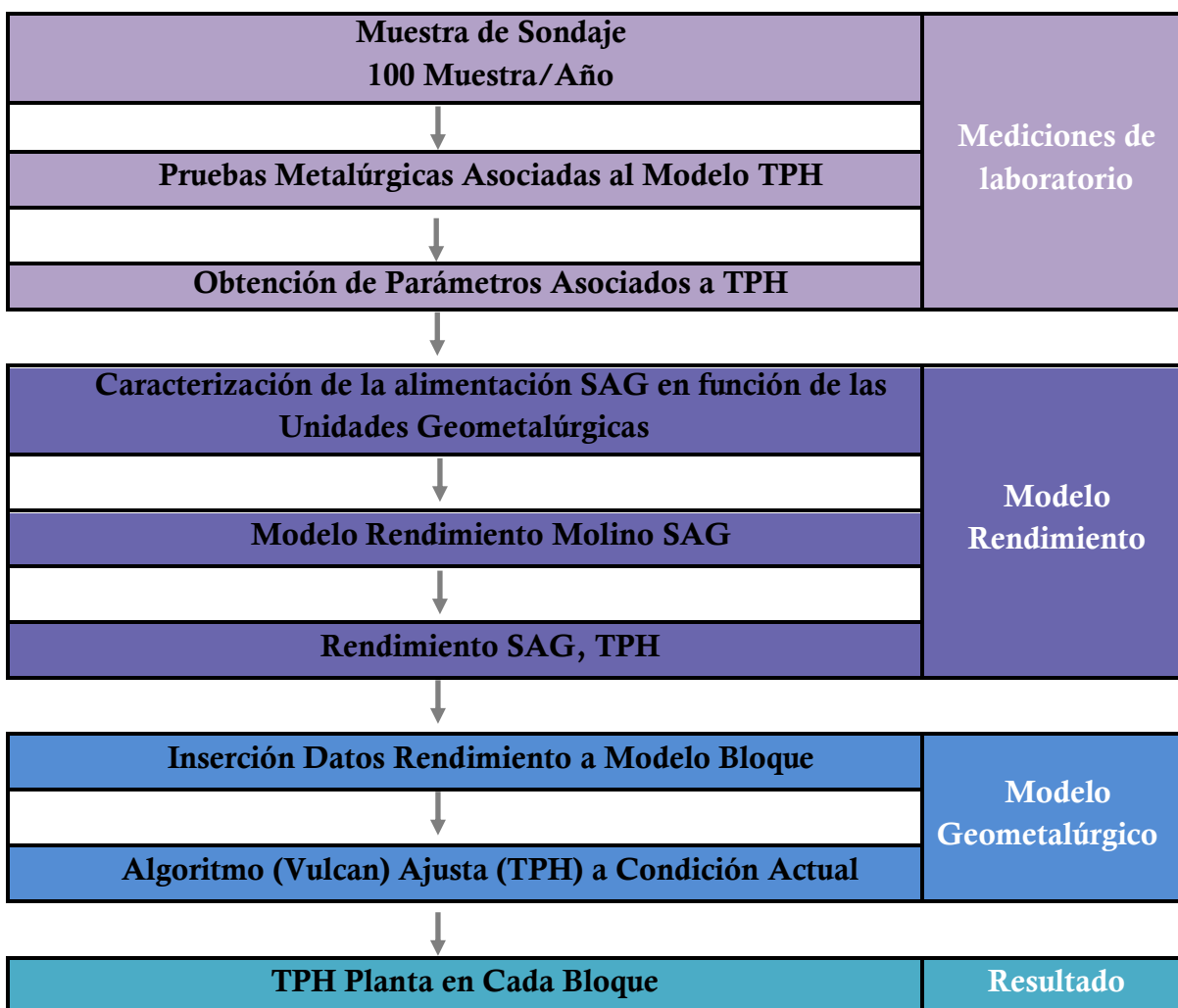


Figura 3.2 Procedimiento Modelo TPH propuesto para Minera Los Pelambres

3.3.1 Caracterización alimentación SAG

El objetivo de caracterizar las curvas granulométricas de alimentación para cada UGM, en primer lugar es tratar de definir las técnicas apropiadas para evaluar las mejoras que se planeen hacer tanto en tronadura como pre-chancado, logrando un aumento en la eficiencia de gestión operacional. También permitirá a Planificación Mina cuantificar el efecto por cambio de curvas granulométricas en algún sector de ésta y por último, disminuirá la incertidumbre de predicción del rendimiento del molino SAG, ya que, no será necesaria la categorización previa por parte del geólogo que clasifica el mineral en dos grandes grupos (blandos y duros).

Para ello, se realizará el ejercicio de estimar la distribución granulométrica promedio, para cada Unidad Geometalúrgica como muestra en ejemplo de la [Figura 3.3](#)

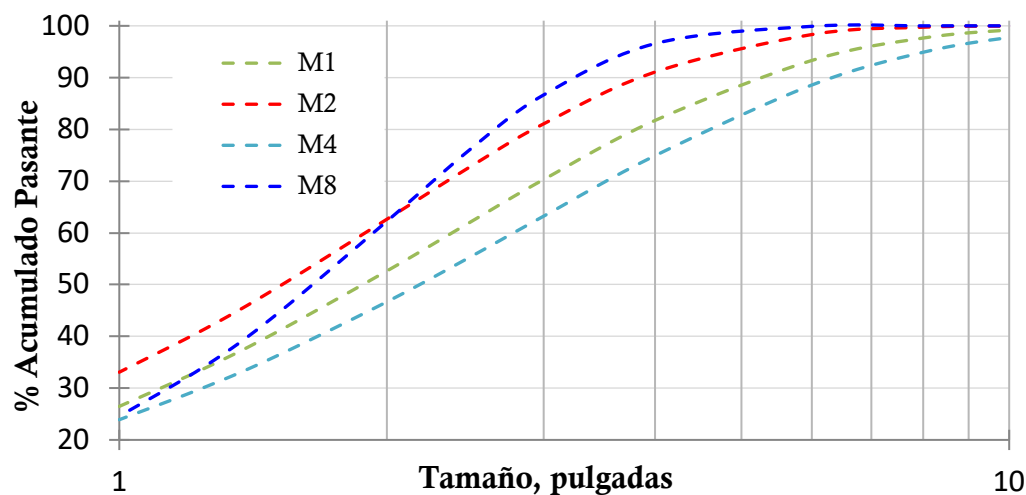


Figura 3.3 Ejemplo de curvas características granulométricas para cada unidad mineralógica (M's)
(*Superintendencia Metalurgia, 2015a*).

3.3.2 Modelo Actual

El nuevo modelo propuesto, tiene como finalidad permitir estimar el efecto del cambio en el tamaño de alimentación por mejoras en tronaduras o pre-chancado del mineral. Para ello, se generará dos modelos en función del A_{xb} [t/kWh] y alimentación al molino SAG. El primero se basará en un análisis estadístico a partir de los datos reales de MLP desde el año 2007 al 2015 y el segundo, también será un análisis estadísticos, pero a partir de una base de datos obtenida de las simulaciones realizadas en el software JKSimMet, para distintas combinaciones de A_{xb} y granulometría de entrada al molino SAG. La importancia de este último, es que los datos se basan en el modelo de mezcla perfecta y correlaciones empíricas estudiadas para el molino SAG.

3.3.3 Modelo Conceptual

Para la construcción del modelo actual, se necesita la distribución de masa de las unidades geometalúrgicas (M1, M2, M3, M4, M7 y M8), el parámetro de medición de dureza Axb y la alimentación al molino SAG.

El primer parámetro, se obtiene como un dato diario del movimiento de masa de la mina, transportado por los camiones hacia el área de chancado y dependiendo del lugar en que se extrae el mineral, se reporta como una cantidad asociada a las unidades geometalúrgicas.

El segundo parámetro, también se reporta en forma diaria y se obtiene a partir del modelo bloque revisado en la [Sección 2.5](#), es decir, que de acuerdo al movimiento de mina, el geólogo se encarga de reportar un Axb consolidado.

Por último, la alimentación granulométrica del molino SAG, se estima en forma continua por una cámara que se encuentra sobre las correas de alimentación al molino SAG. Por lo cual, se tiene todo el espectro de distribución del mineral, sin embargo para la construcción del modelo, se tomará una medida característica de la zona gruesa y fina de la curva, siendo representados por el F80 y %1,25 (Contreras, 2015).

Dada la forma de medición, la cual se explicará en forma detallada en el Capítulo 4, la sección fina de la curva, se corrige a través de un muestreo, por lo cual, se tiene una distribución granulométrica corregida y otra pura. Para efecto de análisis se trabajará con la corregida.

3.4 Alcance del Estudio

En el año 2014 Antofagasta Minerals, solicitó a la empresa METSO realizar un modelo de circuito de conminución de Minera los Pelambres, con miras hacia el futuro, pues en los próximos años se espera que el aumento de dureza en la mina, suponga una caída aproximada de 10 ktd. Para ello se realizó, un muestreo en la planta durante 3 días consecutivos, haciéndolos coincidir con un rendimiento de mineral duro.

La herramienta utilizada para la predicción del rendimiento de la molienda SAG, fue el simulador JKSimMet, el cual entregó un modelo basado en la distribución granulométrica y dureza del mineral, como se aprecia en la [Figura 3.4](#). Al realizar las conciliaciones con la base de dato real de MLP, el modelo fue conservador y predijo bajos rendimientos en comparación a los datos reales, especialmente en minerales competentes.

Una de las causas posible es que la toma de muestra fue insuficiente, ya que, el mismo reporte de Metso destacó la poca toma de muestra en el *trommel*, la dudosa medición de la potencia y la dificultad de medición de la muestra de pebbles generado. Además, hubo dificultades con la estabilidad de la planta especialmente para el molino SAG2. La otra causa posible, son las propias limitaciones que tiene el paquete de simulación JKSimMet (*Bailey, 2009*). Sin embargo, el modelo es buena representación para el rendimiento presentado en el período de muestreo, y enfatiza la idea de generar una exhaustiva revisión a las operaciones de perforación y explosión con el fin de mejorar la fragmentación o reducir la trituración primaria, para mejorar el tamaño de la alimentación al SAG (*Metso, 2015*).

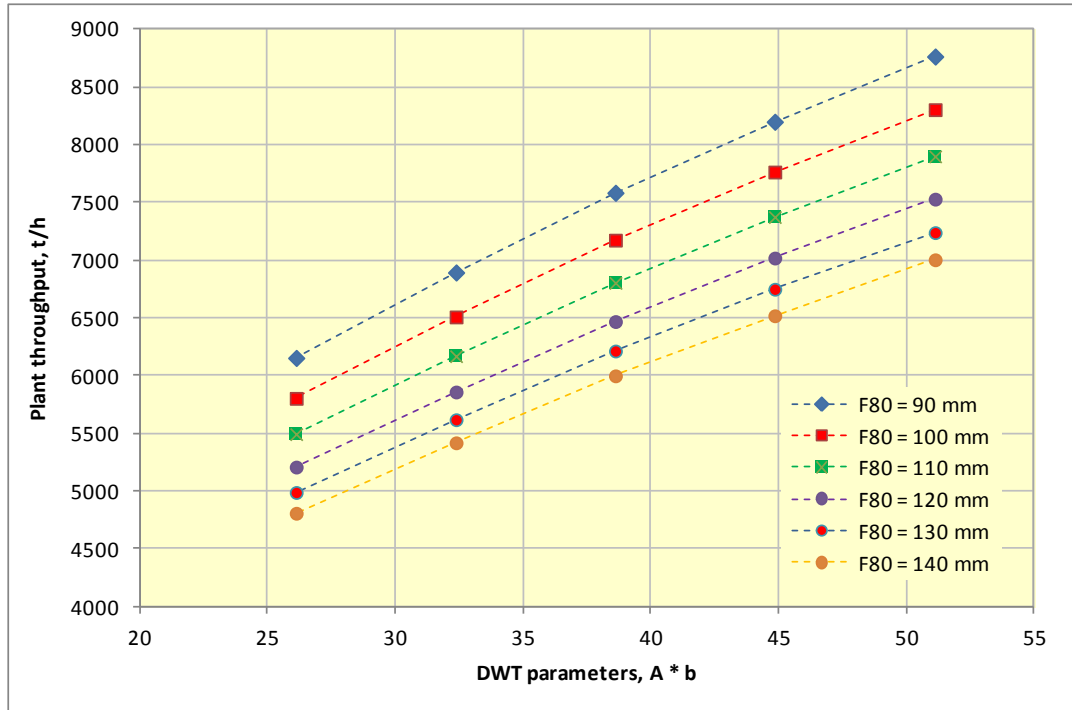


Figura 3.4 Simulación del rendimiento molienda SAG vs Axb en función de la alimentación (Metso, 2015).

Por lo tanto, el presente trabajo tiene como principal objetivo el desarrollo de un modelo empírico que corrobore el estudio realizado, además del ajuste del modelo desarrollado por Contreras 2015, con datos obtenidos del simulador JKSimMet y la unión de estos modelos con la predicción de la alimentación granulométrica al molino SAG a partir de las Unidades Geometalúrgicas, para obtener una herramienta confiable que permita la predicción del tonelaje de la molienda SAG, al generar una disminución de la granulometría por aportes en tronadura o chancado y ser el punto de partida para el plan de gestión operacional de alimentación SAG adaptado en minera los Pelambres.

Capítulo 4

Recopilación y Análisis de Datos

La recopilación y análisis de datos de las variables más importantes se detalla en este Capítulo. Se identificaron los hitos y restricciones de mayor relevancia para Minera los Pelambres a partir del año 2007, con el fin de identificar el cambio de las condiciones de operación y rendimiento del molino SAG. Asimismo, se explican las principalmente ventajas y desventajas del Software Wipfrag, el cual se encarga de estimar la granulometría de entrada al molino SAG. Finalmente, se procedió a agrupar los datos por tph vs Axb y tph vs Axb en función del F80, para verificar si se observa un efecto sobre el procesamiento de mineral, corroborando así el supuesto simulado por la Empresa METSO en su trabajo previo.

4.1 Cronología del período analizado

Como se puede apreciar en la [Figura 4.1](#), el análisis de datos comenzó a partir del 2007, debido a que anterior a este año no se cuenta con la información operacional ni geometalúrgica para el desarrollo de los modelos.

En los años 2007 al 2009, Minera los Pelambres contaba con dos molinos SAG, un chancador y cuatro molinos bolas. Luego a partir del año 2010, con el fin de aumentar la producción, MLP implementó un proyecto de expansión el cual consistió en agregar un chancador y una tercera línea de molienda, sumando así un molino SAG, más dos molinos de bolas. La puesta en marcha de la tercera línea de molienda finalizó a mediados del año 2011 y en paralelo aparecieron dos restricciones operacionales:

La primera fue de tipo ambiental, la cual restringe la capacidad máxima de procesamiento de mineral a 210 [ktpd] y la segunda, de tipo dinámico, debido a problemas en el sistema de transporte de relave cuando el flujo de mineral se encuentra entre el rango 155 a 190 [ktpd] (rango ciego). La forma de controlar dicho problema, es fijar el límite máximo de tonelaje en 155 [ktpd] cuando el flujo se mueve en dicho rango. A partir del año 2012 y con estudios previos, se logró reducir el rango entre 165 y 187 [ktpd].

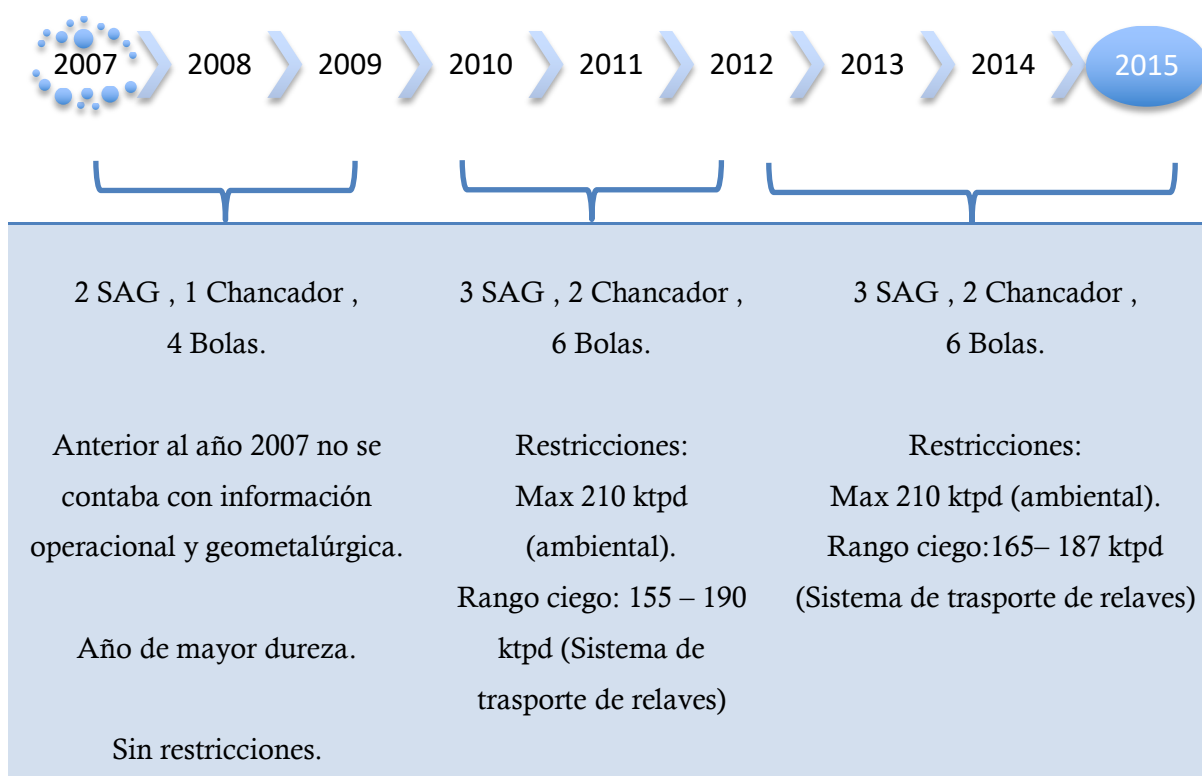


Figura 4.1 Hitos y restricciones importantes de MLP 2007 – 2015.

En consecuencia, el análisis de datos se hará siempre dividiendo los períodos entre un antes y después a la implementación de la tercera línea de molienda y las respectivas restricciones. Además, se dejará de lado los años 2010 y 2011 en que se puso en puesta en marcha el molino SAG 3, dado a que no presentaban las condiciones de operación normal de la planta.

4.2 Restricciones duras y blandas

Las restricciones mencionadas anteriormente, son llamadas restricciones duras del proceso, ya que no existe ninguna herramienta de planificación con que se pueda gestionar dichas limitaciones. Sin embargo, existen otros tipos de restricciones blandas que si pueden ser manejadas y gestionadas para disminuir el tiempo en que el molino estuvo condicionado, estos se pueden clasificar como:

- 2 Bajo nivel de *stock pile* (Restricciones Aguas Arriba)
- 3 Aumento en mantenciones no programadas
- 4 Aumento imprevistos mecánicos

Tanto las restricciones duras como blanda, condicionan el rendimiento del molino SAG, generando una condición de operación llamada: restricción por operador. La [Figura 4.2](#) ejemplifica las principales características del comportamiento del molino SAG cuando está restringido por el operador.

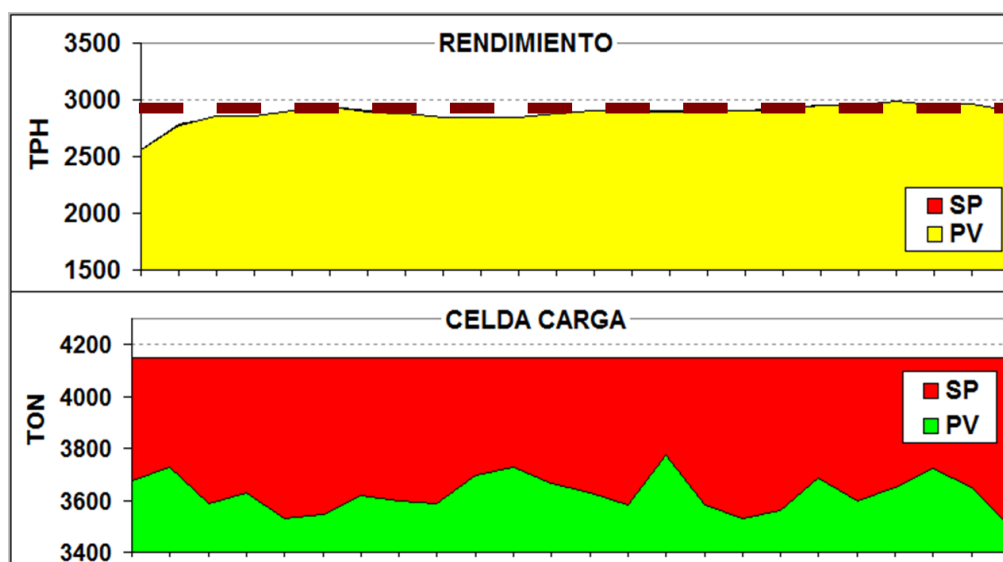


Figura 4.2 Restricción por operador (Superintendencia Metalurgia, 2015b)

Las principales características en las condiciones de operación son:

1. El tph real es igual o similar al tph Set Point (SP), debido a que el operador condiciona el límite máximo, como consecuencia de las restricciones duras y blandas.
2. Nivel de celda de carga no alcanza el Sep Point, evidenciando una gran holgura en la capacidad de llenado (el molino SAG se puede llenar más).

4.3 Medición de los datos

Para la recopilación de datos de granulometría y condición operacional del molino SAG, actualmente MLP cuenta con el PI System, software gestor de datos, que contiene una interface conectado con más de 400 fuentes de datos o *datasources*, como PLCs, bases de datos, ficheros, SCADAs, HTML, XML, etc. Además provee un mecanismo estándar para la recopilación de datos, permitiendo el acceso en tiempo real a los datos actuales e históricos.

Los datos que se necesitan para la construcción de los modelos como ya se ha mencionado en los capítulos anteriores, son principalmente el F80, %1,25 y Axb, además de las condiciones de operación del Molino SAG. En la [Tabla 4.1](#) se describe la forma de medición de las principales variables.

[Tabla 4.1](#) Forma de medición de las principales variables del molino SAG.

Variable	Medición
<i>Stock Pile</i> [ton]	Sensores de Peso
Rendimiento [ton/h]	Estimación medida
Coefficiente marcha (%)	Tratamiento
Peso Celda Carga [ton]	---
Potencia[kW]	Sensores de Peso
Velocidad giro molino [rpm]	Sensores de Energía
Ruido del Molino [%]	Sensores de Ruido
Nº de Bolas	Informadas por el Operador
Dis. Granulométricas de entrada [pulg]	Software Wipfrag

Para la obtención de los datos, se consultó con los metalurgista de MLP rango de operación normal para los molinos SAG. Los filtros base utilizados para la obtención de los datos PI se enumera a continuación:

1. Stock pile > 10.000 [ton]
2. Rendimiento > 100 [tph]
3. Potencia > 1000 [kW]
4. Peso Celda de Carga > 1000 [ton] o 100 [ton] para SAG 3
5. Ruido del molino > 0 [%]
6. Velocidad de giro > 2 [rpm]
7. Porcentaje de sólido > 60 [%]
8. Distribución granulométrica de alimentación corregida

Las mayoría de las variables son mediciones en forma continua, sin embargo se utilizó un dato diario promedio filtrado para correlacionar con las variables geometalúrgicas. La dureza, el Axb y las unidades geometalúrgicas, son recopilados de la base de datos creada y actualizada del modelo de Bloque de MLP.

Para la estimación de la distribución granulométrica se utiliza el Wipfrag, software de análisis de fragmentación, el cual toma imágenes de las rocas quebradas y lo convierte en una red de fragmentos. Luego, esta red de fragmentos es medida y delineada estadísticamente por el mismo software, comparando la red resultante con la imagen de la rocas, corrigiendo la exactitud por medio de una edición manual (*Barona, 2014*). Como se aprecia en la [Figura 4.3](#), estas cámaras se encuentran sobre las correas transportadoras al molino SAG. Debido a las vibraciones provocadas por el transporte de las correas, el mineral grueso tiende a quedar sobre el mineral fino, por lo tanto el campo visual de la cámara queda restringido solo a la fracción gruesa, imposibilitando la medición y predicción exacta de la fracción fina (Pedraza y Rojas, 2014).

La solución propuesta por MLP, fue fijar factores de corrección de la curva granulométrica a través de un muestreo, que básicamente consistió en asociar una distribución de tamaño grueso a una determinada distribución de tamaño fino, generando una mejora en la incertidumbre relacionada a los finos, no obstante sigue sin ser una medición exacta.

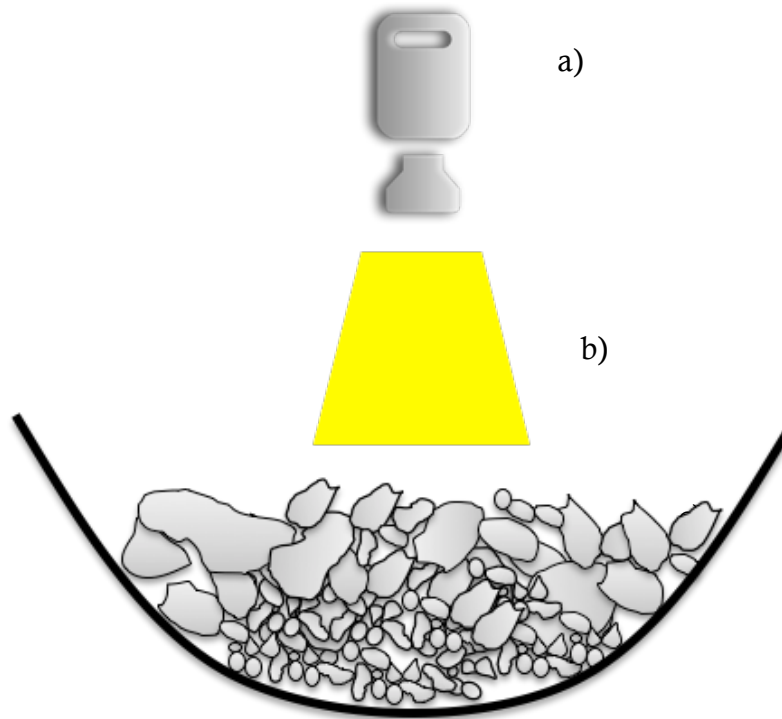


Figura 4.3 Estimación de la granulometría cámara Wipfrag. a) Cámara Wipfrag, b) Distribución granulométrica, c) correas transportadoras.

4.4 Caracterización de la granulometría de entrada

Para tener una percepción de la desviación que produce el dato promedio diario, del F80 y el %1,25, se tomó una base de datos entre Diciembre del 2012 y Septiembre del 2013, cada un minuto de acuerdo al promedio ponderado de las 3 líneas. Los resultados, se muestran en las Figuras 4.4 y 4.5.

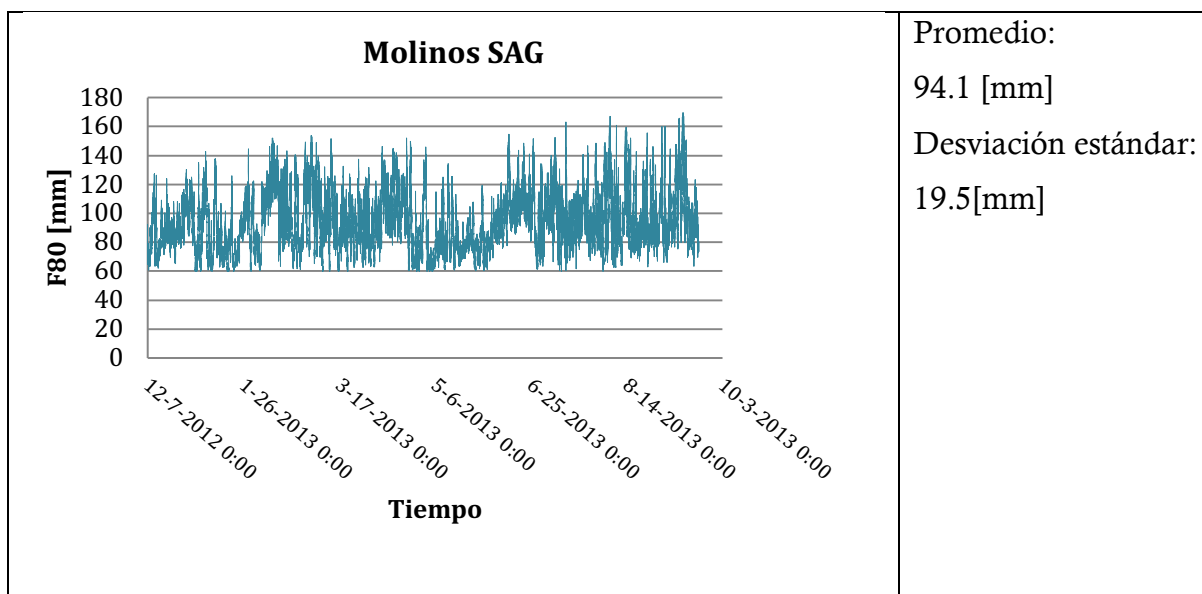


Figura 4.4 Caracterización F80 cada un minuto.

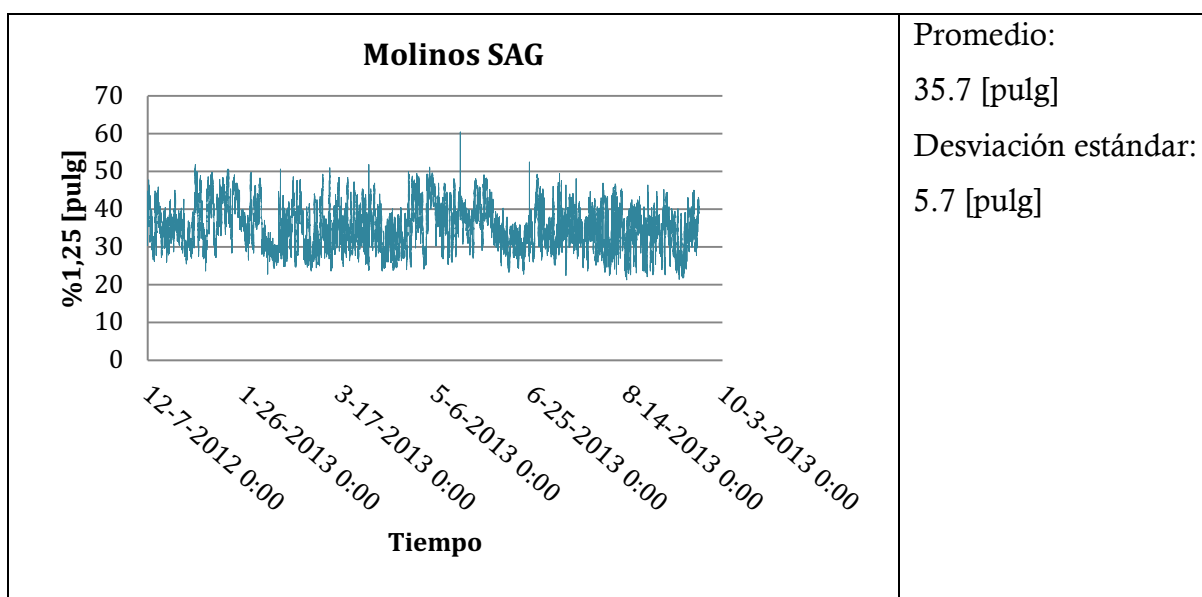


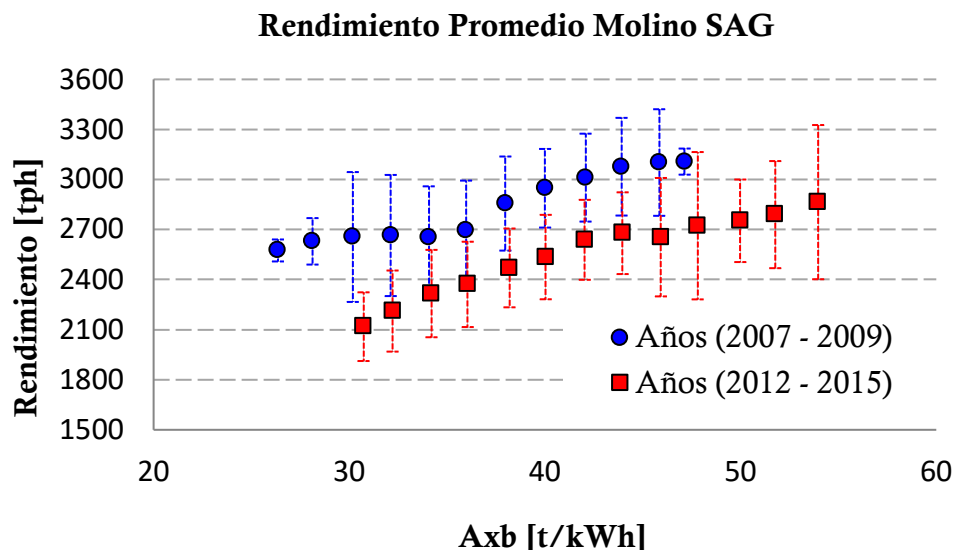
Figura 4.5 Caracterización 1,25 [pulg] cada un minuto.

4.5 Análisis de datos

Una vez recopilado los datos del Sistema PI y del Modelo Geometalúrgico, se procedió a hacer un análisis, para verificar si el rendimiento de planta del molino SAG puede ser descrito en función de la granulometría de entrada y como las restricciones de operación condicionan el rendimiento del molino SAG en el transcurso del tiempo.

4.5.1 Agrupación de los datos por Axb

Se realizó una comparación del rendimiento molino SAG en función únicamente del Axb para los períodos 2007 – 2009 y 2012 – 2015, con el fin de evaluar cómo han afectado en promedio las restricciones a lo largo de los años. En la [Figura 4.6](#), se puede apreciar claramente una diferencia en el rendimiento, alcanzado flujos sobre los 3000 [tph] en el período antiguo, marcando una diferencia significativa con los 2860 [tph] máximos alcanzados en la actualidad. En promedio existe una diferencia de 265 [tph] entre un período y otro, además en el período anterior la dureza del mineral era mayor, presentando un Axb promedio de 39 [t/kWh] en comparación con el actual de 44 [t/hWh].



[Figura 4.6](#) Rendimiento molienda SAG ordenados por Axb, períodos 2007-2009 y 2012-2015.

4.5.2 Agrupación de los datos por Axb en función del F80

Para el análisis de los datos agrupados en función de Axb y F80 también se tomó en cuenta la separación de los períodos con y sin restricciones duras. Como se aprecia en las Figuras 4.7 y 4.8, al clasificar los promedios por rangos de F80, los datos tienden a formar curvas lineales que describen el procesamiento del mineral en los molinos SAG para el período 2007 – 2009.

A medida que el F80 disminuye el rendimiento aumenta, corroborando la idea principal de realizar un modelo que pueda capturar la variabilidad del tonelaje en función de la granulometría.

Comparando las Figuras 4.7 y 4.8 entre sí, la inclinación de las curvas entre ambos Molinos SAG son distintas entre las clases 90 y 120 [mm], disminuyendo el rendimiento para el SAG 2. La principal causa de esta disminución se debe a que el molino SAG 2, presenta mayor recirculación de *pebbles* (chancado y no chancado) que el SAG 1, provocando que la alimentación fresca sea frenada para compensar la entrada de los *pebbles*. Por ende, se puede observar que los puntos que forman cada curva son más clara en el molino SAG 1 que en el SAG 2.

Cabe destacar que el análisis, se hizo eliminando los datos con intervalos de confianza significativos ($IC\ 95\% > 500$ [tph]) o punto con cantidad de datos inferior a 5.

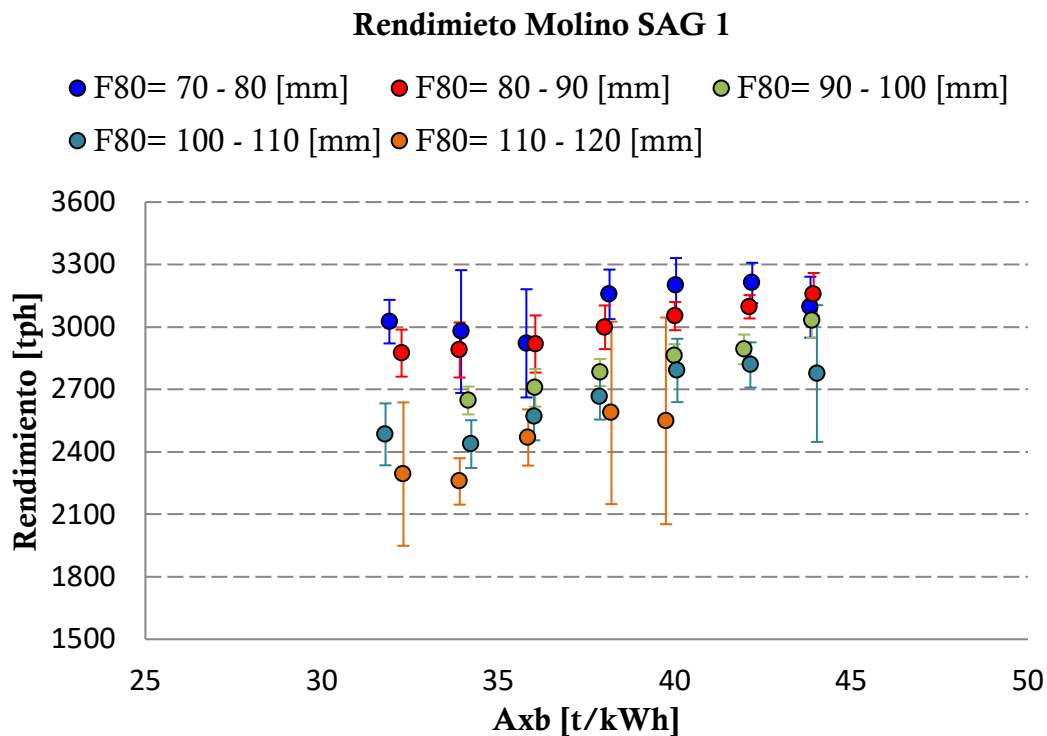


Figura 4.7 Rendimiento [tph] Molino SAG 1 vs Axb [t/kWh] en función del F80 [mm] 2007-2009, | intervalo de confianza 95%.

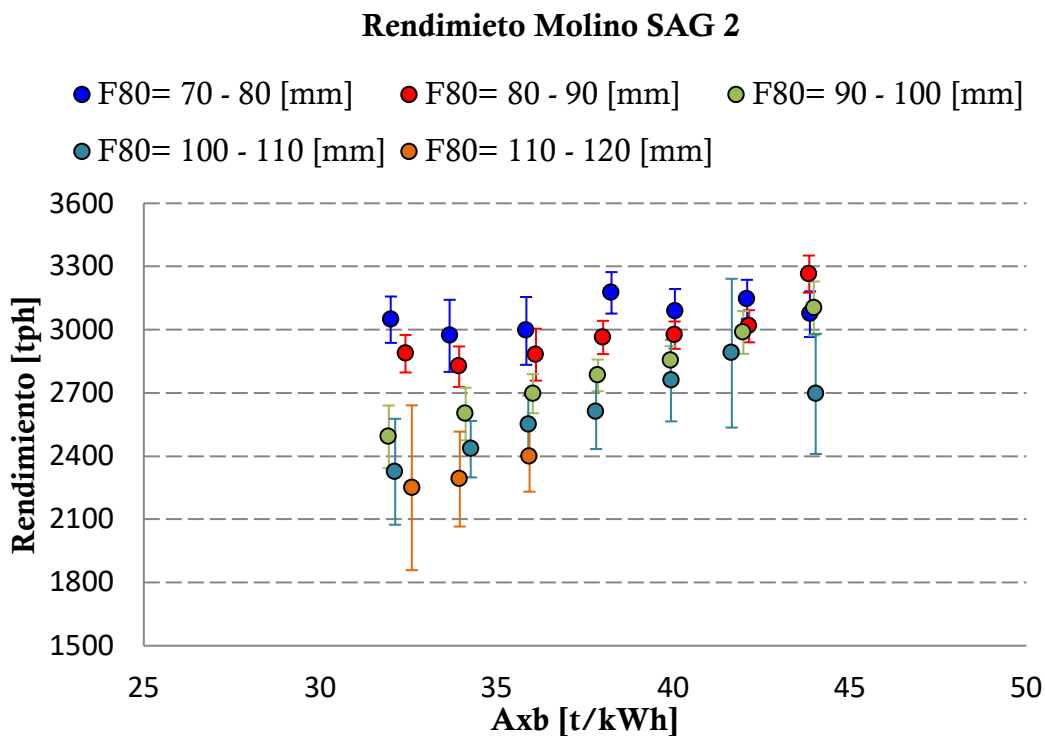


Figura 4.8 Rendimiento [tph] Molino SAG 2 vs Axb [t/kWh] en función del F80 [mm] 2007-2009, | intervalo de confianza 95%.

Con respecto a los intervalos de confianza (IC 95%) de cada punto, tanto el SAG 1 como para el SAG 2, las bandas son significativamente grandes para los datos extremos y la curva conformada por el rango entre 110 - 120 [mm] y 70 - 80 [mm] debido a que la cantidad de datos en estos puntos es menor en comparación a los datos entre 80 y 110 [mm]. Cabe destacar que la medición del Axb, es una medición diaria, por lo cual se trabajó con el promedio diario del F80, a pesar de que se mida en forma continua. En forma aproximada la variación del F80 para un día es aproximadamente de ± 20 [mm].

En las Figuras 4.9, 4.10 y 4.11, a diferencia del período anterior el efecto del F80 no se aprecia, formando una serie de curvas que se interceptan entre sí, lo cual, es atribuido a las condiciones duras del proceso.

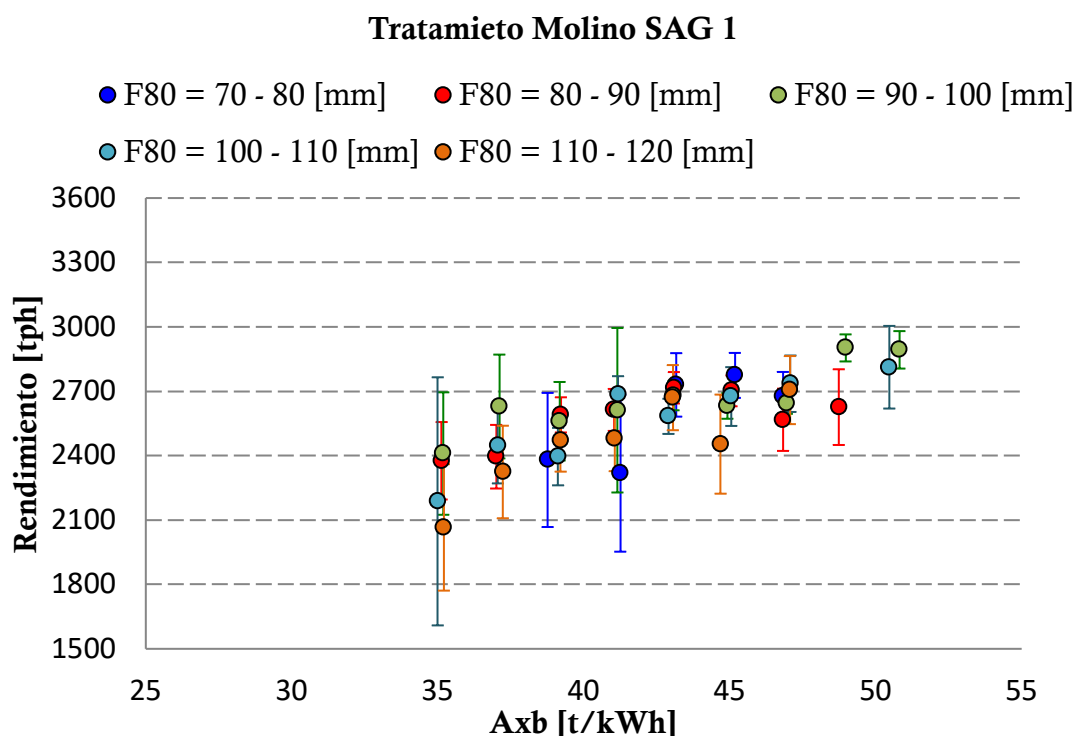


Figura 4.9 Rendimiento [tph] Molino SAG 1 vs Axb [t/kWh] en función del F80 [mm] 2012 – 2015, | intervalo de confianza 95%.

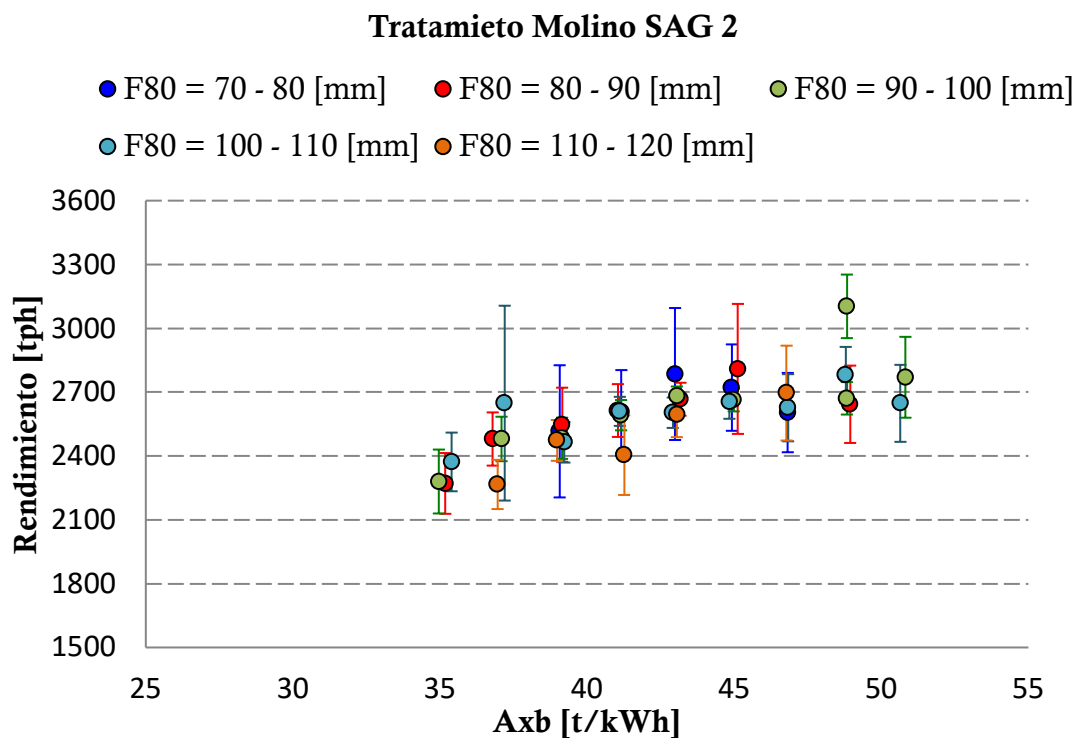


Figura 4.10 Rendimiento [tph] Molino SAG 2 vs Axb [t/kwh] en función del F80 [mm] 2012 – 2015, | intervalo de confianza 95%.

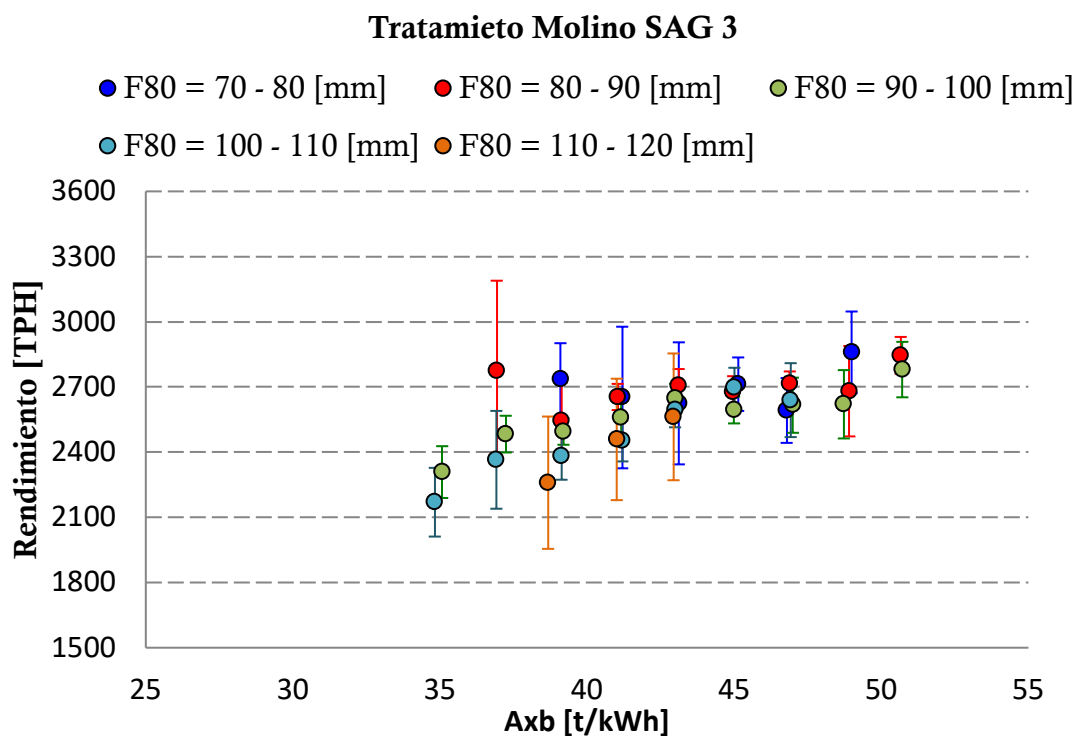
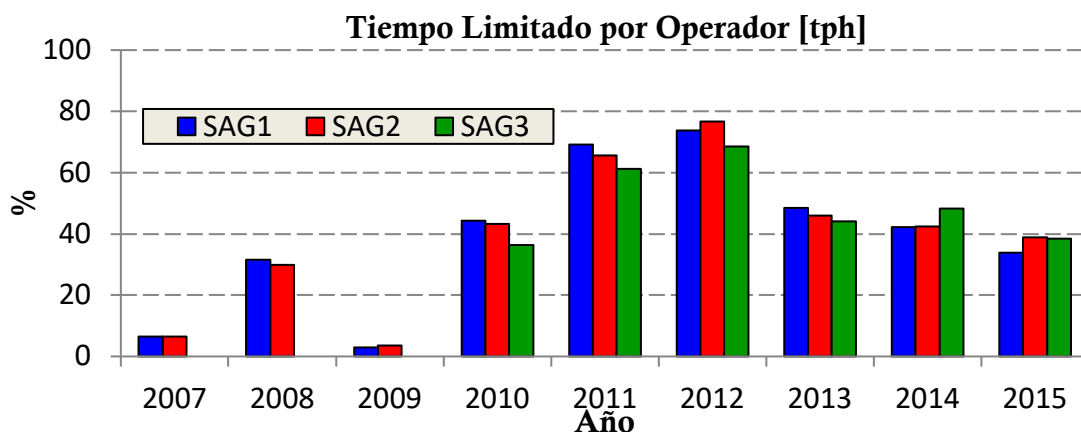


Figura 4.11 Rendimiento [tph] Molino SAG 3 vs Axb [t/kwh] en función del F80 [mm] 2012 – 2015, | intervalo de confianza 95%.

Los intervalos de confianza son significativamente mayores en los datos perteneciente a un Axb bajo, debido a que en período 2012 – 2015, el mineral con el cual se trabajó fue principalmente blando, por ende la mayor concentración de data se encuentra en los Axb altos. La desviación estándar, número de datos e intervalos de confianza de los gráficos son presentados en el [Anexo II](#). Cabe destacar, que en los años 2007 – 2009, los datos también tienen restricciones (blandas), sin embargo la principal diferencia entre un período y otro es la cantidad de veces en que el molino estuvo restringido. En la [Figura 4.12](#) se aprecia que para los años 2007-2009, el tiempo limitado por operador fluctuó entre un 5% y 30%, en cambio, para los años 2012-2015 este fluctuó entre 40% y 70%, marcado así la diferencia principal entre los datos analizados.



[Figura 4.12](#) Porcentaje de tiempo limitado por operador 2007 – 2015. (Superintendencia Metalurgia, 2015a)

Bajo el escenario de condición limitada por operador, ya se comprobó que el efecto de granulometría no es significativo, sin embargo, existe un 60% del tiempo en que dicho efecto sí se presenta a pesar de que no es posible de ver con los datos analizados de la actualidad en forma diaria, por lo cual, aún existe una holgura de ganancia que se puede mejorar disminuyendo F80, corroborando la idea principal de crear un modelo en función de la granulometría y dureza mineral, para la predicción del rendimiento de molienda SAG. Finalmente, de acuerdo a los antecedentes presentados, se toma la decisión de crear un modelo estadístico multivariable con los datos comprendidos entre los años 2007 y 2009, y mediante correlaciones empíricas se corregirá hacia el año actual.

Capítulo 5

Modelos Propuestos

5.1 Metodología del trabajo

De acuerdo a los resultados presentados en la [Sección 4.4](#), se realizaron dos modelos estadísticos, que describen el rendimiento del molino SAG en función del F80, %1,25 y Axb, denominados como *ModEst* y *ModFen*. Estos modelos se diferencian en que el primero se realiza a partir de los datos operacionales y geológicos disponibles desde el sistema Wipfrag y modelos geometalurgicos. Mientras que el segundo modelo se realiza a partir de datos obtenidos del simulador JKSimMet, para distintas combinaciones de F80 y %1,25. La data utilizada tiene los filtros base presentados en la [Sección 4.3](#), además de la eliminación de los datos anómalos (IC 95% >500 [tph]), ya que, se necesita un modelo que sea capaz de capturar toda la variabilidad de la planta. Para la validación de los modelos, se agruparon los datos predichos en rangos Axb en función del F80 y se compararon con las curvas reales obtenidas en el [Capítulo 4](#). Luego, con el fin de predecir el comportamiento del mineral que viene desde la mina, se generó un modelo predictivo de F80 a partir de las unidades geometalúrgica, el cual se incorporó al ModEst y ModFen. Los resultados se compararon con el modelo actual empleado en Minera los Pelambres. Una vez validados los modelos, se utilizaron como herramienta de verificación del efecto del pre-chancado en el rendimiento del molino SAG.

Para la creación de los modelos se utilizó el software MINITAB (V.16), herramienta de rendimiento de datos y análisis estadístico. El estudio, se concentró principalmente en el análisis multivariable, para identificar la mejor combinación de los parámetros ajustables, utilizando dos instrumentos de inspección:

- Regresión de los mejores subconjuntos (*Best subsets regression*): Procedimiento automatizado para identificar los modelos de regresión de mejor ajuste en función de los predictores que se especifiquen. El método general se basa en seleccionar los subconjuntos más pequeños que satisfagan determinados criterios estadísticos. La razón para utilizar un subconjunto de variables y no el conjunto completo se debe a que el modelo de subconjuntos puede realmente estimar los coeficientes de regresión y pronosticar futuras respuestas con menor varianza que el modelo completo con todos los predictores (*Minitab, 2016a*).
- Regresión por paso (*Stepwise regression*): Herramienta automatizada que se utiliza en las etapas exploratorias de la construcción de un modelo para identificar un subconjunto de predictores útiles. Por medio de iteraciones, pasos, el proceso agrega de manera sistemática la variable más significativa o elimina la variable menos significativa (*Minitab, 2016b*). Esta ha sido estudiada por diversos autores y su realización no es única, pues no está exenta de parámetros subjetivos, elegidos según criterios del usuario, como el índice de incorporación de variables al modelo (Fernández, 2015).

Entre los criterios para determinar la componente más significativa en cada paso están:

- a. Aquella variable que tenga la más alta correlación parcial con la salida de los componentes del modelo seleccionado.
- b. Las variables que logren el más alto incremento en el índice de correlación múltiple.
- c. Aquella variable que cause el más alto decrecimiento en el error de ajuste de la regresión de los datos al modelo, expresado como sumatoria de las diferencias al cuadrado.

El mejor procedimiento se estableció en agregar una nueva variable al modelo cuando cumpla con todos los criterios. Eliminándola en caso contrario. El algoritmo de la regresión por paso junto a los criterios empleado en este trabajo son detallados en el [Anexo IV](#).

5.2 Modelo estadístico multivariable: Datos Reales

Como se explicó en el [Capítulo 4](#), se tomaron todos los datos diarios entre los años 2007 y 2009, con el filtro molino SAG funcionando y eliminación de *outlier*, ya que se requiere un modelo que sea capaz de capturar la variabilidad de todas las condiciones del proceso. Para el desarrollo del modelo multivariable, se procedió a generar la matriz de datos del rendimiento en función de las variables Axb, F80 y %1,25 para distintas combinaciones de factores. Luego, con la herramienta de los mejores subconjuntos y la regresión paso a paso, se obtuvo como resultado la [Tabla 5.1](#) y [5.2](#) respectivamente.

Este análisis se realizó con distintas combinaciones de Axb, F80 y %1,25, el resultado reportado en las tablas, solo es la mejor combinación estudiada.

Tabla 5.1 Resultado “Mejores Subconjuntos” Modelo ModEst.

Vars	R-Sq	R-Sq(adj)	Mallows Cp	S	F80	1/F80	1/F80 ²	1/Axb	Axb ^{0,5}	%1,25	%1,25 ²
1	27,7	27,6	256,7	299,79		x					
1	25,1	25,0	293,8	305,12			x				
2	43,3	43,2	34,8	245,56					x	x	
2	45,8	45,7	35,9	245,75		x			x		
3	46,5	46,3	5,8	220,59					x	x	x
3	46,2	46,0	9,5	220,20				x		x	x
4	46,8	46,5	4,0	220,1		x	x		x	x	
4	46,7	46,4	4,7	220,1		x	x		x		x
5	46,8	46,5	5,2	220,3		x	x		x	x	x
5	46,8	46,5	5,9	220,2		x	x	x		x	
6	46,8	46,5	7,0	220,3		x	x	x	x	x	x

Tabla 5.2 Resultado “Regresión Paso por Paso” Modelo ModEst.

Step	1	2	3	4
Constant	1400	-873	-3005	-3766
1/F80	131204	107654	534862	449887
P-Value	0,00	0,00	0,00	0,00
$Axb^{0,5}$		410	361	394
P-Value		0,00	0,00	
$1/F80^2$			-	-
			18519359	18913891
P-Value			0,04	0,02
%1,25				42
P-Value				0,06
S	299,794	241,20	220,2	220,3
R-Sq	27,69	45,8	46,71	47,77
R-Sq(adj)	27,60	45,7	46,49	47,49
Mallovs Cp	256,71	35,9	17,21	4,01

Como se observa en la [Tabla 5.1](#), el F80 explica principalmente el tonelaje de la planta, debido a que se obtuvieron dos posibles modelos representados solo por esta variable, sin embargo, se nota una diferencia clara de cambio en el R-Sq, R-Sq(adj) y Cp, a partir de los modelos con dos variables distintas.

Para verificar que variables son significantes, se realiza la “regresión paso por paso”, donde el test de hipótesis P concluyó que no se puede obtener un modelo con más de cuatro variables sin que este represente un sobreajuste al modelo y genere multicolinealidad entre las variables. Los modelos representados por dos o más variables tienen R-Sq similares, por lo cual, se optó por el modelo más simple, es decir el modelo de dos variables, ya que el resto no entrega valor agregado.

Como resultado se obtuvo el modelo descrito en la [Ecuación 5.1](#):

$$Tph_{ModEst\ original} = -873 + \frac{107564}{F80} + 410 \cdot Axb^{0,5} \quad 5.1$$

La [Tabla 5.3](#), muestra el resumen de los resultados del modelo. El ajuste del índice cuadrático de correlación es cercano al 50%, el cual es bajo sin embargo 3 o 4 parámetros más no generan diferencias significativas.

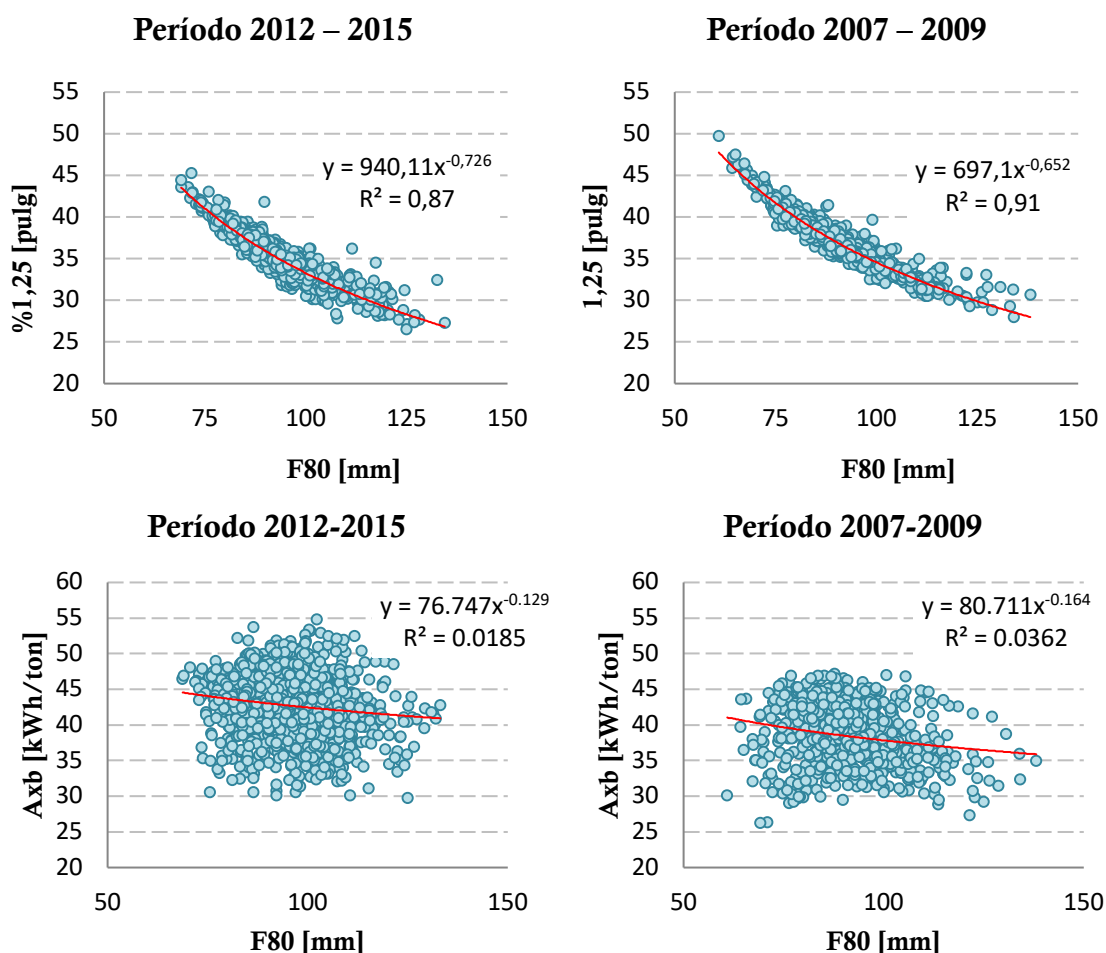
Las sumas secuenciales de los cuadrados (SC. Seq) y la sumas ajustadas de los cuadrados (SC Ajust.) son medidas de variación de las diferentes fuentes especificadas para el modelo. La diferencia entre una y otra, es que el SC. Seq depende del orden en el que los términos se incluyen en el modelo, mientras que el SC Ajust no. Los cuadrados medios ajustados (MC. Ajust) miden qué tanta variación explica un término o un modelo, asumiendo que todos los demás términos están en el modelo, independientemente de su orden en el modelo. En la tabla Análisis de varianza, Minitab separa las sumas secuenciales de los cuadrados en diferentes fuentes: regresión, término, error puro y total. Los parámetros mencionados, sirven para interpretar los valores p y el estadístico R^2 , $R^2(\text{Adj})$, $R^2(\text{Pred})$. Para la regresión, si el valor p es menor que o igual al nivel de significancia, se concluye que el modelo explica la variación en la respuesta.

Tabla 5.3 Resultados del modelo estadístico (ModEst).

Coeficientes						
Término	Coeficiente	Desv. Est Coef	T	P		
Constante	-873,21	167,31	-5,22	0,00		
1/F80	107654,16	6115,11	17,60	0,00		
Axb ^{0,5}	410,05	26,36	15,55	0,00		
Resumen						
S	245,75		R-Sq	45,88%		
R-Sq (Adj)	45,74%		PRESS	47174846		
R-Sq (Pred)	45,71%					
Análisis de Varianza						
Término	GL	SC. Seq	SC Ajust.	MC Ajust	F	P
Regresión	2	4,0,E+07	4,0,E+07	2,0,E+07	327,66	0
1/F80	1	2,5,E+07	1,9,E+07	7,1,E+05	309,92	0
Axb ^{0,5}	1	1,5,E+07	1,5,E+07	1,5,E+07	242,91	0
Error	773	4,7,E+07	4,7,E+07	6,0,E+04		
Total	775	8,6,E+07				

Con respecto al %1,25, no se obtuvo ningún modelo en conjunto con las tres variables evaluadas, en que el parámetro cumpliera con la prueba de hipótesis P o que siguiera con la fenomenología del proceso.

Como se puede apreciar en la [Figura 5.1](#), por la naturaleza del proceso de medición del sistema Wipfrag en la alimentación al SAG, el %1.25 muestra una alta correlación con el parámetro F80, para datos de los periodos 2007 – 2009 y 2012 – 2015, por tanto, genera una condición menos favorable para la estimación.



[Figura 5.1](#) Gráfico F80 [mm] vs %1,25 [pulg] y Axb [kWh/ton] 2007 - 2009 y 2012 - 2015.

La curva de Pareto, [Figura 5.2](#), formada por la varianza de los coeficientes muestra que el mayor efecto sobre el rendimiento del molino SAG viene representado por la

variable $1/F80$, siendo una relación aproximada de 3:2 en comparación al $\sqrt{Axb}$. Denotando la importancia de la granulometría en la operación de los molinos SAG.

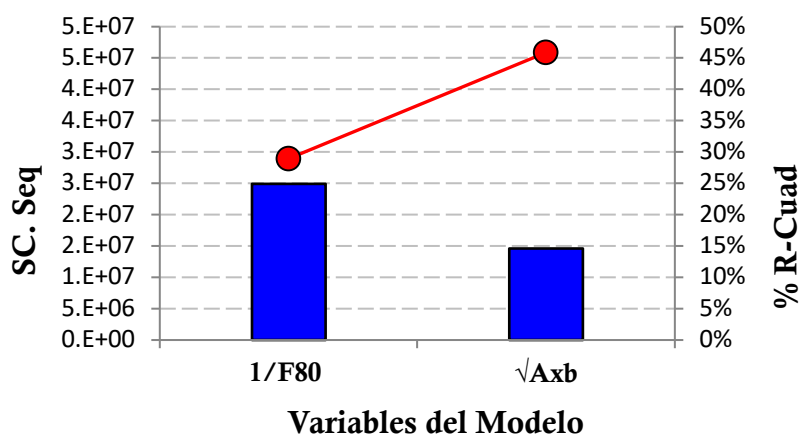


Figura 5.2 Curva de Pareto modelo estadístico (ModEst)

Propagación de Error

Para el cálculo de la propagación del error, se utilizó la información recopilada en la [Sección 2.5](#) para estimar la incertidumbre del Axb y para el $F80$ se utilizará la variación diaria caracterizada en la [Sección 4.4](#). El resultado de los supuesto se detallan a en la [Tabla 5.4](#), donde se aprecia error promedio de ± 293 [tph]. Sin embargo el error del Axb esta sobre estimado, pues se calculó a partir de rangos máximos y mínimos en sus mediciones.

$$Axb \pm \Theta = 41,4 \pm 10,5$$

$$F80 \pm \Theta = 94,1 \pm 19,5$$

Dónde:

$Axb \pm \Theta$: Axb característico período 2012 - 2013 $\pm$ incertidumbre

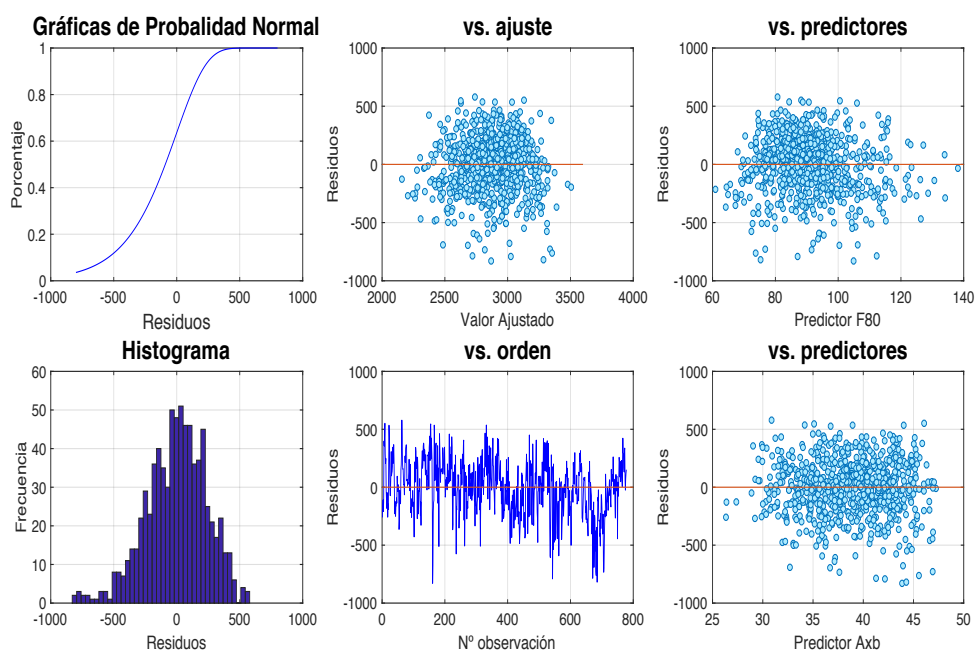
$F80 \pm \Theta$: $F80$ característico período 2012 - 2013 $\pm$ incertidumbre

Tabla 5.4 Propagación de error modelo estadístico ModEst Original.

Parámetro	Prom	$\pm$	TPH +	TPH -	TPH +	TPH -
F80	94,1	19,5	2713	3208	196	299
Axb	41,4	10,5	3225	2550	316	359

Análisis de residuos

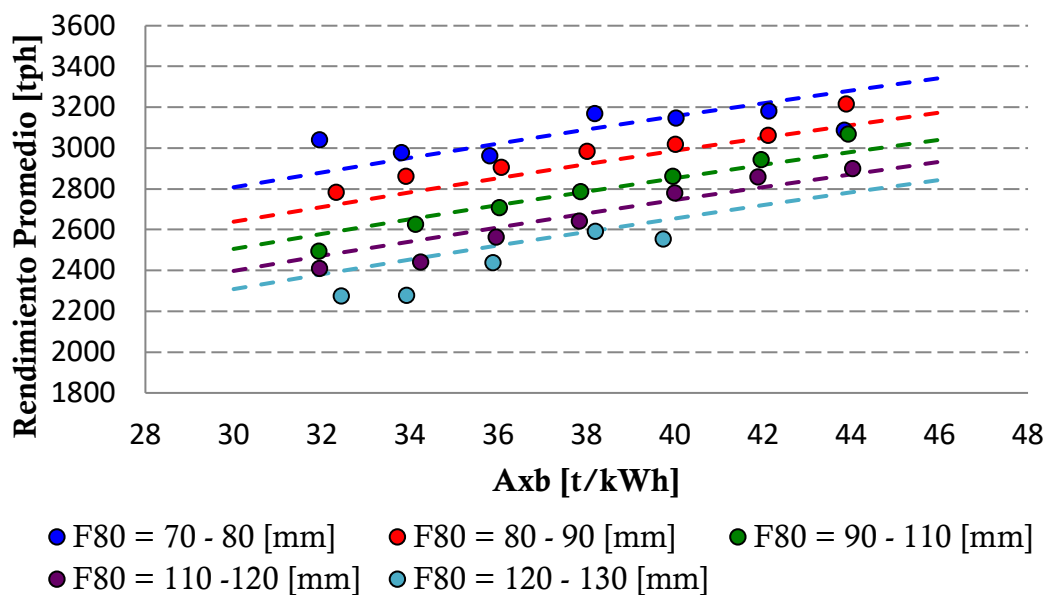
La [Figura 5.3](#) muestra el análisis realizado a los residuos, una buena representación de un modelo busca la aleatoriedad en los residuos. La gráfica de probabilidad normal e histograma, muestran un patrón simétrico con valores atípicos de residuos inferiores a -600 [tph]. En el gráficos de residuos vs ajustes, se observa una distribución aleatoria, por lo cual se puede asumir que cumple con la condición de una varianza constante. En el gráficos de residuos vs orden y predictores, se observa aleatoriedad en los datos, por ende se concluye que los residuos son independientes entre sí y no están correlacionados.



[Figura 5.3](#) Análisis de residuos modelo estadístico *TphModEst original*.

Resultados

La [Figura 5.4](#) muestra los datos reales del periodo 2007 – 2009 con el modelo ModEst propuesto. Se observa que el modelo se ajusta en el rangos de F80 comprendidos entre los 80 - 120 [mm] y en un rango de Axb cercano a 34 y 44 [t/kWh]. En contraparte, los datos extremos del rango Axb junto con los F80 más altos presentan un bajo ajuste, lo que se atribuye a los grandes intervalos de confianzas obtenidos en dichos puntos experimentales debido a la baja cantidad de datos recopilados para ellos.



[Figura 5.4](#) Comparación datos reales 2007 – 2009 y modelo MosEst. (----) Representa la predicción del modelo ModEst.

Para llevar el modelo estadístico desarrollado a las condiciones actuales de funcionamiento del molino SAG, se compararon los datos ordenados por Axb del período 2012 – 2015 con el modelo ModEst original aplicando un factor de corrección empírico (f_c), como muestra la [Ecuación 5.2](#), el cual representa todas las restricciones duras del proceso mencionadas en el [Capítulo 4](#). La [Figura 5.5](#) muestra que ambas curvas tienen pendientes similares, por tanto, se corrigió la curva por un factor de 0,881.

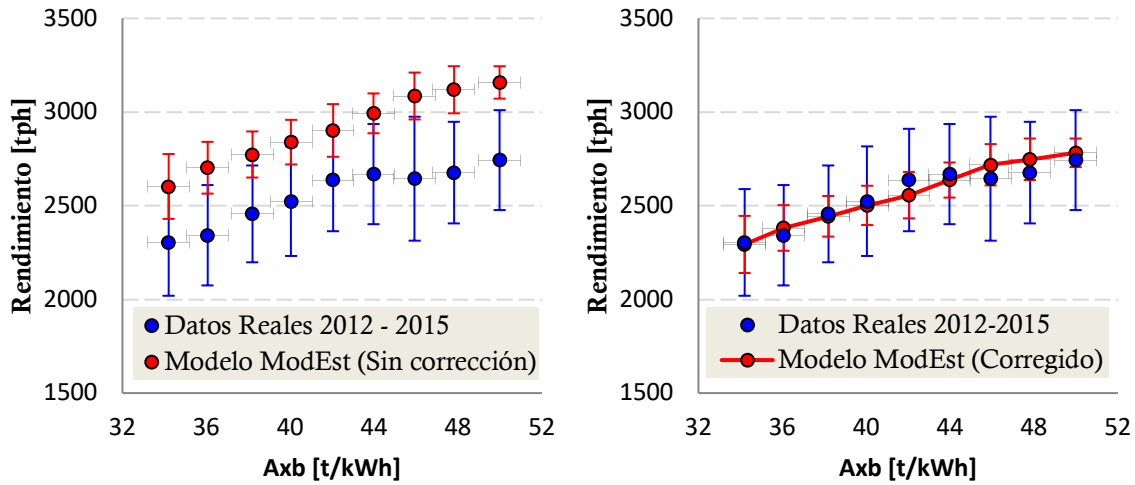


Figura 5.5 Corrección empírica modelo ModEst.

$$Tph_{ModEst} = \left(-873 + \frac{107564}{F80} + 410 \cdot Axb^{0.5} \right) \cdot fc \quad 5.2$$

De este modos se obtienen las curvas de rendimiento corregidas del molino SAG, Figura 5.6. Con el objeto de alcanzar un rendimiento similar al período 2007 – 2009 en el molino SAG, el F80 tendrá que ser menor al alcanzado en la época anterior. Es decir, si se quiere alcanzar sobre los 3000 [tph] en promedio, la granulometría gruesa tendrá que ser inferior a los 70 [mm], escenario que actualmente representa menos del 5% de los datos y es el trabajo de planificación que se quiere plantear con este estudio.

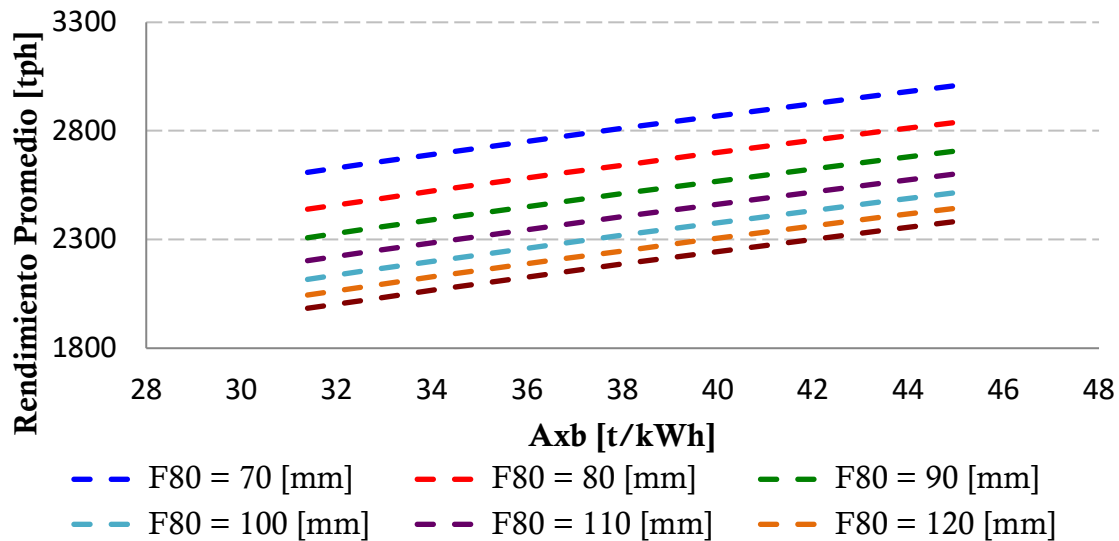


Figura 5.6 Modelo estadístico período 2012 – 2015. (----) Representa la predicción del modelo ModEst con un factor de corrección empírico de 0.881.

5.3 Modelo estadístico multivariable: Datos Simulación JKSImMet

Con el fin de contrastar los resultados obtenidos del modelo estadísticos ModEst, Contreras (2015), planteó el desarrollo de un modelo empírico a partir datos simulados con la herramienta JKSImMet. Con los datos de la simulados, se realizaron una serie de combinaciones de Axb, F80 y %1,25 con la herramienta de los mejores subconjuntos, como primera inspección de los datos, obteniendo como resultado la [Tabla 5.5](#).

El Axb explica principalmente el tonelaje de la planta, debido a que se obtuvieron dos posibles modelos representados solo por esta variable, sin embargo, se nota una diferencia clara de cambio en el R-Sq, R-Sq(adj) y Cp, a partir de los modelos con tres variables distintas.

Para verificar que variables son significantes, se realizó la “regresión paso por paso”, donde el tests de hipótesis P concluyó que no se puede obtener un modelo con más de 6 variables sin que este represente un sobreajuste al modelo.

Como se observa en la [Tabla 5.6](#), los modelos de 3 y 4 variables presentas R-Sq similares, de 98,73 y 98,87 respectivamente. Debido a esto se optó por el modelo más simple, es decir el modelo de 3 variables. Cabe mencionar que los modelos de 5 y 6, pese a mostrar R-Sq similares a los anteriores, fueron descartados debido a un criterio más restrictivo con el test e hipótesis P.

El modelo es descrito por la [Ecuación 5.3](#) (Contreras, 2015).

$$Tph_{JK\ Original} = -4281 + \frac{229892}{F80} + 1108 \cdot Axb^{0,5} + \%1,25^2 \quad 5.3$$

Tabla 5.5 Resultado “Mejores Subconjuntos” Modelo ModFen.

Vars	R-Sq	R-Sq(adj)	Mallows Cp	S	F80	1/F80	1/F80 ²	Axb	Axb ^{0,5}	Axb ²	%1,25	%1,25 ^{0,5}	%1,25 ²
1	58,8	58,7	13496,0	1188,8					x				
1	58,1	58,0	13729,6	1198,8				x					
2	94,8	94,7	1391,3	424,45					x				x
2	98,8	94,0	1624,9	451,69				x					x
3	98,7	98,8	29,6	209,01		x			x				x
3	98,9	98,7	20,4	202,33			x		x				x
4	98,9	98,9	13,5	197,97			x	x	x				x
4	98,9	98,9	14,0	198,10			x		x	x			x
5	98,9	98,9	11,1	197,97			x	x	x			x	x
5	98,9	98,9	11,1	196,44			x	x	x		x		x
6	98,9	98,9	9,7	196,44	x		x	x	x			x	x
6	98,9	98,9	9,7	195,28	x		x	x	x		x		x
7	98,9	98,9	6,3	195,32	x	x	x	x	x		x	x	
7	98,9	98,9	6,4	195,50	x	x	x	x	x			x	x
8	98,9	98,9	8,1	195,52	x	x	x	x	x		x	x	x
8	98,9	98,9	8,1	195,52	x	x	x	x	x	x	x	x	
9	98,9	98,9	10,0	195,74	x	x	x	x	x	x	x	x	x

Tabla 5.6 Resultado “Regresión Paso por Paso” Modelo ModFen.

Step	1	2	3	4	5	6
Constant	-46,48	-3289,06	-3161,18	-4399,25	-3316,82	-2566,7
Axb ^{0,5}	1107,6	1107,6	1107,6	1511,1	1511,1	1511,1
P-Value	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
%1,25 ²		1,739	1,082	1,082	1,307	1,377
P-Value		0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1/F80 ²			11095036	11095036	10864026	9640397
P-Value			0,00	0,00	0,00	0,00
Axb				-31,5	-31,5	-31,5
P-Value				0,00	0,00	0,00
%1,25 ^{0,5}					-228	-303
P-Value					0,036	0,009
F80						-2,5
P-Value						0,067
S	1189	424	209	198	197	196
R-Sq	58,81	94,74	98,73	98,87	98,88	98,89
R-Sq(adj)	58,70	94,74	98,72	98,85	98,87	98,87
Mallows Cp	13496,0	1391,3	29,6	13,5	11,1	9,7

El modelo viene descrito por las tres variables planteadas en un principio del estudio, como se puede apreciar en la [Tabla 5.7](#). Todas estas variables cumplen con la prueba de hipótesis P ($P < 0,05$), de lo que se concluye que todas presentan significancia en el modelo. Además, el ajuste de este modelo, a diferencia del modelo ModEst, el índice cuadrático de correlación alcanza casi el 100% ya que son una base de datos simulados.

Tabla 5.7 Resultados del modelo a partir de datos simulados del JKSimMet (JK Original) Contreras, 2015.

Coeficientes						
Término	Coeficiente	Desv. Est Coef	T	P		
Constante	-4281	70,14	-61,03	0,00		
1/F80	229892	6713,93	34,24	0,00		
Axb ^{0,5}	1108	8,40	131,78	0,00		
1.25 ²	1	0,03	42,32	0,00		
Resumen						
S	209,01	R-Sq	98,73%			
R-Sq (Adj)	98,72%	PRESS	16834535			
R-Sq (Pred)	98,70%					
Análisis de Varianza						
Término	GL	SC. Seq	SC Ajust.	MC Ajust	F	P
Regresión	3	1,3,E+09	1,3,E+09	4,2,E+08	9719	0
1/F80	1	4,4,E+08	5,1,E+07	5,1,E+07	1172,5	0
Axb ^{0,5}	1	7,6,E+08	7,6,E+08	7,6,E+08	17366,8	0
1.25 ²	1	7,8,E+07	7,8,E+07	7,8,E+07	1790,6	0
Error	374	1,6,E+07	1,6,E+07	4,4,E+04		
Total	377	1,3,E+09				

Los resultados muestran que el modelo JKSimMet logró capturar la variabilidad del parámetro %1,25 apropiadamente, debido a que las curvas simuladas están más diferenciadas entre sí. Además, al analizar la curva de Pareto formado por la varianza de los coeficientes ([Figura 5.7](#)) se observa claramente, que el mayor efecto sobre el rendimiento del molino SAG viene representado por el Axb, con una relación aproximada de 6:3:1 en comparación al F80 y %1,25 respectivamente.

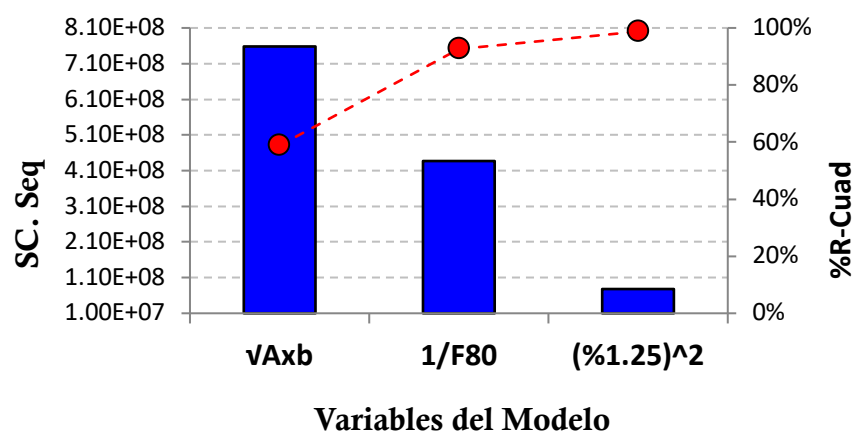


Figura 5.7 Curva de pareto modelo estadístico JKSimMet (JKOriginal).

Propagación de Error

Para el cálculo de la propagación del error, se utilizarán los mismo supuestos visto en la en modelo estadístico ModEst. El resultado de los supuesto se detallan a en la Tabla 5.8, donde se aprecia error promedio de ± 615 [tph], mayor al modelo estadístico ModEst, dado que el resultado es obtenido del modelo original. Además, como se mencionó anteriormente, el error del Axb está sobre estimado.

$$Axb \pm \Theta = 41,4 \pm 10,5$$

$$F80 \pm \Theta = 94,1 \pm 19,5$$

$$\%1,25 \pm \Theta = 35,7 \pm 5,7$$

Dónde:

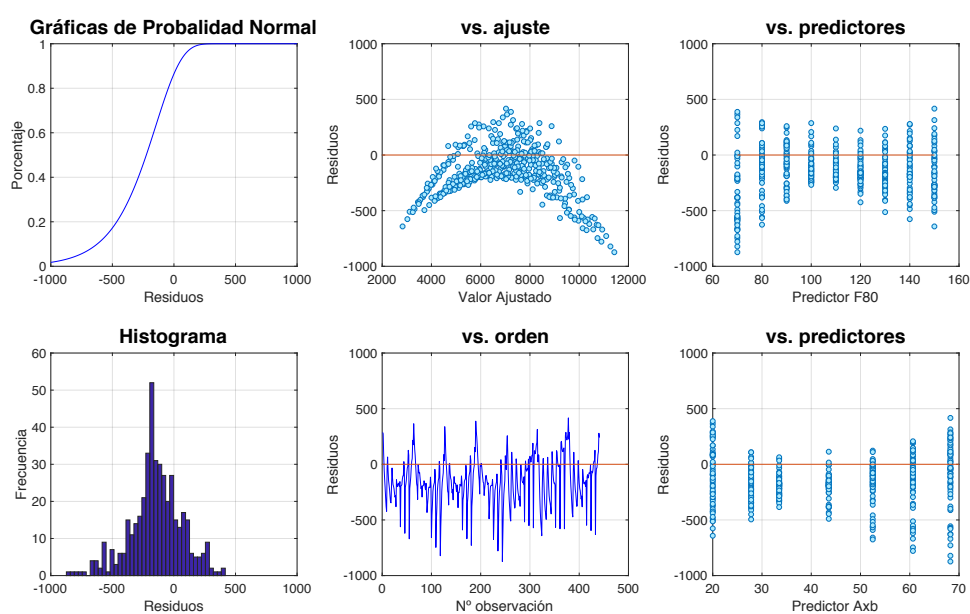
$\%1,25 \pm \Theta$: $\%1,25$ característico período 2012 - 2013 $\pm$ incertidumbre

Tabla 5.8 Propagación de error modelo estadístico *Tph_{JK Original}*.

Parámetro	Prom	$\pm$	TPH +	TPH –	TPH +	TPH –
F80	94,1	19,5	6146	7204	419	639
Axb	41,4	10,5	7419	5596	853	970
%1,25	35,7	5,7	7005	6191	439	374

Análisis de residuos

La [Figura 5.8](#) muestra el análisis realizado a los residuos. La gráfica de probabilidad normal e histograma, muestran un patrón asimétrico. En el gráficos de residuos vs ajustes, se observa una patrón curvilíneo, por lo cual falta algún término de orden superior en el ajuste. En el gráficos de residuos vs orden y predictores, se observa dependencia en los datos. Estos resultados son esperables, ya que son datos simulados a partir de una set de datos que se creó para las distintas combinaciones posibles.



[Figura 5.8](#) Análisis de residuos modelo estadístico JK Original .

Resultados

Al comparar los datos de rendimiento generados por las simulaciones para las distintas combinaciones de F80 y %1,25 con el modelo JKOriginal, se advierte una desviación de la curva en los extremos del modelo con respecto a los datos de rendimiento simulados por el JKSimMet graficado en la [Figura 5.9\(a\)](#). Para mejorar el error sistemático de los residuos en el ajuste, se agrega una correlación cuadrática presentada en la [Ecuación 5.4](#) (Contreras, 2015). La corrección se visualiza en la [Figura 5.9 \(b\)](#).

$$Tph_{Aj.Cuad} = 4 \cdot 10^{-5} \cdot Tph_{JK Original}^2 + 0,45 \cdot Tph_{JK Original} + 1889 \quad 5.4$$

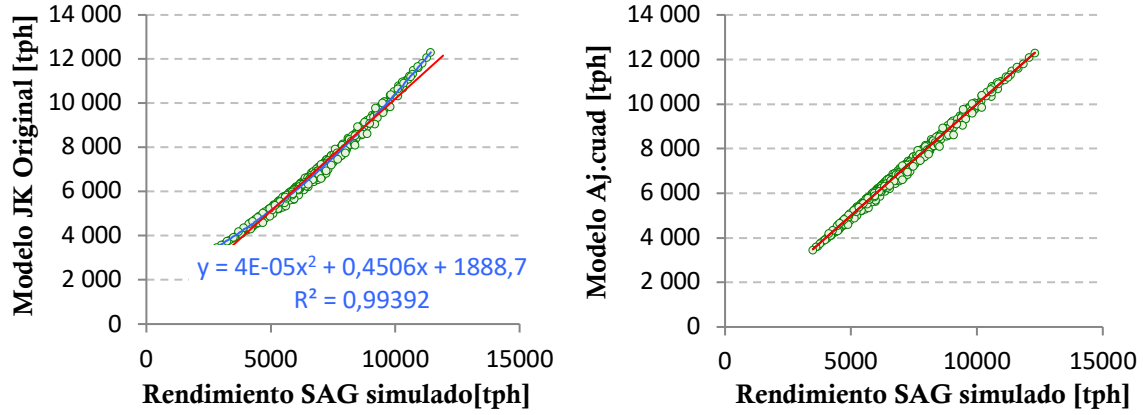


Figura 5.9 Ajuste cuadrático al modelo JKOriginal. a) Curva sin ajuste cuadrático, b) Curva con ajuste cuadrático.

Posteriormente, se procedió a escalar el modelo a los datos reales promediados del SAG 1 y SAG 2 del período 2007 – 2009. Como se puede observar en Figura 5.10 el modelo necesitó de una rotación de la curva y considerar un factor de un tercio, ya que el simulador está calibrado para obtener el rendimiento total de los 3 molinos SAG. La Ecuación 5.5 representa estos últimos dos ajustes.

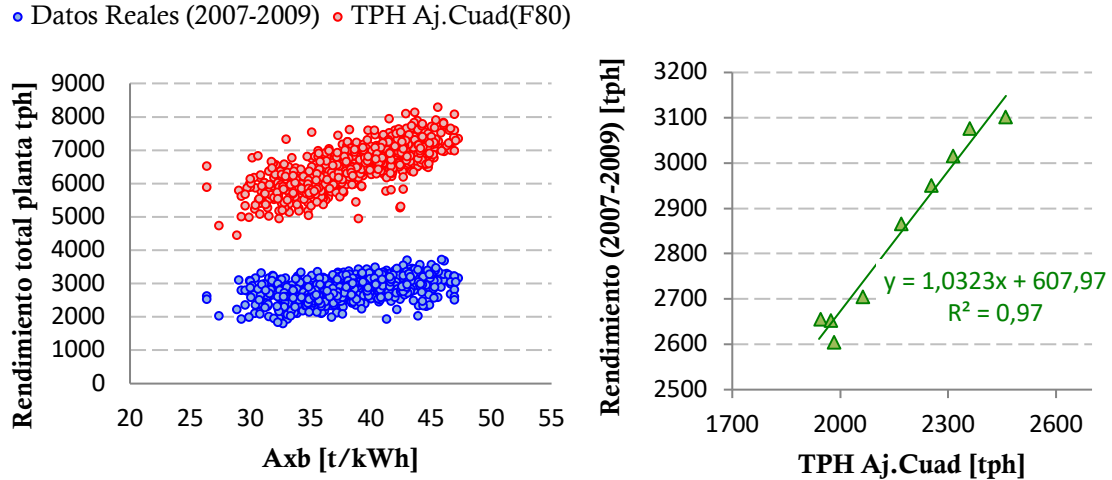
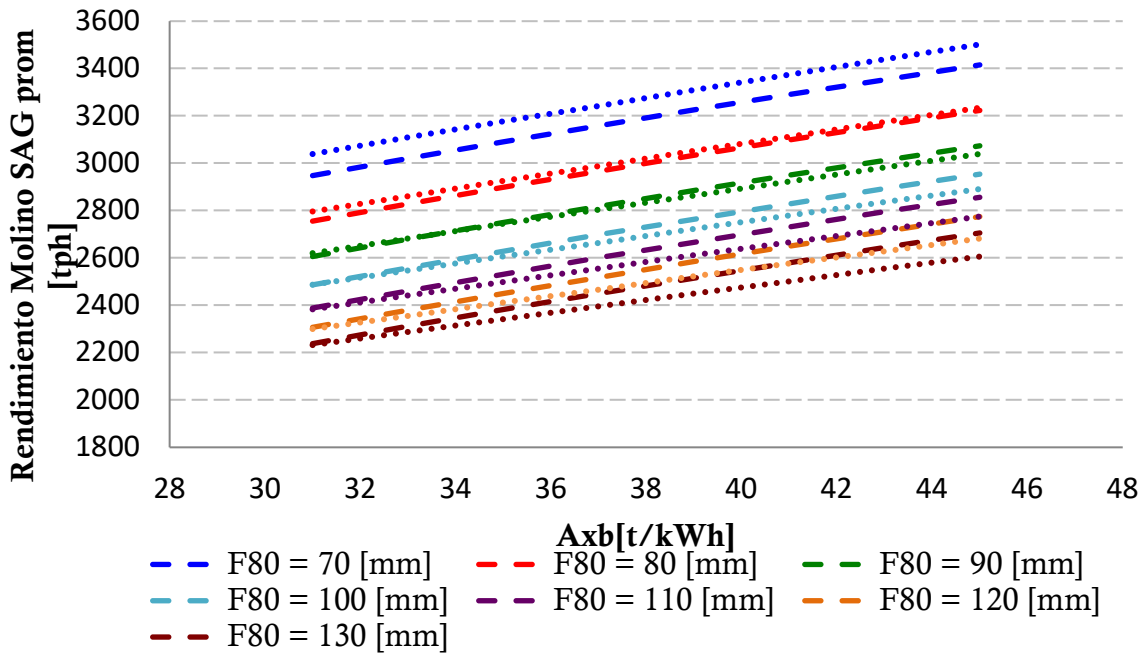


Figura 5.10 Rotación de la curva TPH Aj.Cuad.

$$Tph_{Scale up} = 1,03 \cdot \frac{Tph_{Aj.Cuad}}{3} + 608 \quad 5.5$$

Luego, se comparó Modelo $Tph_{Scale\ up}$ con el modelo estadístico ModEst, para el período 2007 – 2009. En la [Figura 5.11](#), se aprecia una mayor conciliación de los modelos, se encuentra entre los 80 y 100 [mm], los cuales representan el 75% de los datos.

Al contrastar la curva perteneciente a 70 [mm], el modelo obtenido a partir de las simulaciones sobreestima al modelo estadístico ModEst en aproximadamente 80 [tph]. Sin embargo, para los F80 gruesos, superiores a 100 [mm], el modelo se comporta de forma más conservadora a medida que aumenta el Axb .



[Figura 5.11](#) Modelo ModEst y Tphscale Período 2007 – 2009. (---) Representa la predicción del modelo ModEst sin factor empírico de corrección, (— · —) Representa la predicción del modelo ModFen sin factor empírico de corrección.

Se verificaron los datos ordenados por Axb del período 2012 – 2015 con el modelo $Tph_{Scale\ up}$. Dadas las pendientes similares que presentan ambas curvas, mostradas en la [Figura 5.12](#), se aplicó un factor de corrección de 0.898. En consecuencia, se obtiene el modelo ModFen, descrito por la [Ecuación 5.6](#).

$$Tph_{ModFen} = Tph_{Scale\ up} \cdot fc \quad 5.6$$

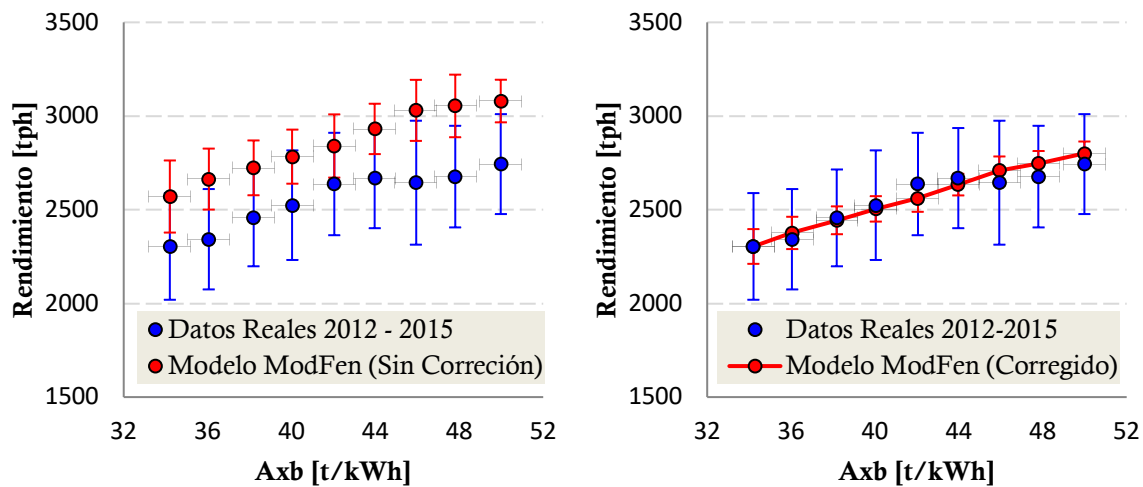


Figura 5.12 Corrección empírica modelo ModFen.

5.4 Modelación del F80 a partir de las unidades geometalúrgicas

Una vez obtenidos los modelos ModEst y ModFen, se continuó con el análisis para estudiar el F80 [mm] típico de cada unidad geometalúrgica, con el fin de mejorar la gestión operacional, la planificación de la Mina y la disminución de la incertidumbre en la categorización del mineral.

La obtención del modelo F80 se realizó de dos formas: en primera instancia se analizó las curvas obtenidas a partir del modelo Weibull, y en segundo lugar se realizó un modelo multivariable, con el fin de conciliar ambos resultados. Las técnicas dieron resultados similares, sin embargo se utilizaron los resultados del modelo estadístico multivariable por que generan una mejor correlación con los datos reales medidos por la cámara Wipfrag.

5.4.1 Modelo Weibull

Dentro de los modelos que mejor representa la distribución granulométrica de roca fragmentada, se eligió el modelo Weibull debido a que en términos de coeficientes de determinación, es el que mejor describe la distribución. También el modelo con 3 parámetros, ha demostrado que tiene un mejor ajuste en la fracción gruesa (80% - 100%), que el modelo de 2 parámetros (*Sanchidrián, 2013*).

La función de distribución acumulativa del modelo Weibull, se define según la Ecuación 5.7:

$$F(x) = \left(1 - \left(e^{-\left(\frac{x-\alpha}{\gamma}\right)^\beta} \right) \right) \cdot 100 \quad 5.7$$

Debido a que la alimentación de los equipos de molienda SAG está formada por una combinación de las unidades geometalúrgicas de mina a planta, la generación de las curvas se realizó principalmente en base a la unidad con mayor peso.

La Curva M1 representa el 70% de la unidad másica, por ende se utilizó como punto de partida. El resto de las UGM, están combinadas en distintas proporciones que debieron aislarse restando la curvas con mayor proporción en los datos combinados. Un esquema simplificado de la metodología se puede resumir de acuerdo al siguiente algoritmo, el cual define cada unidad:

1. $M1=f(M1)$
2. $M4=f(M1+M4) - f(M1)$
3. $M3=f(M1+M3) - f(M1)$ o $f(M3+M4) - f(M4)$ o $f(M1+M3+M4) - f(M1) - f(M4)$
4. $M2= f(M1+M2) - f(M1)$ o $f(M2+M4) - f(M4)$ o $f(M1+M2+M4) - f(M1) - f(M4)$ o $f(M1+M2+M3+M4) - f(M1) - f(M3) - f(M4)$
5. $M7= f(M1+M7) - f(M1)$ o $f(M1+M2+M3+M4+M7) - f(M1) - f(M2) - f(M3) - f(M4)...$
6. $M8= f(M1+M8) - f(M1)$ o $f(M1+M2+M3+M4+M7+M8) - f(M1) - f(M2) - f(M3) - f(M4) - f(M7)...$

El análisis se realizó por períodos (2007 – 2009 y 2012 – 2015), para observar como las unidades geometalúrgicas han ido evolucionando a medida que la mina se ha explotado. En el período 2007 al 2009, las unidades presentes en la mina eran: M1, M2, M3 y M4.

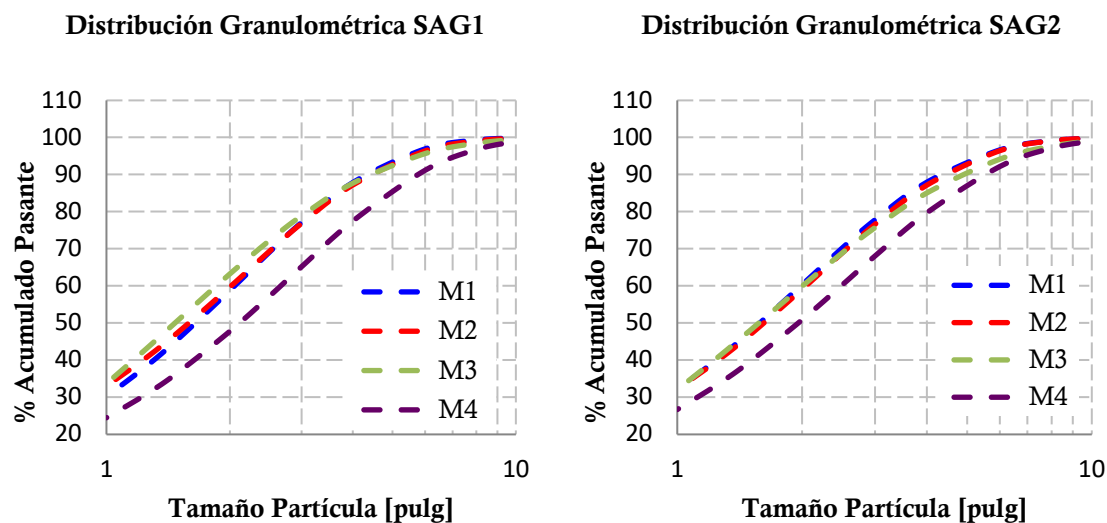


Figura 5.13 Distribución granulométrica por método Weibull de las unidades geometalúrgica, año (2007 – 2009).

Como se muestra en la Figura 5.13, la unidad geometalúrgicas M4, es la que presenta F80 más gruesos en comparación a las otras unidades blandas, diferenciándose muy poco entre sí.

En la Tabla 5.9 y la Tabla 5.10, se observan los resultados en forma detallada, donde se puede concluir que dentro de las curvas blandas, la M2 es la que genera un mayor aporte en granulometría fina. Finalmente, si se comparan los resultados obtenidos en el molino SAG1 y SAG2 para las distintas unidades geometalúrgicas, se aprecia que tanto la fracción fina como la fracción gruesa son muy similares para ambos molinos, de lo que se concluye que el método Weibull entrega información concordante considerando que el mineral en ambos equipos es el mismo.

Tabla 5.9 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2007 -2009) SAG1.

SAG1	Parámetros Modelo Weibull			Distribución Granulométrica	
Unidad Geometalúrgica	α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]
M1	0,09	1,21	2,11	82	38,33
M2	0,00	1,18	2,17	93	48,07
M3	0,39	0,92	1,61	79	43,03
M4	0,01	1,19	2,85	108	30,08

Tabla 5.10 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2007 -2009) SAG2.

SAG2	Parámetros Modelo Weibull			Distribución Granulométrica	
Unidad Geometalúrgica	α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]
M1	0,13	1,14	2,00	81	40,29
M2	0,00	1,20	2,20	96	49,89
M3	0,36	0,92	1,81	86	40,68
M4	0,06	1,14	2,62	102	33,41

En el período 2012 – 2015, las unidades geometalúrgica presentes son: M1, M2, M3, M4, M7 y M8. La Figura 5.14 resume los resultados obtenidos del análisis. Se puede notar que las curvas granulométricas presente en el SAG3, son las que presentan mayor diferencia con las obtenidas en el SAG1 y SAG2. Esto se debe principalmente a que tiene menos datos para analizar desde la puesta en marcha hasta el funcionamiento normal de la planta, además no se encontró información de la unidad geometalúrgica M4, obligando a construir las curvas M7 y M8 a partir de pocas combinaciones. En consecuencia el resultado es menos confiable a las obtenidas en el SAG1 y SAG2. También, se puede distinguir que la unidad mineralógica M3, se trasformó a una unidad más dura en comparación al período anterior y la M4 mostró resultados similares (F80 mayor a 4[pulg]).

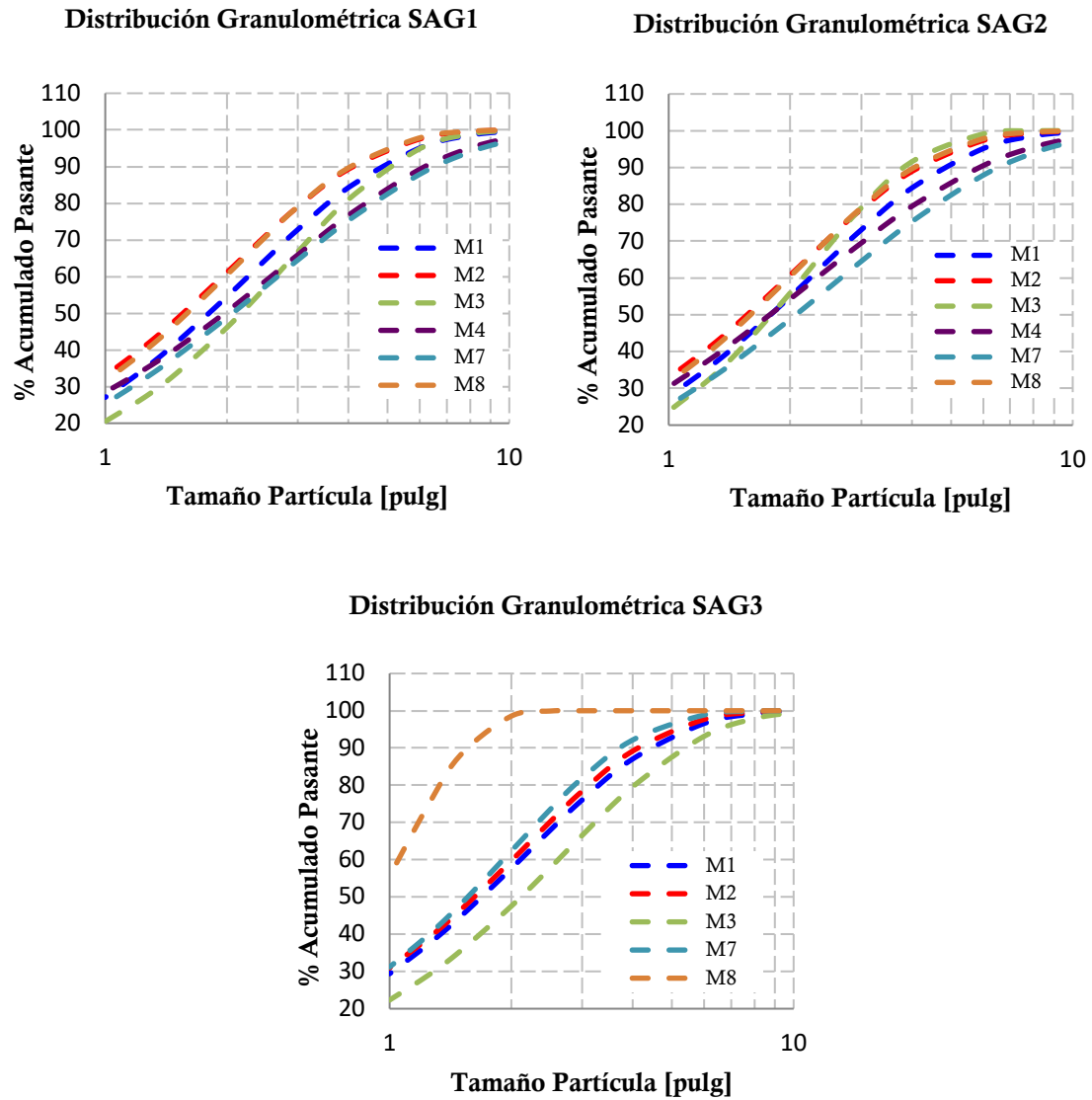


Figura 5.14 Distribución granulométrica por método Weibull de las unidades geometalúrgica, año (2012– 2015).

Del mismo modo, las [Tabla 5.11](#), [5.12](#) y [5.13](#) muestran los resultados de forma detallada, donde se concluye que dentro de las curvas blandas, la unidad geometalúrgica M2 sigue siendo la que genera el mayor aporte en granulometría fina.

Tabla 5.11 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2012 -2015) SAG1.

SAG1	Parámetros Modelo Weibull			Distribución Granulométrica	
UMG	α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]
M1	0,17	1,16	2,25	90,4	34,82
M2	0,00	1,24	2,09	78,0	40,96
M3	0,00	1,43	2,80	99,3	27,05
M4	0,04	1,04	2,75	111,5	34,67
M7	0,28	0,96	2,62	116,6	32,12
M8	0,00	1,29	2,12	78,0	39,66

Tabla 5.12 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2012 -2015) SAG2.

SAG2	Parámetros Modelo Weibull			Distribución Granulométrica	
UMG	α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]
M1	0,14	1,16	2,27	90,2	35,44
M2	0,00	1,23	2,11	78,7	40,84
M3	0,00	1,59	2,26	77,5	32,14
M4	0,22	0,93	2,31	103,4	37,47
M7	0,28	0,96	2,80	124,0	30,09
M8	0,00	1,35	2,01	72,4	41,02

Tabla 5.13 Curva granulométrica de las unidades geometalúrgicas (2012 -2015) SAG3.

SAG3	Parámetros Modelo Weibull			Distribución Granulométrica	
UMG	α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]
M1	0,10	1,21	2,16	83,8	37,39
M2	0,00	1,29	2,15	79,0	39,03
M3	0,10	1,26	2,70	102,6	29,07
M4	-	-	-	-	-
M7	0,00	1,38	2,04	72,9	39,91
M8	0,00	2,38	1,09	33,8	74,93

A su vez, si se comparan los resultados obtenidos en los molinos SAG1, SAG2 y las UM M1, M2, y M3 del SAG3, se aprecia que tanto la fracción fina como la fracción gruesa son muy similares en ambos SAG, además presenta concordancia a lo estudiado en el [Capítulo 2](#), donde las unidades M1, M2 y M8, consideradas blandas, obtuvieron los F80 más finos y las unidades M3, M4 y M7 generaron F80 más gruesos. Demostrando nuevamente que el modelo Weibull entrega información concordante. El desarrollo detallado de las curvas se describe en el [Anexo VI](#).

5.4.2 Modelo Estadístico Multivariable

Con el fin de generar una conciliación con los datos obtenidos anteriormente, se propuso de realizar un modelo estadístico multivariable del F80 medido por la cámara Wipfrag en función de todas unidades mineralógicas presentes en cada molino SAG. La [Ecuación 5.8](#), ejemplifica la idea principal y el resultado de los modelos se encuentran en el [Anexo VI](#).

$$F80_{Wipfrag} = K + \%M1 \cdot B + \%M2 \cdot C + \%M3 \cdot D + \%M4 \cdot E + \%M7 \cdot F + \%M8 \cdot G \quad 5.8$$

Si se suma la constante K, con las variables B, C, D, E, F, y G de forma separada, es decir aislando el efecto de una sobre otra, se tendrá el F80 característico para la unidad geometalúrgica respectiva que acompaña a cada variable.

Los resultados para el período 2007 – 2009 se detallan en la [Tabla 5.14](#), las que se pueden comparar con los resultados obtenidos por el modelo Weibull. Las unidades M1 y M3, mantienen una granulometría en los gruesos más pequeña, de la misma forma la unidad M4, mantiene el F80 mayor a 4 [pulg], no obstante la diferencia más notoria se da en la unidad M2, la cual presenta una discrepancia alrededor de los 20 [mm] en comparación a los datos obtenidos por el modelo Weibull. Esto se atribuye a que la unidad M2 es la que presentaba mayores combinaciones con el resto de las unidades geometalúrgicas para el período 2007 – 2009, al aislar el efecto de una variable sobre la otra por el método Weibull, cuando se tienen demasiadas variables puede generar errores en el método.

[Tabla 5.14](#) F80 de las unidades geometalúrgicas, modelo multivariable (2007 -2009).

Coeficientes					
Molino	SAG1			SAG2	
UMG	F80 [mm]	Intervalo de Confianza 95%		F80 [mm]	Intervalo de Confianza 95%
M1	86	36	136	83	35 127
M2	107	57	157	111	71 163
M3	78	28	127	76	40 132
M4	112	62	162	107	56 148

La [Tabla 5.15](#), presenta los resultados obtenidos para el período 2012 – 2015. Los datos mantienen concordancia con la litología de la roca, es decir, las unidades geometalúrgicas blandas generaron F80 más pequeños en comparación a las unidades duras.

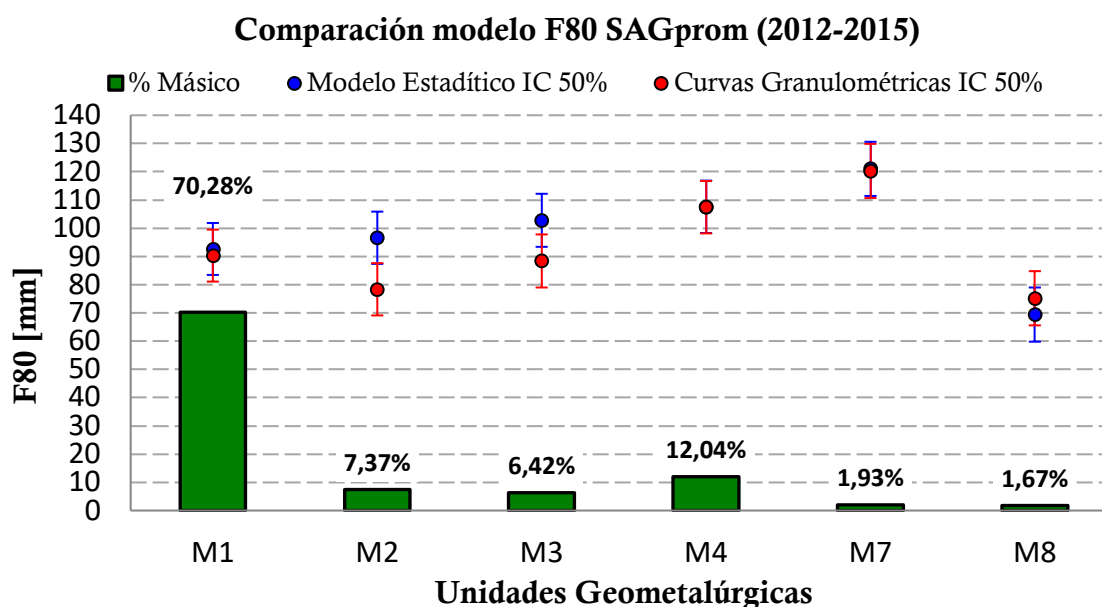
[Tabla 5.15](#) F80 de las unidades geometalúrgicas, modelo multivariable (2012 -2015).

Coeficientes									
Molino	SAG1			SAG2			SAG3		
UMG	F80 [mm]	Intervalo de Confianza 95%		F80 [mm]	Intervalo de Confianza 95%		F80 [mm]	Intervalo de Confianza 95%	
M1	93	71	116	92	63	117	89	72	109
M2	95	72	118	98	52	106	92	58	98
M3	103	38	84	103	50	105	95	81	118
M4	108	80	126	107	76	130	102	113	110
M7	113	89	138	129	96	152	131	118	115
M8	70	35	84	69	45	100	64	59	97

5.4.3 Comparación modelos F80

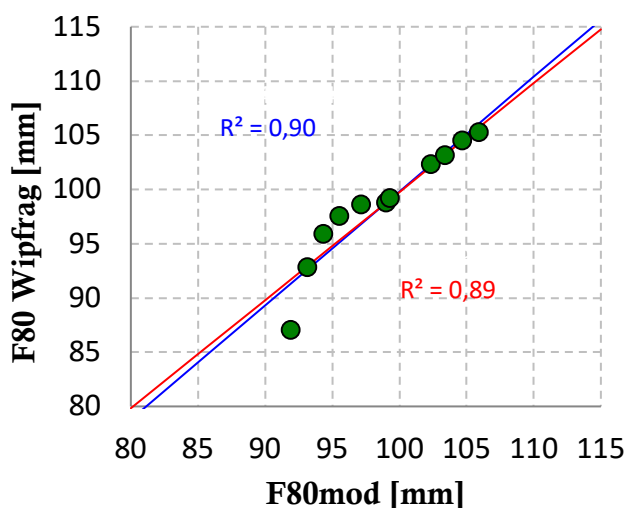
Este estudio también se realizó, combinando ambos períodos de tiempo (2007 – 2015), sin embargo, la presencia del M3 creaba mayor ruido al ser un mineral en transición de blando a duro, además en los años 2007 – 2009 no se contaba con la presencia del mineral provenientes de las unidades M7 y M8, por lo cual generaba datos discordes entre un método y otro. Por ende, se decidió formar un modelo de F80 considerando sólo el período actual, además de incluir sólo los resultados obtenidos de los molinos SAG1 y SAG2. El SAG3 tiene menor cantidad de datos, y los resultados estimados son, en menor medida, distintos a los obtenidos en los otros molinos.

La [Figura 5.15](#), muestra los resultados de F80 promediados para los molinos SAG 1 y 2, junto a los dos métodos utilizados para su obtención. Las soluciones para las unidades M1, M4 y M7 son iguales en las dos técnicas utilizadas, y muy similar para la unidad M8. La principal diferencia radica en las unidades M3 y M2, donde la metodología de Weibull tiende a ser más conservadora en comparación al modelo estadístico multivariable. Los resultado por SAG se detallan en el [Anexo VI](#).



[Figura 5.15](#) Comparación de resultados método Weibull y modelo mutivariable (2012 – 2015) SAGprom.

Sin embargo, si se compara las litología del mineral, el método Weibull presenta una discordancia con las unidades geometalúrgicas M1 y M3, ya que éstas corresponden a distinto grupo en las unidades geológicas (blandas y duras), pero el F80 alcanzado es el mismo. Posteriormente, ambos modelos obtenidos a partir de las dos técnicas con los datos reales de F80 medidos de la cámara Wipfrag se compararon y se encontró que existe una mayor correlación con los F80 predichos por el análisis estadístico multivariable que el modelo de Weibull, como se observa en la [Figura 5.16](#).



[Figura 5.16](#) Comparación modelo F80 vs medición real (2012 – 2015).

El modelo F80 viene representado por la [Ecuación 5.9](#), donde %M1, %M2, %M3, %M4, %M7 y %M8, corresponde al porcentaje diario aportado por cada Unidad Geometalúrgica.

$$F80_{Mod} = \%M1 \cdot B' + \%M2 \cdot C' + \%M3 \cdot D' + \%M4 \cdot F' + \%M7 \cdot G' + \%M8 \cdot H' \quad 5.9$$

Dónde:

[Tabla 5.16](#) Constantes del modelo F80mod.

Variab	Constante	Variab	Constante	Variab	Constante
B'	92,65	C'	102,79	D'	121,01
F'	96,61	G'	107,57	H'	69,40

5.5 Nuevos Modelos: ModEst(F80Mod) y ModFen(F80Mod)

Una vez conciliado el modelo F80, se incorporó a los modelos ModEst y ModFen, desarrollados en el Sección 5.2 y 5.3 respectivamente. La diferencia en su desarrollo fue que al hacer el análisis de corrección del factor empírico para llevar el modelo hacia la actualidad, estos se remplazaron por 0.883 y 0.901 cambiando en 2 centésimas más en comparación a las obtenidas anteriormente. Como se muestra en la Figura 5.17 la principal diferencia, se observa en las barras de error de ambos modelos, siendo ModEst(F80_{Mod}) y ModFen(F80_{Mod}) más pequeña. Esto se debe a que la variabilidad del modelo F80mod tiende a moverse en un rango más acotado ajustándose al promedio.

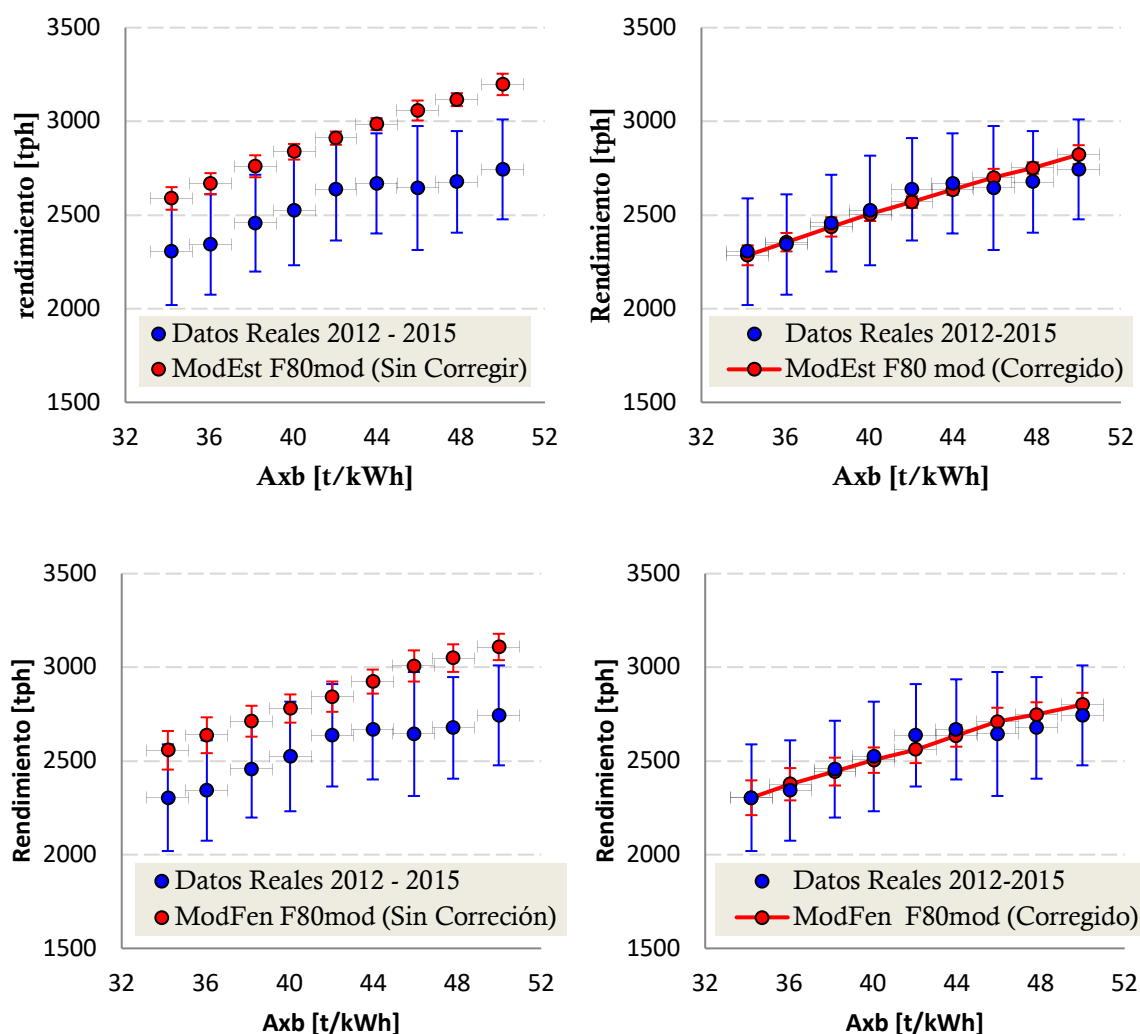


Figura 5.17 Corrección empírica modelo ModEst(F80mod) y ModFen(F80mod).

El algoritmo final para ambos modelos, similar al detallado en este Capítulo, con la salvedad de que el F80 medido por el Wipfrag se reemplazó por el F80mod, y en modelo ModFen se dejó la relación obtenida entre F80 y %1,25 presentado en la [Figura 5.1](#) para el año 2012 – 2015. Así, las correlaciones de los nuevos modelos se presentan en las [Ecuaciones 5.10](#) a la [Ecuación 5.15](#):

ModEst(F80_{Mod})

$$Tph_{MODEST(F80_{Mod})} = \left(-873 + \frac{107564}{F80_{Mod}} + 410 \cdot Ax b^{0,5} \right) \cdot 0,883 \quad 5.10$$

ModFen(F80_{Mod})

$$Tph_{JK \text{ Original}(F80_{Mod})} = \left(-4281 + \frac{229892}{F80_{Mod}} + 1108 \cdot Ax b^{0,5} + \%1,25|_{F80}^2 \right) \quad 5.11$$

Donde:

$$\%1,25|_{F80} = 940 \cdot F80^{-0,726} \quad 5.12$$

Ajuste cuadrático

$$Tph_{Aj.Cuad(F80_{Mod})} = (4 \cdot 10^{-5} \cdot Tph_{JK \text{ Original}(F80_{Mod})}^2 + 0,45 \cdot Tph_{JK \text{ Original}(F80_{Mod})} + 1889) \quad 5.13$$

Escalamiento y rotación

$$Tph_{Scale \text{ up}(F80_{Mod})} = \left(1,03 \cdot \frac{Tph_{Aj.Cuad(F80_{Mod})}}{3} + 608 \right) \quad 5.14$$

Ajuste al año 2012-2015

$$Tph_{ModFen(F80_{Mod})} = Tph_{Scale \text{ up}(F80_{Mod})} \cdot 0,901 \quad 5.15$$

Capítulo 6

Análisis de Resultados

6.1 Indicador granulométrico para la gestión de la alimentación al SAG

De acuerdo al [Capítulo 3](#), la gestión de distribución granulométrica de entrada al molino SAG, se iba a caracterizar en función de una medida característica de la zona gruesa y fina de la curva, siendo representados por el F80 y %1,25. Sin embargo, como se aprecia en la [Figura 6.1](#), la zona de estimación de la granulometría fina, presenta un alto grado de incertidumbre, ya que la estimación realizada por el Wipfrag, subestima en contenidos de finos y el Wipfrag_Calc, que es la estimación corregida de la anterior, presenta una alta dependencia con el F80, por lo cual genera una condición pobre para el modelo estadístico. Es por ello, que se determina al F80 como el indicador de granulometría, ya que representa una zona confiable de medición, lo cual implica que puede ser gestionada.

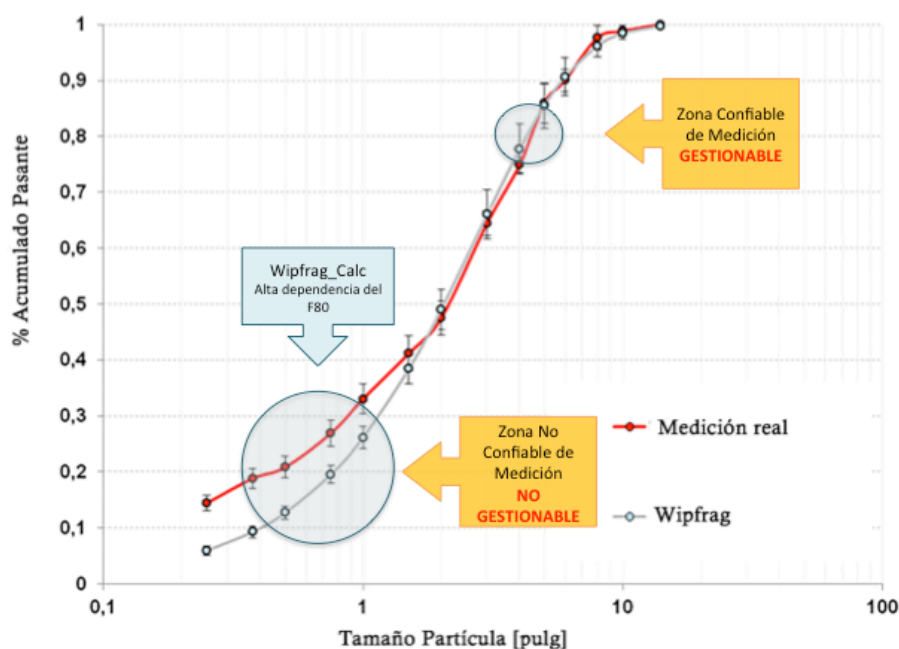


Figura 6.1 Indicador granulométrico para la gestión operacional del molino SAG.

6.2 Conciliaciones de los modelos propuestos con los datos reales

El índice de correlación para los modelos ModEst, Figura 6.2 y ModFen, Figura 6.3, obtenidos sobre la base del ajuste y los datos diarios reales entre el período 2007 – 2009, resultan en 47% y 46% respectivamente. A sí mismo, se observa una variabilidad de los datos reales con respecto a los modelos, la cual es atribuida a las condiciones de operación del molino SAG, debido a que los modelos están desarrollados para ciertos escenarios de variables constantes en donde el molino trabaja en forma continua. Por ejemplo, al escoger un peso de celda de carga típico del período y filtrar por 3800 – 4000 [ton] (Figuras 6.2a y 6.3a), el índice de correlación aumenta sobre el 50% para ambos modelos. Se tiene el mismo caso si se eliminan los datos de puesta en marcha después de una detención, para lo cual se debe incluir un filtro de coeficiente de marcha mayor al 90% (Figuras 6.2b y 6.3b) y velocidad de giro mayor a 9,5 [rpm] (Figuras 6.2c y 6.3c), elevando el índice de correlación al 60%. Por último, se agrega un filtro de potencia para ver como correlacionan los datos cuando el molino está funcionando en un nivel de energía alta, alcanzando un índice de correlación cercano al 65% (Figuras 6.2d y 6.3d).

En este período, se encuentran principalmente las restricciones blandas del proceso, las cuales representan el 15% del tiempo total en que el molino estuvo funcionando, sin embargo al generar el proceso de filtrado operacional, estas restricciones quedan fuera de la etapa de análisis y por ende, el índice de correlación aumenta a medida que éstas se hacen más restrictivas.

La Tabla 6.1, muestra el error de predicción de los modelos ModEst, $Tph_{JKOriginal}$ y ModFen, resultando un promedio de $\pm 189,4$ [tph], $\pm 203,8$ [203,8[tph] y $\pm 192,9$ [tph] respectivamente. Además, el 77% y 78% de los datos presentan un error inferior al 10% para el modelo ModEst y ModFen, mientras que el $Tph_{JKOriginal}$ alcanzó el 97,3%.

En la Figura 6.4, se observa el error de predicción para diferentes rangos de F80 junto con su distribución. La tendencia del error predictivo es aumentar en las clases que se tiene menos cantidad de datos, siendo el F80 entre 90 y 100 [mm] el que presenta un menor promedio.

La Tabla 6.2, muestra el error de predicción para los distintos escenarios de operación, disminuyendo a medida que se hace más restrictiva la operación, exceptuando el filtro de potencia que no genera una mejora.

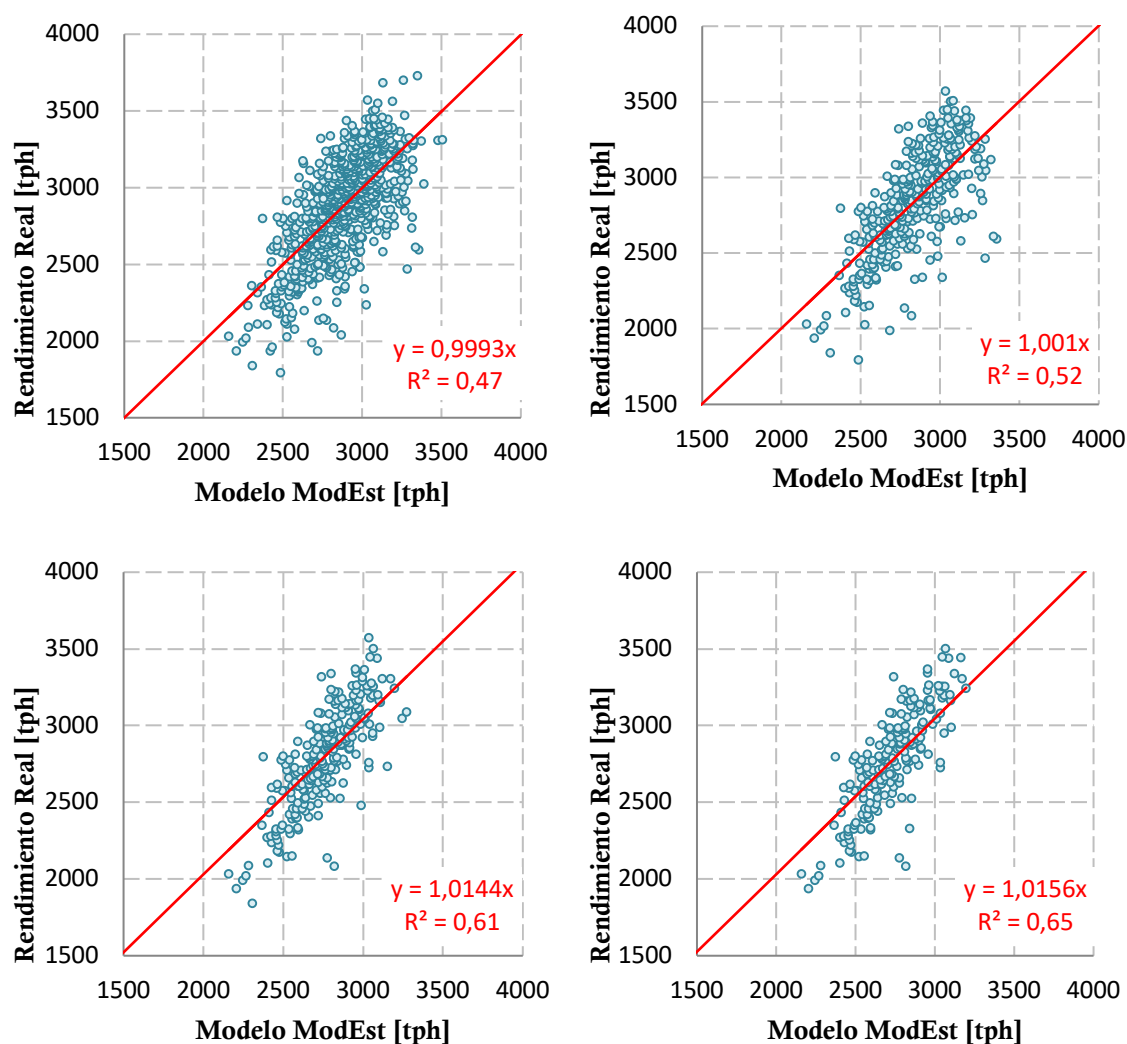


Figura 6.2 Conciliaciones modelo ModEst con datos reales 2007 – 2009. a) Datos sin filtrar; b) Peso celda de carga entre 3800 – 4000 [ton]; c) Peso celda carga 3800 – 4000 [ton], coeficiente marcha >90% y RPM >9,5; d) Celda carga 3800 – 4000 [ton], coeficiente de marcha >90 y potencia >14.500 [kW].

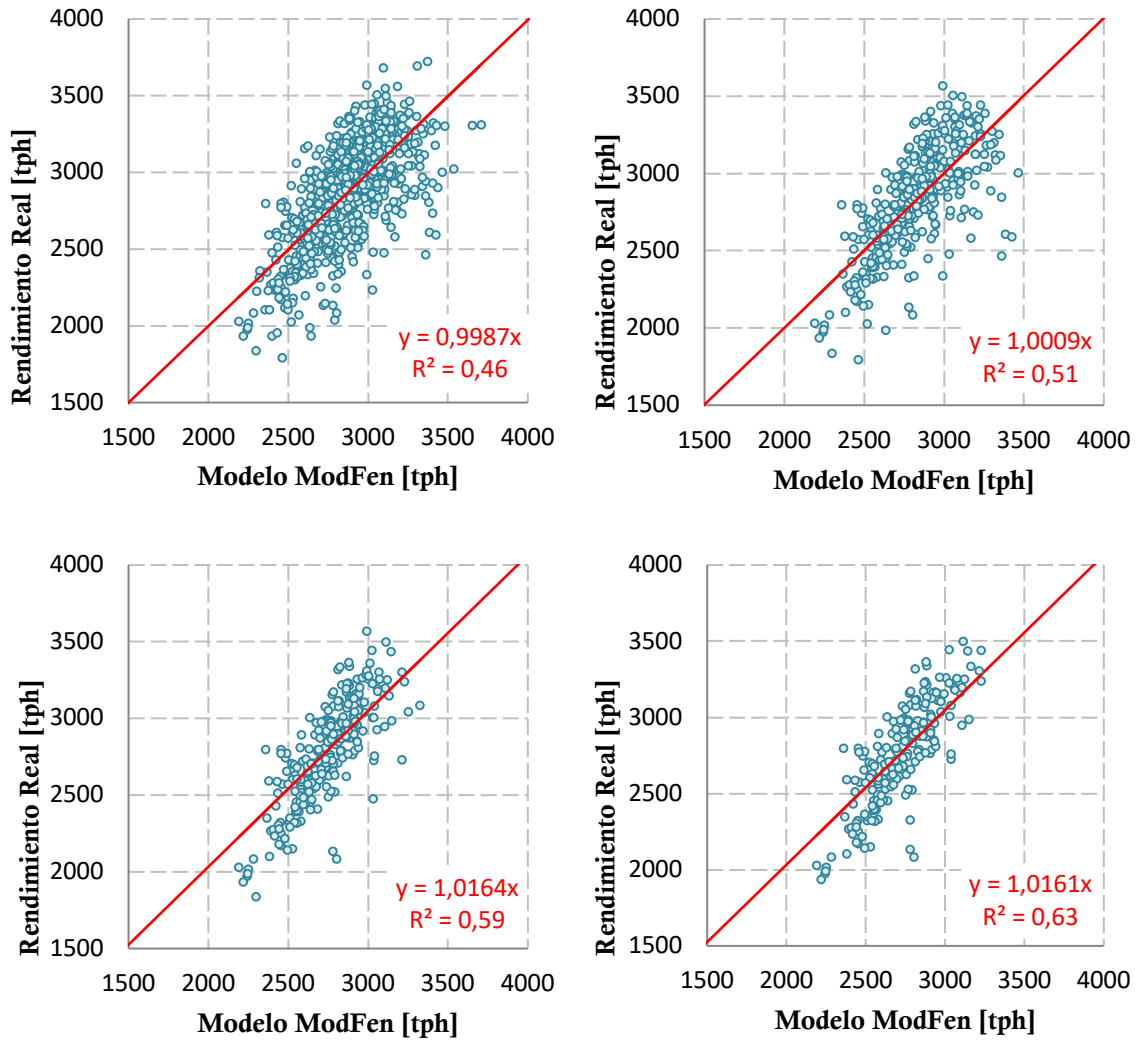


Figura 6.3 Conciliaciones modelo ModFen con datos reales 2007 – 2009. a) Datos sin filtrar; b) Peso celda de carga entre 3800 – 4000 [ton]; c) Peso celda carga 3800 – 4000 [ton], coeficiente marcha >90% y RPM >9,5; d) Celda carga 3800 – 4000 [ton], coeficiente de marcha >90 y potencia >14.500 [kW].

Tabla 6.1 Error de predicción debido al modelo.

Error Predicción Modelo (2007 - 2009)	TPH $\pm$			%Error		
	Prom	DE	IC.95%	Prom	DE	*Error < 10%
Modelo ModEst	189,4	138,5	15,7	6,8	6,0	77,0
Modelo $Tph_{JKOriginal}$	203,8	157,5	17,9	3,1	2,6	97,3
Modelo ModFen	192,9	139,7	15,9	6,9	5,9	78,0

* Error <10% : Porcentaje de datos que inferior al 10% de error.

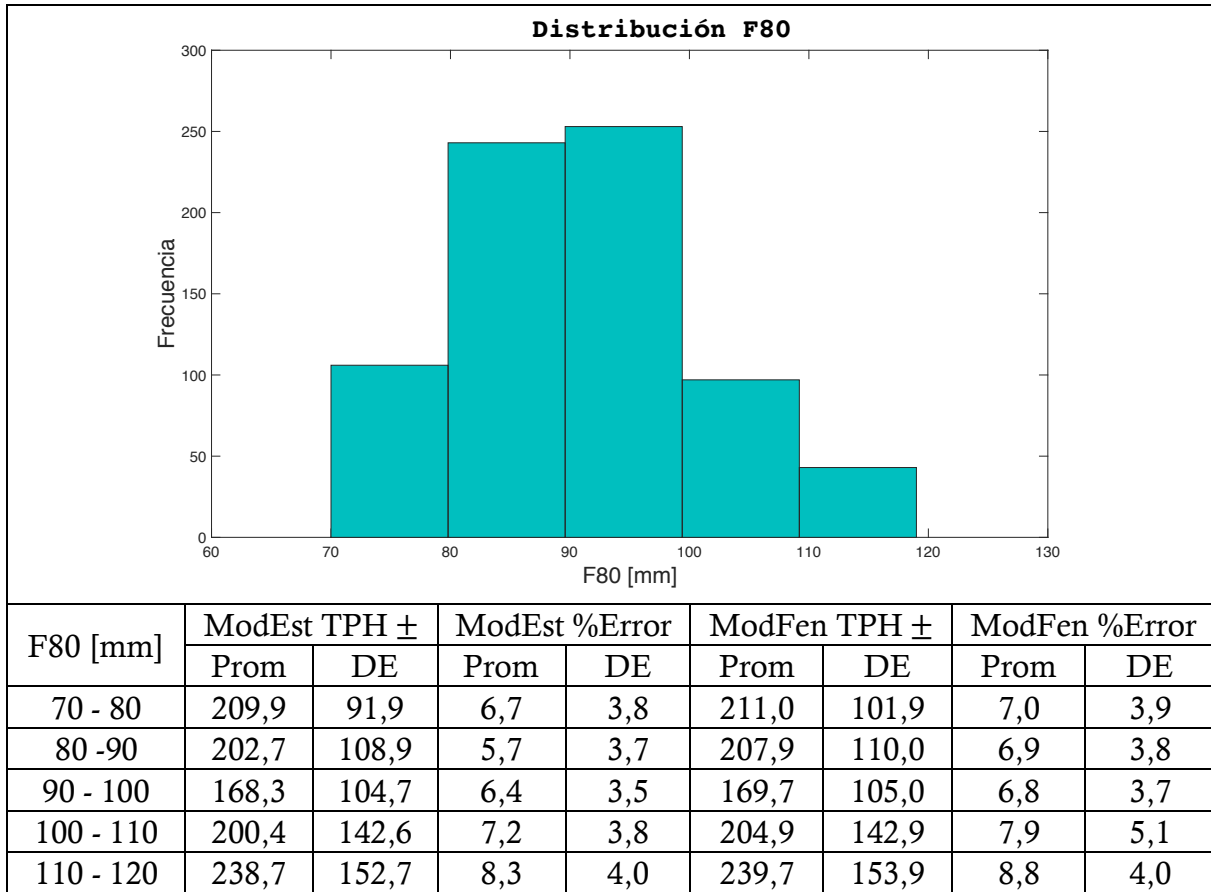


Figura 6.4 Error de predicción del modelo en función del F80.

Tabla 6.2 Error de predicción para distintas condiciones de operación (2009 - 2007).

Error Predicción Operación (2007 - 2009)		TPH $\pm$			%Error		
		Prom	DE	IC 95%	Prom	DE	Error < 10%
CC	Modelo ModEst	188,6	149,7	17,0	6,9	6,1	78,2
	Modelo ModFen	191,0	150,8	17,1	6,9	6,0	78,8
CC+RPM+CM	Modelo ModEst	168,9	126,9	17,7	6,1	4,9	82,2
	Modelo ModFen	171,1	127,3	17,8	6,2	4,9	81,9
CC+RPM+CM+Pot	Modelo ModEst	170,2	123,5	25,9	6,3	4,9	81,9
	Modelo ModFen	169,8	122,7	25,7	6,3	4,8	80,9

Realizando el mismo ejercicio para los modelos ModEst, ModFen, ModEst(F80mod), ModFen(F80mod) y Actual entre el período 2012 – 2015 con los datos sin filtro operacional (Figura 6.5 y Figura 6.9 a), se puede apreciar que no existe una relación importante debido principalmente a que el molino estuvo frenado por las restricciones duras y blandas del proceso. Sin embargo, al aplicar los filtros de peso celda carga, coeficiente marcha, velocidad de giro y potencia, el índice de correlación aumenta, pero en menor medida para el moldeo Actual.

La Tabla 6.3, resume el índice de correlación obtenido al aplicar los filtros mencionados anteriormente y visualizados en las Figuras 6.6, 6.7, 6.8 y 6.9. Al comparar los modelos propuestos con el Actual, se concluye que todos son una mejor opción de acuerdo a este criterio. Aunque el modelo ModEst, es el que presenta un mayor índice de correlación.

Tabla 6.3 Cambio en el índice de correlación aplicando distintos filtros período 2012 - 2015.

Filtros	Índice de Correlación [%]				Modelo Actual
	ModEst	ModEst (F80mod)	ModFen	ModFen (F80mod)	
Sin Filtro Op	9	11	2	11	2
CC	32	25	27	24	15
CC+RPM+CM	41	38	35	36	9
CC+RPM+CM+Pot	43	39	38	37	20

* CC: peso celda de carga, RPM: velocidad de giro, CM: coeficiente marcha, Pot: potencia.

La Tabla 6.4, muestra el error de predicción de los modelos propuestos y el modelo Actual. Para el caso sin filtrar la diferencia promedio del rendimiento entre los modelos propuestos y el Actual es de ± 7 [tph], sin embargo al aplicar los filtros operacionales estos van aumentando a ± 29 [tph], ± 35 [tph] y ± 53 [tph]. Luego, al comprar los modelos propuestos entre si, se desprende que modelo ModEst presenta un menor error de predicción.

Tabla 6.4 Error de predicción para distintas condiciones de operación (2012 - 2015).

Error Predicción Operación (2012 - 2015)		TPH ±			%Error		
		Prom	DE	IC.95%	Prom	DE	Error < 10%
Sin Filtro Op.	Modelo ModEst	228,8	181,3	13,5	9,3	8,9	65,9
	Modelo ModFen	231,0	192,2	14,3	9,8	9,4	63,0
	Modelo ModEst(F80mod)	229,5	173,9	12,9	9,4	8,7	65,7
	Modelo ModFen(F80mod)	230,8	171,1	12,7	9,4	8,6	64,8
	Modelo Actual	237,3	201,1	14,9	10,1	9,7	64,4
CC	Modelo ModEst	184,9	125,7	11,0	7,3	5,3	78,5
	Modelo ModFen	188,1	128,8	11,3	7,5	5,4	76,3
	Modelo ModEst(F80mod)	199,7	136,1	12,0	8,0	6,0	76,3
	Modelo ModFen(F80mod)	200,1	134,2	11,8	8,0	5,9	75,8
	Modelo Actual	222,5	178,2	15,7	8,8	7,2	64,1
CC+RPM+CM	Modelo ModEst	175,0	122,0	15,2	6,9	5,0	78,8
	Modelo ModFen	180,9	124,6	15,5	7,1	5,1	76,5
	Modelo ModEst(F80mod)	185,9	129,0	16,1	7,3	5,6	76,5
	Modelo ModFen(F80mod)	187,2	127,6	15,9	7,4	5,5	75,8
	Modelo Actual	217,1	175,9	21,9	8,5	6,9	64,5
CC+RPM+CM+Pot	Modelo ModEst	176,0	125,5	24,9	7,1	5,3	78,3
	Modelo ModFen	182,4	128,1	25,4	7,4	5,4	74,2
	Modelo ModEst(F80mod)	185,8	128,3	25,5	7,7	5,7	74,2
	Modelo ModFen(F80mod)	186,9	127,4	25,3	7,7	5,7	73,3
	Modelo Actual	237,1	180,8	35,9	9,5	7,1	58,3

En consecuencia, los modelos se comportan de mejor forma al aplicar los filtros, debido a que el modelo está creado a partir de condiciones constantes de operación del molino SAG, las cuales fueron variando en el transcurso del tiempo. Como se puede ver en el [Anexo III](#), la potencia, velocidad de giro, carga del molino son más altas que en el período actual. Los filtros se aplicaron de acuerdo a los rangos más característicos del período 2007 - 2009 ([Tabla 6.5](#)).

Tabla 6.5 Condiciones operacionales períodos 2007 – 2009 y 2012 – 2015.

Variables	Período 2007 – 2009		Período 2012 – 2015	
	Promedio	DE	Promedio	DE
Peso Celda de Carga [ton]	3894	251	3795	279
Velocidad de Giro [rpm]	9,5	0,3	9,2	0,7
Número de Bolas	954	323	939	272
Potencia [kW]	14245	1397	13496	1454
Sólido [%]	72	3,4	75	3,0
Agua [m ³]	1036	178	884	145
Coefficiente de Marcha [%]	98	5	96	8

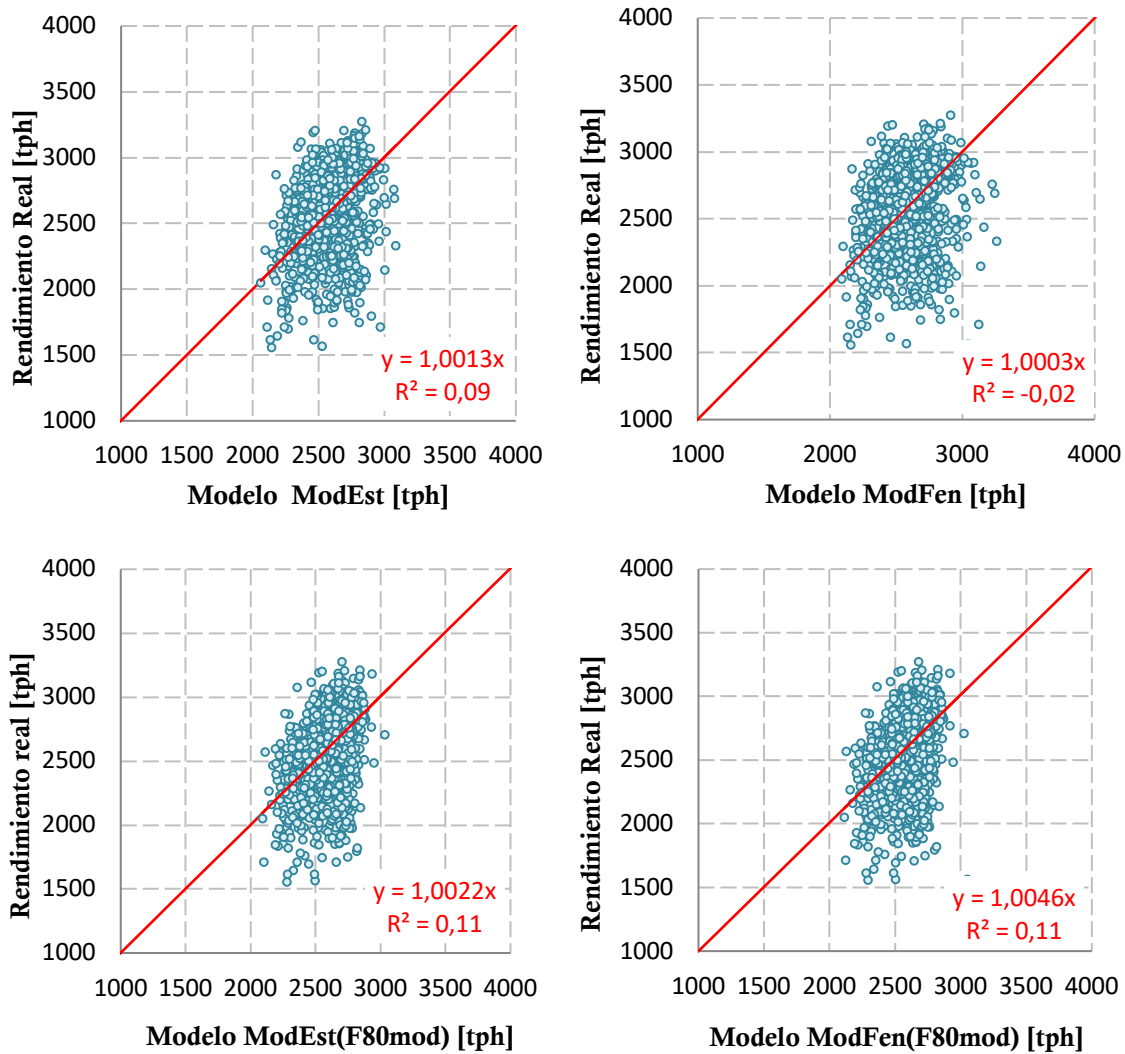


Figura 6.5 Conciliaciones modelos ModEst, ModFen y F80mod con datos reales sin filtrar 2012 – 2015.
a) ModEst ; b) ModFen; c) ModEst(F80mod); d) ModFen (F80mod).

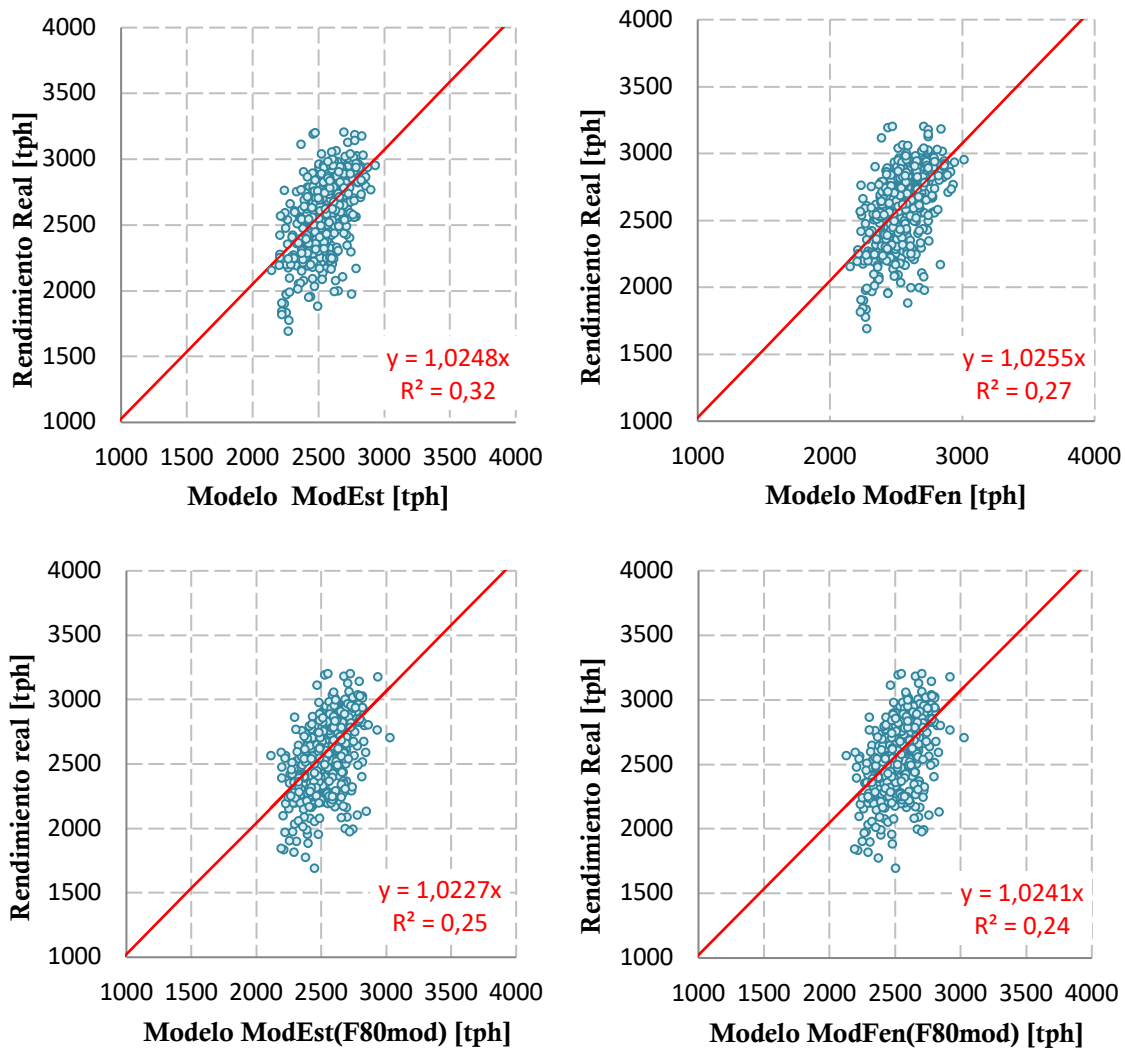


Figura 6.6 Conciliaciones modelos ModEst, ModFen y F80mod filtro celda de carga entre 3800 – 4000 [ton] 2012 – 2015. a) ModEst ; b) ModFen; c) ModEst(F80mod); d) ModFen (F80mod).

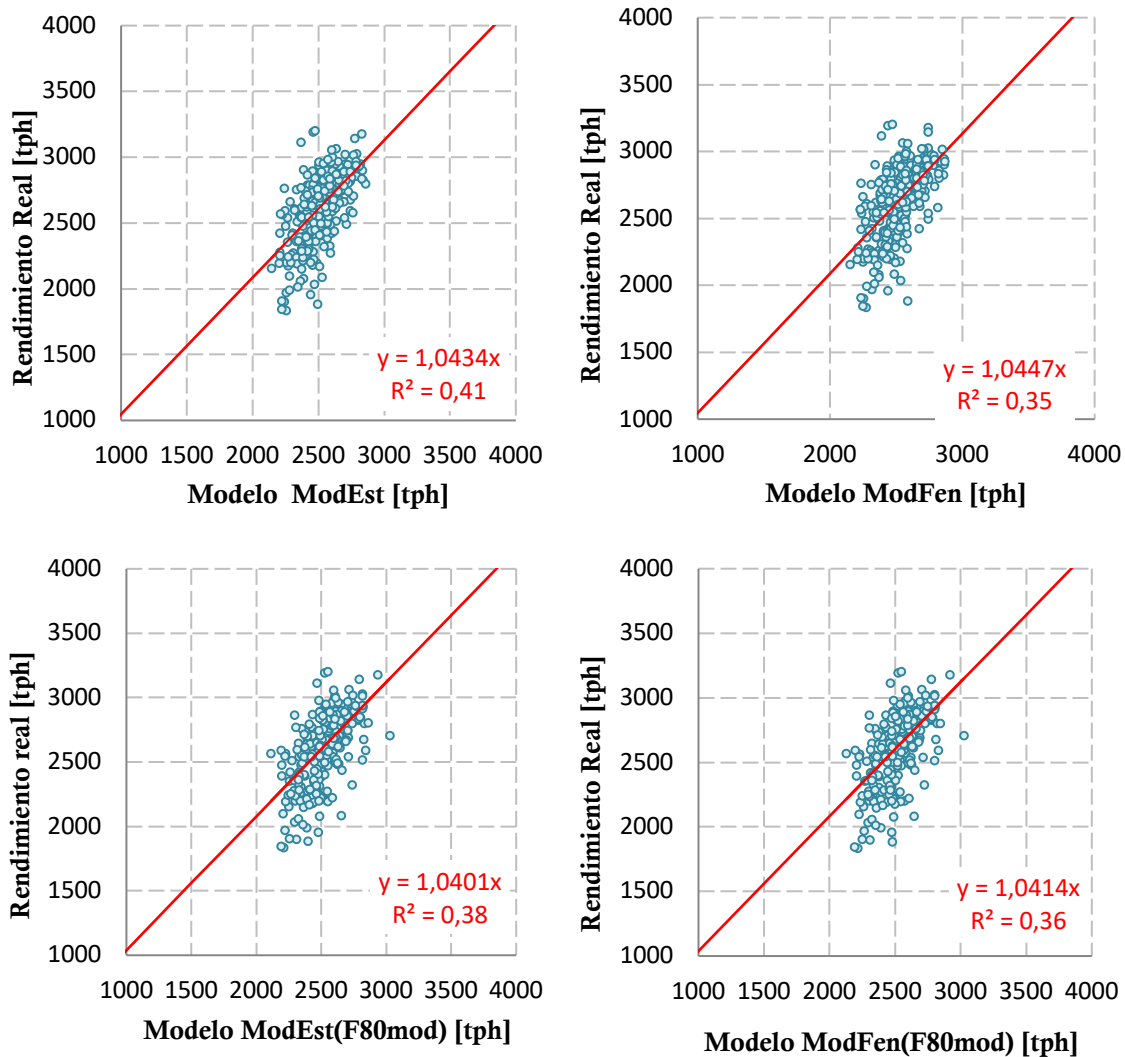


Figura 6.7 Conciliaciones modelos ModEst, ModFen y F80mod filtro celda de carga entre 3800 – 4000 [ton], Coeficiente marcha > 90% y velocidad de giro >9,5 periodo 2012 – 2015. a) ModEst ; b) ModFen; c) ModEst(F80mod); d) ModFen (F80mod).

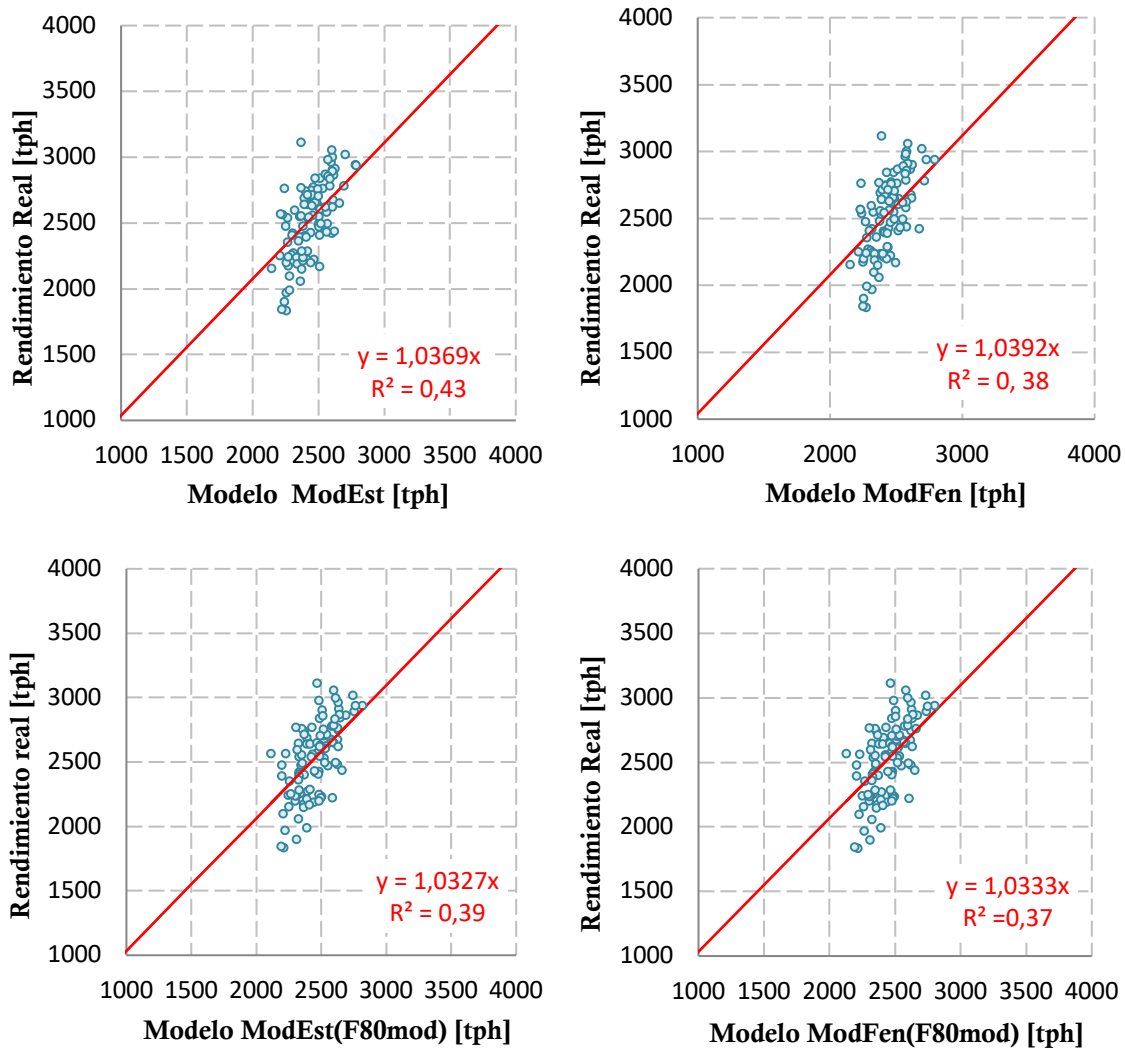


Figura 6.8 Conciliaciones modelos ModEst, ModFen y F80mod filtro celda de carga entre 3800 – 4000 [ton], Coeficiente marcha > 90%, y potencia > 14.500 [kW] período 2012 – 2015. a) ModEst ; b) ModFen; c) ModEst(F80mod); d) ModFen (F80mod).

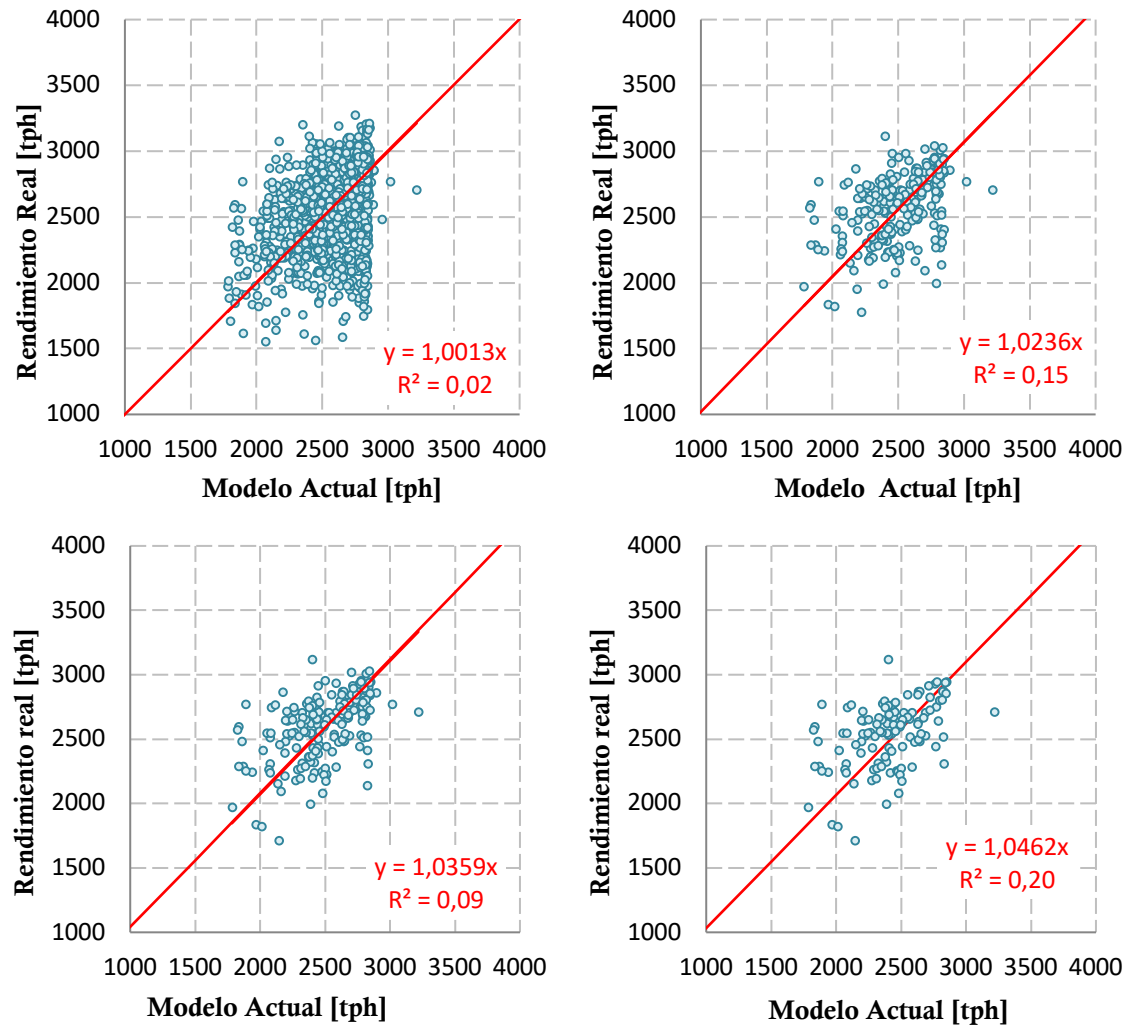


Figura 6.9 Conciliaciones del modelo Actual. a) Sin filtro; b) celda de carga entre 3800 – 4000 [ton]; c) Coeficiente marcha > 90%, velocidad de giro > 9,5; d) potencia > 14.500 [kW] periodo 2012 – 2015.

6.2 Conciliaciones modelos propuestos con el modelo actual

Sobre la base de la discusión anterior y considerando que los modelos buscados para este trabajo deben ser de naturaleza Geometalúrgicos, es decir, que consideren propiedades tanto Geológicas como Metalúrgicas, se seleccionaron los modelos ModEst(F80mod) y ModFen(F80mod) para su comparación con el modelo actual.

La Figura 6.10, contrasta el modelo propuesto ModEst(F80mod) con el modelo actual de MLP, entre el año 2012 y 2015 agrupados en datos diarios, semanal, mensual y anual. La relación entre ambos modelos, incrementa a medida que los datos se agrupan en conjunto de mayor tamaño, mientras la dispersión disminuye. El coeficiente de determinación varió de un 22% a 52%.

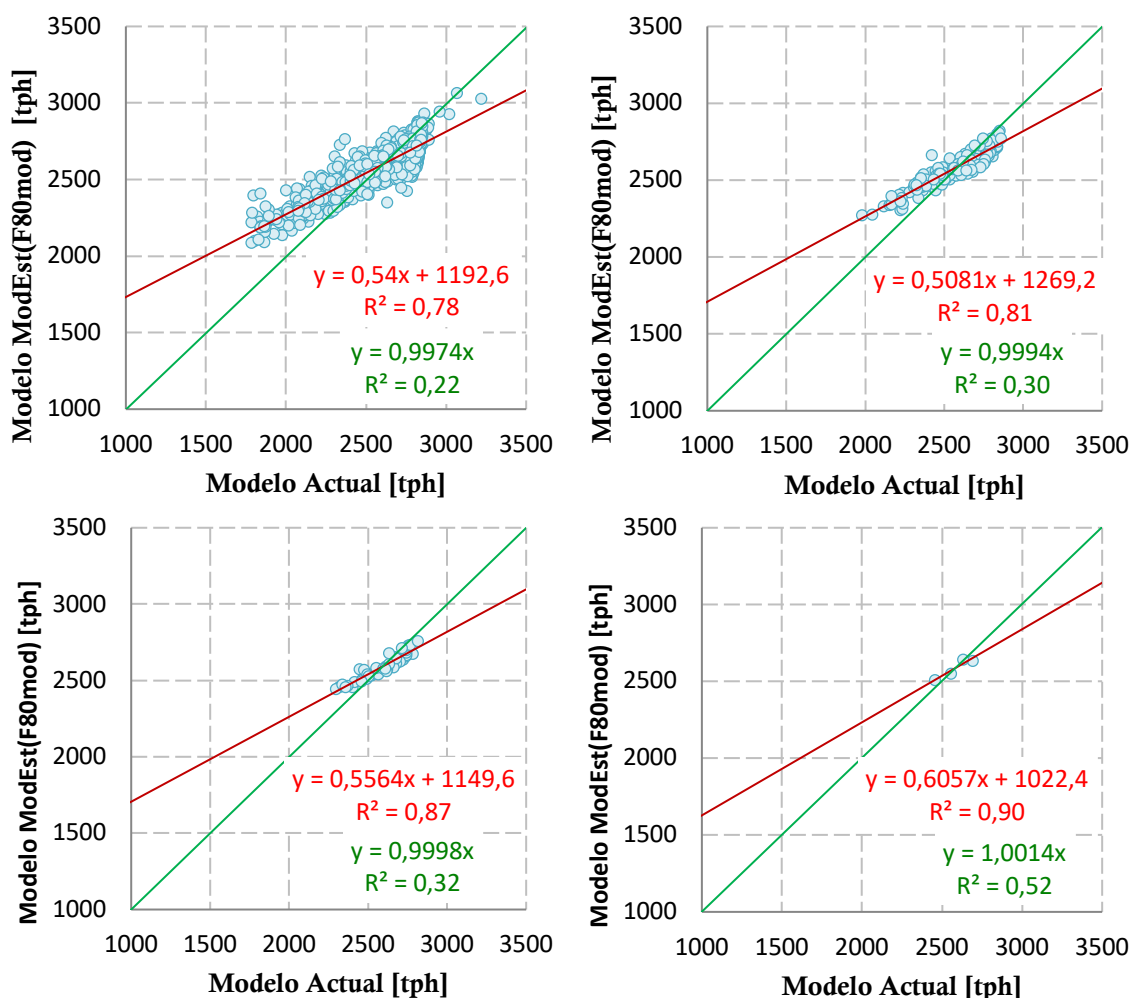
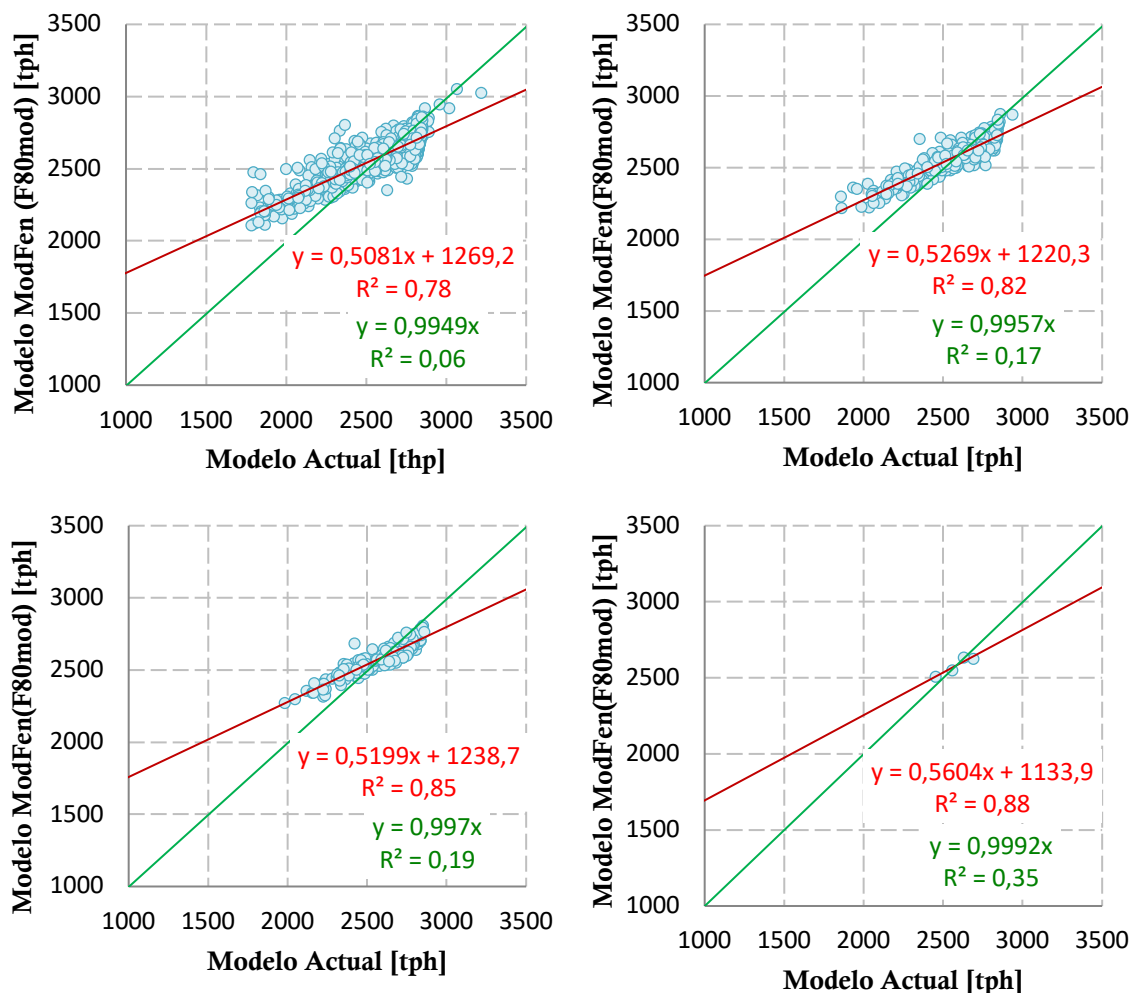


Figura 6.10 Conciliaciones modelo ModEst(F80mod) con modelo actual período 2012 – 2015. a) diario ; b) semanal; c) mensual; d) anual.

La [Figura 6.11](#), muestra el resultado obtenido al comparar el modelo ModFen (F80mod) con el modelo Actual, observándose que el coeficiente de determinación alcanzado es menor al obtenido por el modelo desarrollado a partir de los datos reales.



[Figura 6.11](#) Conciliaciones modelo ModFen (F80mod) con modelo actual período 2012 – 2015. a) diario ; b) semanal; c) mensual; d) anual.

En la [Tabla 6.6](#), se observa que el error de predicción va disminuyendo a medida que se agrupan los datos en forma semanal, mensual y anual. El modelo ModEst(F80mod) presenta mejores resultados, sin embargo estos no son significativos a diferencia de los resultados obtenidos en la [Sección 6.2](#) cuando se comparan con el Actual.

Tabla 6.6 Error de predicción periódica (2012 - 2015).

Error Predicción Periódica (2012 - 2015)		TPH $\pm$			%Error		
		Prom	DE	IC. 95%	Prom	DE	Error < 10%
Semanal	Modelo ModEst	169,5	132,2	18.8	6,6	5,4	78,5
	Modelo ModFen	170,6	130,2	18.5	6,6	5,3	80,8
	Modelo Actual	173,5	149,1	21.2	7,0	6,3	74,6
Mensual	Modelo ModEst	107,5	86,8	25.2	4,1	3,3	95,5
	Modelo ModFen	108,2	86,0	25.0	4,2	3,3	93,2
	Modelo Actual	125,5	94,3	2.7	4,8	3,6	88,6
Anual	Modelo ModEst	37,3	44,6	71.0	1,4	1,7	100
	Modelo ModFen	38,8	48,6	77.3	1,5	1,8	100
	Modelo Actual	45,0	54,2	86.2	1,8	2,0	100

No obstante al considerar los datos del período 2007 – 2009 para extrapolar hacia la actualidad, la desviación producida en los duros puede significar un problema en la construcción del modelo, pues como se mencionó anteriormente, la unidad geometalúrgica M3 era blanda y con el transcurso del tiempo se trasformó a una unidad dura, por lo cual el modelo puede estar sobre estimando en los tonelajes bajos y faltaría realizar un ajuste en función del %duro del mineral. Esta hipótesis se corrobora, al recalculer el modelo estadísticos, bajo la suposición de un M3 blando en la actualidad. El resultado de este análisis se observa en la [Figura 6.12](#).

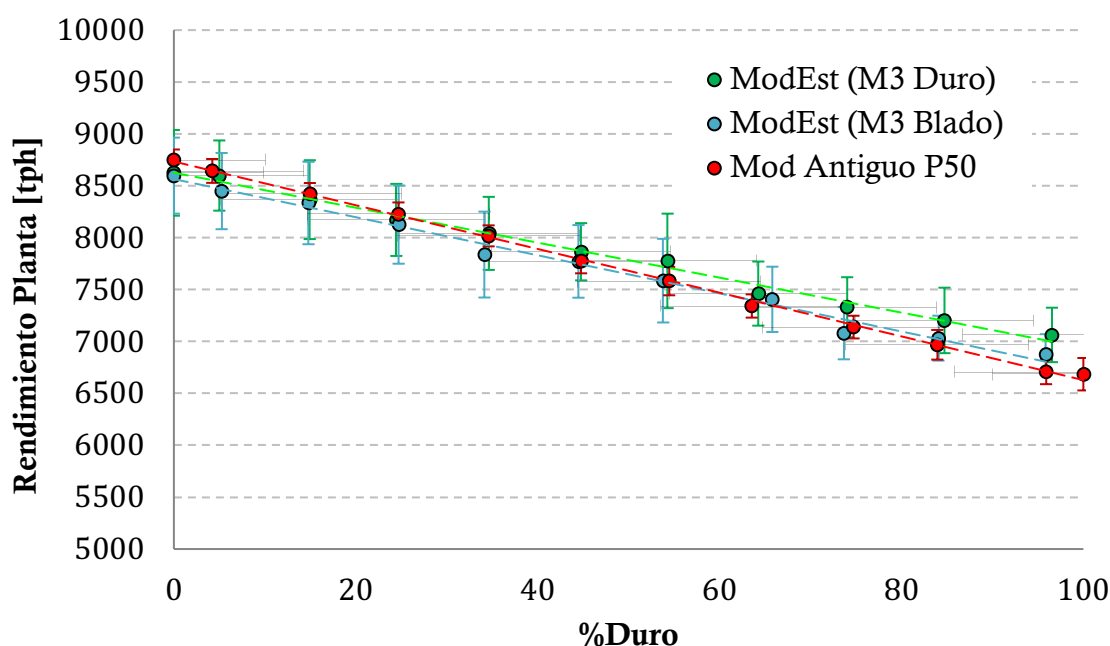


Figura 6.12 Comparación modelo actual vs modelo ModEst considerando M3 como blando o duro.

6.3 Análisis de sensibilidad

Respecto al punto en que se alcanza el máximo rendimiento, las Figuras 6.13 y 6.14, muestran los modelos en 3D, apreciándose una especie de plano asintótico en el cual, en términos de cambio de velocidad de crecimiento de la función, ésta va en aumento a medida que el F80 va disminuyendo y decreciendo a medida que el F80 aumenta. Además, el modelo ModFen tiene pendientes mayores a las observadas en el modelo ModEst, conclusión que se había observado ya en el Capítulo 5 .

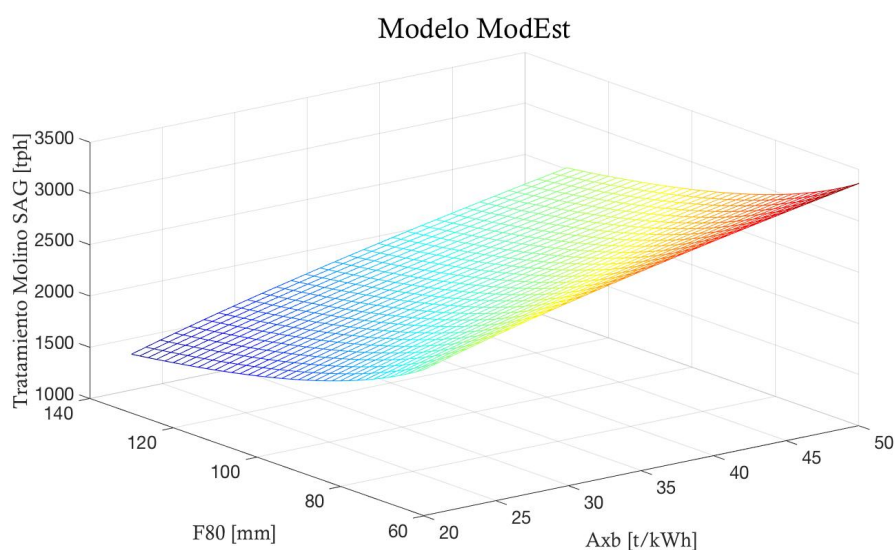


Figura 6.13 Modelo ModEst en 3D.

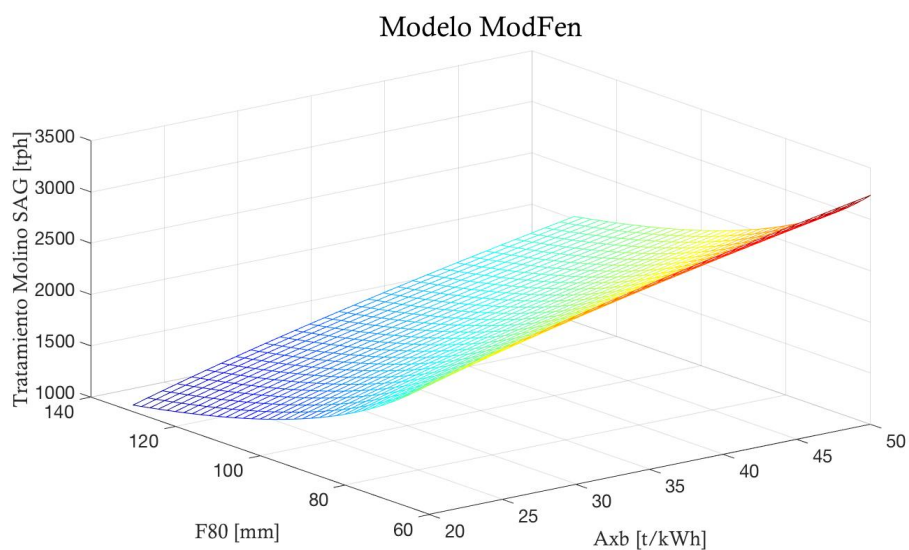


Figura 6.14 Modelo ModFen en 3D.

La función en ambos extremos se indetermina, por lo cual, no existe un máximo o mínimo local y solo se puede analizar la tasa de cambio de la función.

Una forma de visualizar lo mencionado anteriormente, es graficar el crecimiento porcentual en término de rendimiento alcanzado por los modelos de la siguiente forma:

$$\% \text{ Aumento rendimiento en función del F80} = \frac{\text{TPH}_{\text{F80}|i} - \text{TPH}_{\text{F80}|i+1}}{\text{TPH}_{\text{F80}|i}} \cdot 100\% \quad 6.1$$

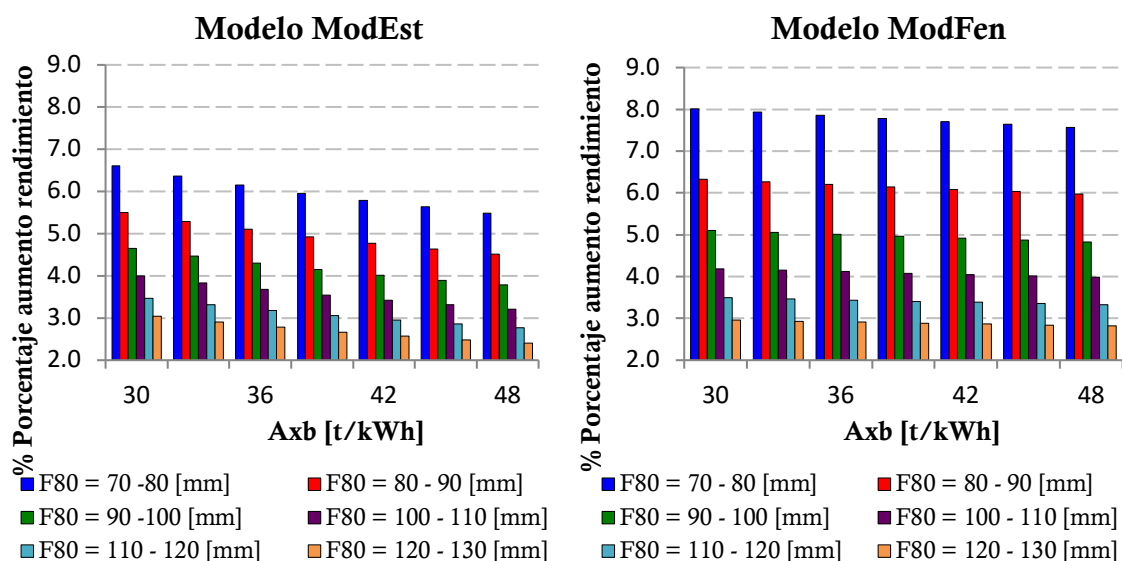
Donde

$i = 70, 80, \dots, 130$ [mm]

$\text{TPH}_{\text{F80}|i}$: Resultado de los modelos evaluado en $\text{F80}|i$ [tph]

$\text{TPH}_{\text{F80}|i+1}$: Resultado de los modelos evaluado en $\text{F80}|i+1$ [tph]

La [Figura 6.15](#) representa los resultados obtenidos para la [Ecuación 6.1](#). El modelo ModEst muestra ser conservador, ya que el aumento porcentual en el tonelaje al disminuir el F80 es menor. Esto se repite sistemáticamente para las distintas condiciones de Axb. Además, el aumento porcentual en el tratamiento, donde la tasa de cambio de la curva es mayor, es en los Axb y F80 bajos, alcanzado valores de 6.6% y 8.0% para ModEst y ModFen respectivamente.



[Figura 6.15](#) Cambio porcentual en el rendimiento en función del F80.

Cabe destacar que todo el análisis efectuado para el modelo ModFen, se realizó dejando el %1,25 [pulg] en función del F80 [mm] de acuerdo a la [Ecuación 5.12](#), los gráficos que cuantifican el cambio del tonelaje en función %1,25 se encuentran en el [Anexo VII](#).

La [Tabla 6.7](#), muestra un resumen del cambio en el rendimiento del molino SAG en función del %1,25 y F80, promediando los resultados para un Axb de 38 [t/kWh].

[Tabla 6.7](#) Resumen cambio en el rendimiento o en función del %1,25 [pulg].

F80 [mm]	70	80	90	100	110	120
%1.25 [pulg]	Rendimiento [tph]					
43,7	3011	2876	2773	2693	2629	2576
40,0	2910	2778	2678	2600	2537	2486
37,1	2836	2706	2608	2531	2470	2419
34,6	2780	2652	2555	2479	2419	2369
32,5	2736	2609	2513	2439	2379	2330
30,7	2700	2575	2480	2406	2347	2298
29,2	2671	2547	2453	2379	2320	2272

6.4 Conclusión del análisis

La comparación de los modelos propuestos, ModEst y ModFen, con respecto a la información tomada desde planta, mostró que el índice de correlación máximo alcanzado, al aplicar los filtros operacionales, fue del 65% y 63% para el período 2007 – 2009. El error predictivo para los modelos presenta una variación de $\pm 189,4$ [tph] y $\pm 192,9$ [tph], siendo el F80 entre 90 y 100 [mm] el que presenta un mejor ajuste, con un error predictivo de $\pm 168,3$ [tph] y $\pm 169,7$ [tph]. Para el período 2012 – 2015, la comparación de los modelos propuestos, ModEst, ModFen ModEst(F80mod), ModFen(F80mod) con los datos reales, mostró que la correlación máxima alcanzada fue del 43%, 38%, 39% y 37%, respectivamente, duplicando a lo alcanzado por el modelo Actual. Mientras que la diferencia del error predictivo entre los modelos propuestos versus el modelo Actual, fue aumentado en ± 7 [tph], ± 29 [tph], ± 35 [tph] y ± 53 [tph], a medida que se aplicaban los filtros operacionales.

Los modelos mejoran al aplicar los filtros, debido a que están creados a partir de condiciones constantes de operación, sin embargo se observan índices de correlaciones menores para el período actual, debido a la presencia de las restricciones duras presentada en ese tiempo.

El modelo propuesto presenta una desviación con respecto al modelo actual, lo cual puede atribuirse a la transición de la unidad geometalúrgica M3 de blanda a dura. No obstante, el análisis muestra que los modelos propuestos capturan la variabilidad mejor que el modelo Actual. Sin embargo, estadísticamente no es significativa su diferencia promedio.

Luego, analizando los intervalos de confianza de los modelos propuestos con el modelo Actual en el período 2012 - 2015, se tiene que la diferencia del error predictivo es significativa al aplicar los filtros de peso celda carga, velocidad de giro y coeficiente de marcha. No obstante, esta diferencia no se aprecia en los datos sin filtros operacionales.

Comparando el error predictivo los datos sin filtros operacional entre los períodos 2007 – 2009 y 2012 – 2015, para los modelos ModEst , ModFen y el Actual, se aprecia una diferencia de $\pm 47,9$ [tph] y $\pm 44,4$ [tph]. Dado que el IC.95% del error predictivo es de 15 [tph] en ambos períodos, se puede concluir que la diferencia es significativa. Por lo cual, se concluye que se necesita un modelo caracterizado con los datos actuales y filtrados por condición de limitado por operador, para generar una estimación significativa del rendimiento a partir de la granulometría de entrada y el Axb. Además, se rechaza la hipótesis planteada en esta tesis, ya que no se puede obtener un modelo que capture toda la variabilidad del rendimiento de planta a partir propiedades del mineral y granulometría de alimentación, debido a las condiciones actuales de operación.

Finalmente, el análisis de sensibilidad realizado a los modelos, en sus variables t_{hp} , A_{xb} y F_{80} , muestra que no existe un máximo en los rangos abarcados de este estudio, y solo existe una tendencia de incremento al aumentar o disminuir dichas variables. Un análisis en detalle de la variación de t_{hp} a A_{xb} constante entre curvas de F_{80} reveló un aumento sistemático en los porcentajes de rendimiento, siendo el mayor de éstos para A_{xb} bajos. Además, bajo las mismas condiciones, el modelo ModEst siempre presenta menores variaciones que el modelo ModFen. En ambos modelos las máximas variaciones se obtuvieron para A_{xb} de 30 [t/kWh] y F_{80} de 70 – 80 mm, con valores de 6.6% y 8.0% para ModEst y ModFen respectivamente.

Capítulo 7

Aplicación Modelos Propuestos: Análisis de Planta Pre-chancado

Una vez validado el modelo propuesto, se utilizó para cuantificar el aporte generado por la planta de pre-chancado en la molienda SAG. Para ello, se realizó un análisis a los datos reales correspondientes a los Meses de Septiembre, Octubre, Noviembre y Diciembre del 2015 (funcionamiento continuo de la planta de pre-chancado), con el fin de visualizar el cambio de la curva granulométrica de entrada al molino SAG por el aporte de finos de la planta de pre-chancado. De lo datos analizados, se observó un cambio en la fracción gruesa de la curva granulométrica, mientras que la fracción fina se mantuvo constante atribuyendo este fenómeno a la forma de medición utilizada en MLP y discutida en el [Capítulo 4](#). Por ende, se tomó la decisión de cuantificar el cambio del %1,25 de entrada al molino SAG, a partir de simulaciones realizada con la herramienta JKSimMet, para luego escalar estos resultados a los datos reales del período analizado. Una vez medido el cambio en la granulometría de entrada al molino SAG por efecto de la planta de Pre-chancado, se utilizaron los Modelos ModEst y ModFen para cuantificar el tonelaje con y sin pre-chancado.

7.1 Efecto del pre-chancado en los datos reales

En minera Los Pelambres, existe una planta de pre-chancado paralela a los chancadores primarios, que tiene como finalidad procesar los minerales duros proveniente de mina. La planta de tiene una capacidad máxima de rendimiento cercano a los 15.000 [tpd] y un P80 de descarga entre los 30 – 40 [mm].

Para analizar el aporte de la planta de pre-chancado en el rendimiento del molino SAG, se utilizaron los modelos ModEst y ModFen. El primero solo identificó el efecto del F80, mientras que el segundo logró distinguir el efecto combinados tanto de F80 como el %1,25.

El análisis se llevó a cabo en los meses de Septiembre, Octubre, Noviembre y Diciembre del año 2015, período de tiempo en que la planta funcionó de manera normal. Como se aprecia en la [Figura 7.1](#), ambos modelos se ajustan bien en promedio para los distintos meses, exceptuando el mes de Octubre donde el modelo sobre estima algunos puntos, en contraste con los datos de Diciembre que los subestima, la principal diferencia en ambos meses es que en el primero la potencia del molino estuvo por debajo de los 14.500 [kW], mientras que en el segundo caso estuvo por sobre los 15.200 [kW], comprobando una vez más que el modelo se ajusta para condiciones de operación en rangos constantes.

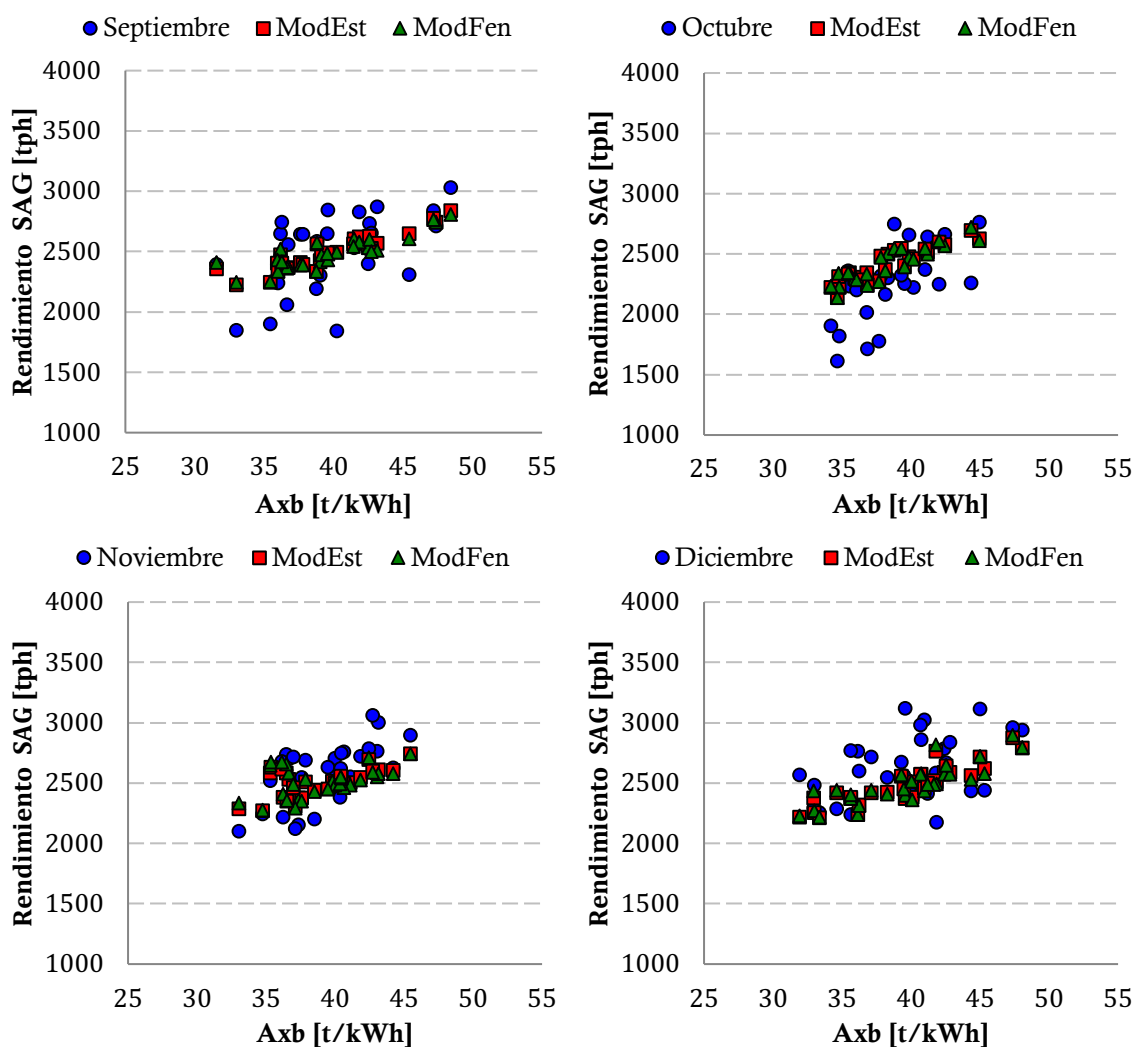
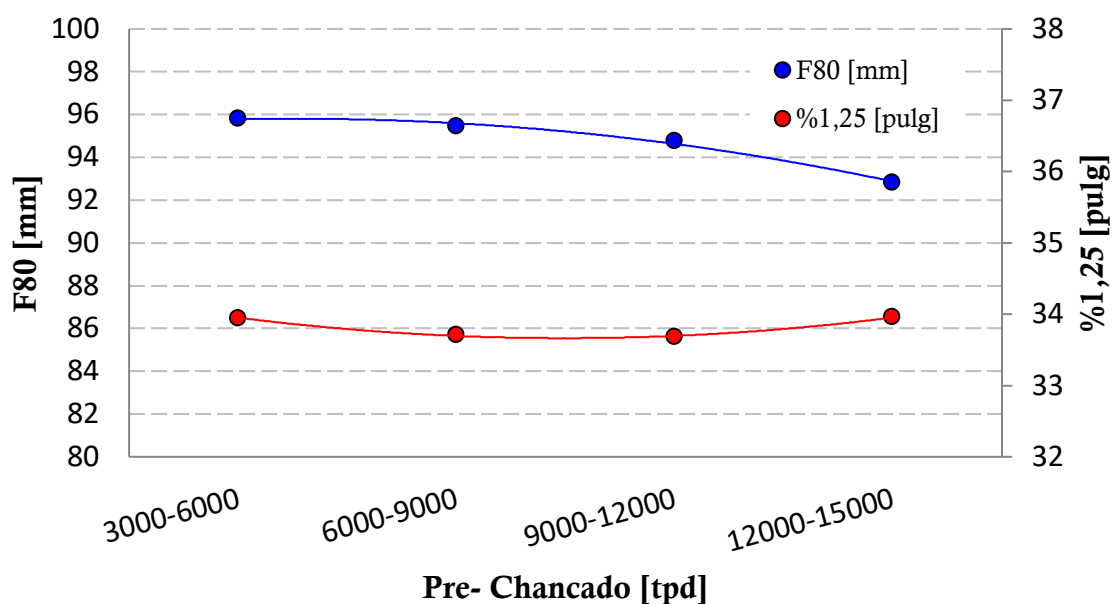


Figura 7.1 Comparación Modelo ModEst y ModFen con datos reales Sep, Oct, Nov, Dic 2015. %Coeficiente de Marcha (CM), Peso Celda de Carga (CC), Velocidad de Giro (VG), Potencia (Pot), Stock Pile (SP).

Para verificar el aporte del pre-chancado en los datos reales, se ordenaron los datos de acuerdo al tonelaje de mineral procesado por la planta, el cual varía entre los 1.000 y 15.000 [tpd], la [Figura 7.2](#) muestra la tendencia del F80 y %1,25 de acuerdo al rango de rendimiento procesado por la planta de pre-chancado. La curva granulométrica gruesa fue variando entre los 96 [mm] y 93[mm] conforme iba aumentando la cantidad procesada por la planta, mientras que la curva de los finos se mantuvo constante en los 34%, para el rango entre 3.000 [tpd] y 15.000 [tpd] de mineral chancado.

Como se examinó en el [Capítulo 5](#), la medición de la distribución granulométrica a través de la cámara Wipfrag no representa una forma confiable, para cuantificar la cantidad de finos generados en la etapas previas a la molienda SAG, por lo cual es de suponer que el resultado encontrado en el análisis no es concluyente para asegurar que no se observa cambios en el %1,25, más aún considerando que la planta de pre-chancado genera finos en esa clase.



[Figura 7.2](#) Efecto del Pre-Chancado en la granulometría de entrada a la molienda SAG.

La [Tabla 7.1](#) muestra en forma resumida el análisis efectuado, observándose que el rendimiento del molino SAG tampoco sigue una lógica de acuerdo al aporte efectuado por la planta de pre-chancado. Sin embargo, esta información tampoco es concluyente para decir que no existe algún efecto, pues como se estudió en los capítulos anteriores, la planta está condicionada a la forma de operar y el efecto granulométrico no se percibe cuando el molino SAG se encuentra limitado.

[Tabla 7.1](#) Efecto del Pre-Chancado en la granulometría de entrada al SAG.

N° Datos	Aporte pre- chancado [tph]	% alim. SAG	Planta [tph]	Axb [t/kWh]	F80 [mm]	%1,25 [pulg]
9	<125	1,6	7823	40	94	35
23	125-250	3,2	7756	39	96	34
26	250-375	4,8	7818	40	95	34
30	375-500	6,6	7631	39	95	34
14	500-625	8,5	7372	37	93	34
2	>625	8,2	8619	41	83	37

Para cuantificar el efecto del cambio granulométrico en la fracción fina, en la etapa de pre-chancado, se utiliza la herramienta de simulación JKSimMet, para verificar el cambio obtenido en la generación de finos de acuerdo a la cantidad de mineral tratado en la planta de pre-chancado, escalando finalmente estos resultado con los datos reales.

7.2 Simulación planta pre-chancado JKSimMet

A continuación se describen los pasos a seguir para componer la curva de mezclado entre el caso base (curva granulométrica sin pre-chancar) y las distintas curvas granulométricas generadas por la planta de pre-chancado ($P80 = 31,75$ [mm]).

1. Se comienza con la elección de la curva granulométrica más representativa de los datos reales simulados por el software JKSimMet (Figura 7.3).

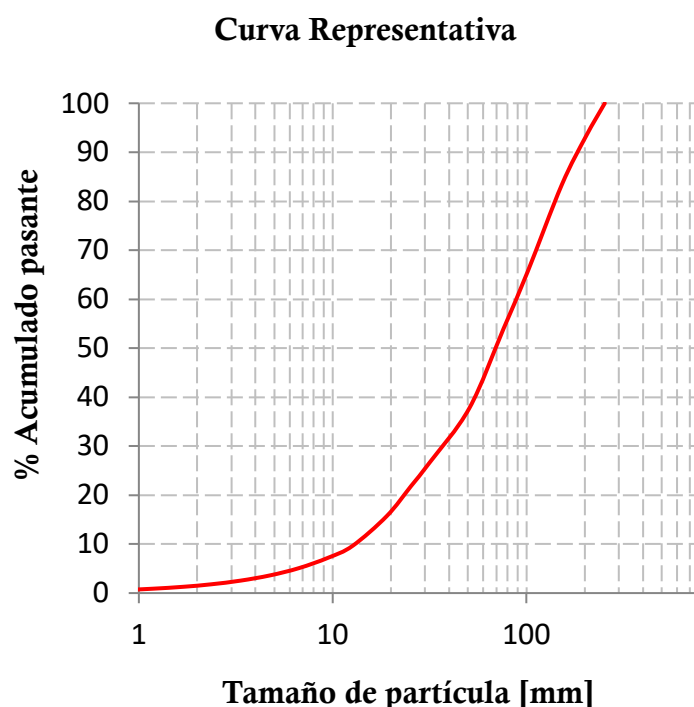


Figura 7.3 Distribución granulométrica más representativa de MLP (Contreras, 2015).

2. Se utiliza el simulador, para obtener las curvas de tres casos: 0% duro, 50% duro y 100% duro (Figura 7.4). La simulación se llevó a cabo, con los respectivos $F80$ y A_{xb} típicos de cada rango de dureza, obteniendo de esta forma el tonelaje del caso base sin pre-chancar (Anexo VIII).

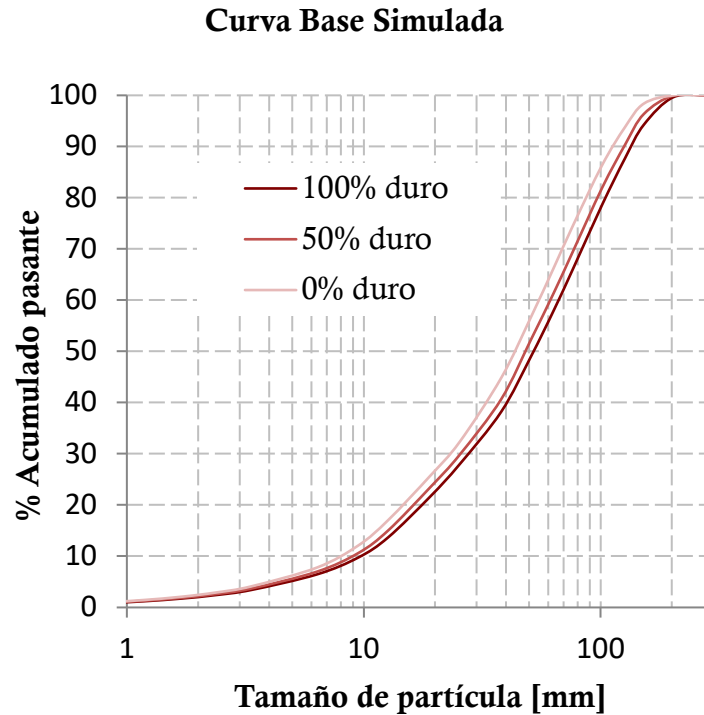


Figura 7.4 Simulación del caso base para 0%,50% y 100% duro.

3. En función del tonelaje sin pre-chancar simulado y el tonelaje de la planta de pre-chancado, se generó un porcentaje ponderado, para cuantificar proporcionalmente el F80 mezcla y el Axb mezcla aportado por ambos tonelajes, para los distintos rango de rendimiento de pre-chancado (1000 – 15000 [tpd]) y %duro. Al no contar con un registro del Axb que ingresa a la planta de pre-chancado esta se considerará igual al elegido para el caso base ([Tabla 7.2](#)). Además se crearon curvas granulométricas ponderadas para 6 casos distintos de generación de fino en la planta de pre-chancado, todas con un P80 igual a 31,75 [mm] ([Figura 7.5](#)).

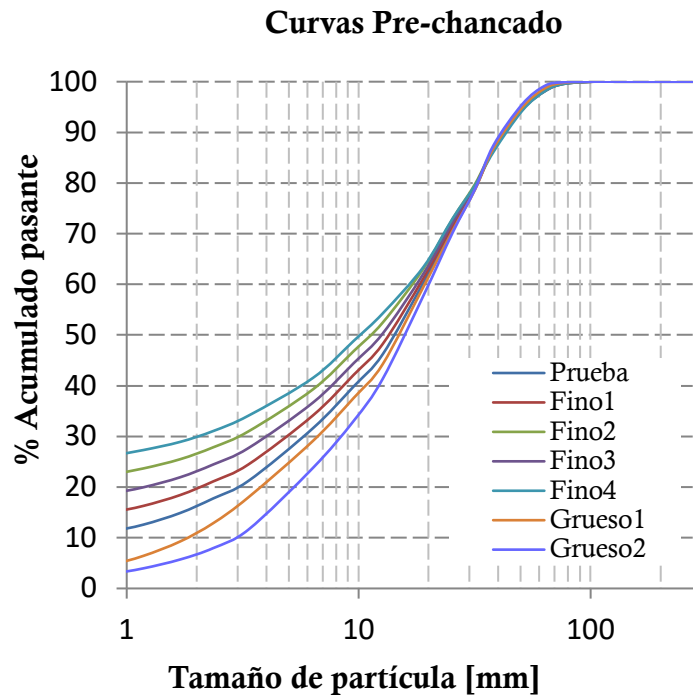


Figura 7.5 Curva granulométrica generada por el pre-chancado con $P_{80}=31,75$ [mm]
(Contreras, 2015).

Tabla 7.2 Condiciones iniciales para las simulaciones con 0, 50 y 100 % duro.

Original	Caso Base				Pre-chancado	
%Dureza	Rendimiento [tph]	Axb [t/kWh]	F80 [mm]	%1,25 [pulg]	Axb [t/kWh]	F80 [mm]
0%	7085	43	87	39,23	43	31,75
50%	6308	39	97	35,77	39	31,75
100%	5550	33	105	33,57	33	31,75

- Finalmente con los parámetros de Axb mezcla, F80 mezcla y las curvas granulométricas ponderadas para los 6 casos de generación de fino, se ingresaron al simulador, para obtener el rendimiento del molino SAG y %1,25 [pulg] con aporte del pre-chancado.

El desarrollo de los pasos a seguir para la compilación de la simulación, junto con las curvas granulométricas ponderadas y resultados de tonelaje se detallan en el [Anexo VIII](#).

7.3 Resultados de la simulación

Las Figura 7.6, muestra en forma resumida los resultados obtenidos de las simulaciones para las distintas combinaciones de dureza del mineral y aporte en tonelaje de pre-chancado. Como se observa el F80 disminuye a medida que aumenta el aporte de tonelaje de la planta de pre-chancado, situación observada en el análisis efectuado con los datos reales, mientras que para el %1,25 aumenta, siendo lo esperado teóricamente.

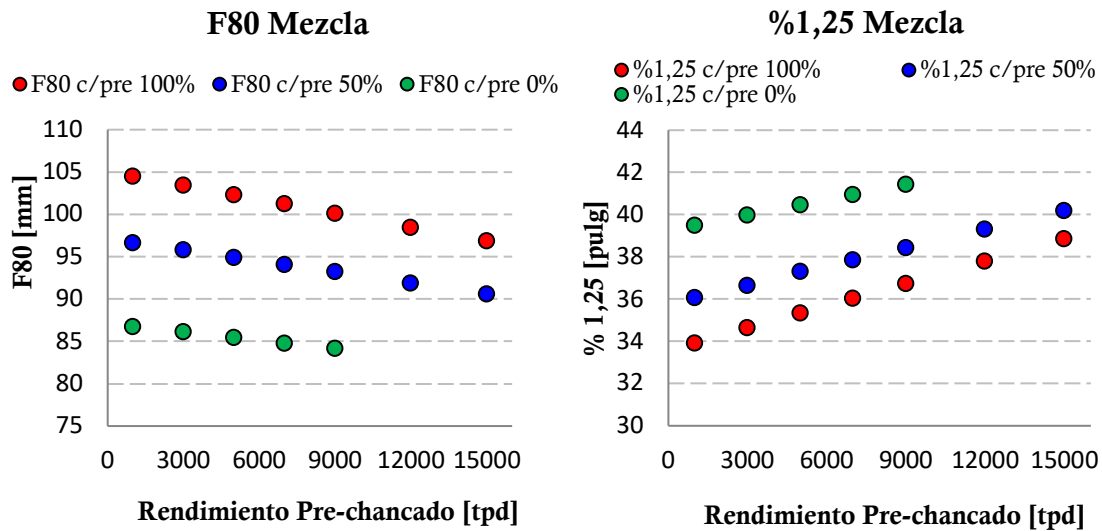


Figura 7.6 Resultado del F80 y %1,25 mezcla simulados.

La Figura 7.7, muestra el índice de las toneladas adicionales al molino SAG en función de las toneladas pre-chancadas, mientras que la Figura 7.8 cuantifica el porcentaje de aumento en el rendimiento. El cálculo de ambos índice se representan en las Ecuaciones 7.1 y 7.2 respectivamente.

$$IP_1 = \frac{TPH\ SAG\ c/PreC - TPH\ SAG\ s/PreC}{TPH\ pre\ chancado} \quad 7.1$$

$$IP_2 = \frac{TPH\ SAG\ c/PreC - TPH\ SAG\ s/PreC}{TPH\ SAG\ c/PreC} \quad 7.2$$

Donde

- IP_1 : Toneladas adicionales al molino SAG en función del rendimiento de la planta de pre - chancado [ton SAG / ton pre - chancado]
 IP_2 : Porcentaje aumento en el rendimiento del molino SAG [%]
 $TPH\ SAG\ c/PreC$: Rendimiento molino SAG con pre-chancado [tph]
 $TPH\ SAG\ s/PreC$: Rendimiento molino SAG sin pre-chancado [tph]
 $TPH\ pre\ chancad$: Rendimiento o planta de pre - chancado [tph]

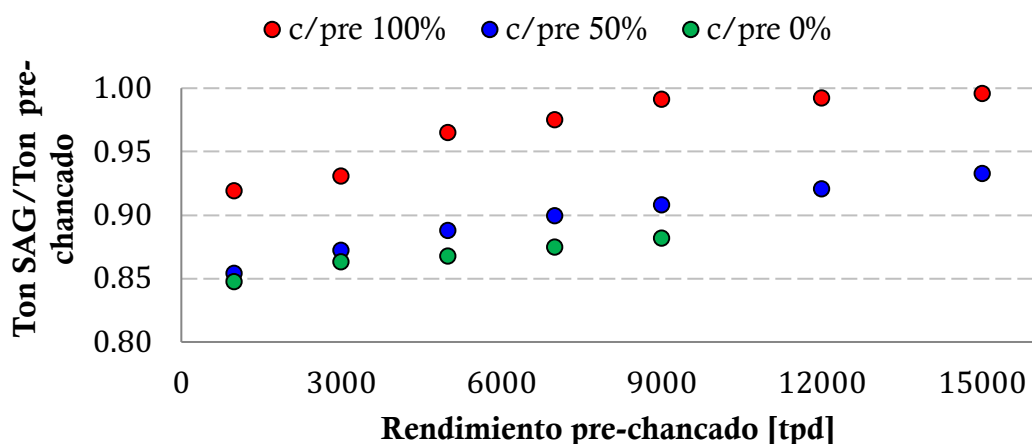


Figura 7.7 Toneladas adicionales al molino SAG en función de las toneladas pre-chancadas simulado.

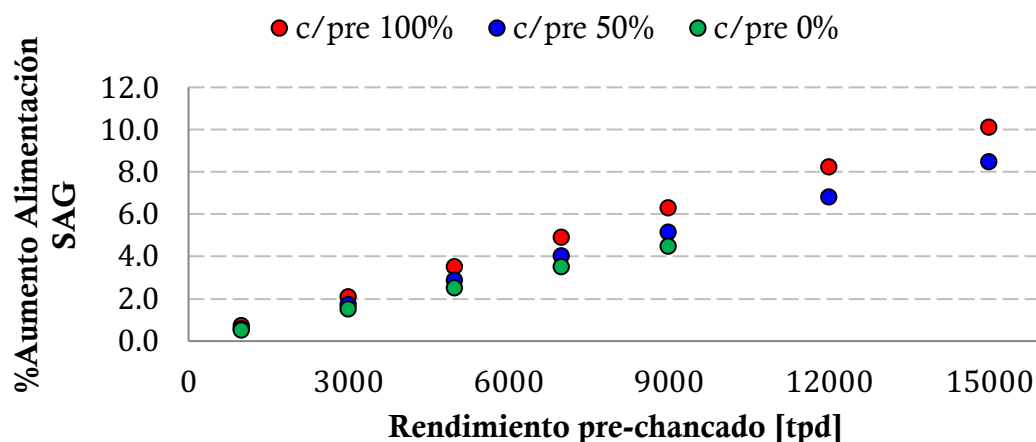


Figura 7.8 Aumento en porcentaje del rendimiento del molino SAG simulado.

El efecto del pre - chancado va aumentando a medida que se trate mayor cantidad de mineral, sin embargo, el índice IP_1 en ningún caso fue mayor que 1, concluyendo que el cambio producido por los finos en el transporte reológico del mineral, no es suficiente para demandar mayor mineral en el SAG.

Además, ambos índices tienen mayor incidencia en los minerales duros, corroborando una vez más que el bajo rendimiento de la molienda SAG para minerales de alta competencia, puede ser compensado con rocas de granulometría más pequeña.

Considerando que el aporte por la planta de pre -chancado entre los meses de Septiembre a Diciembre 2015 fue de 8800 [tpd] en promedio, el aumento porcentual en el rendimiento del molino SAG fue de 5,1% de acuerdo a la simulación.

7.4 Conciliación datos reales vs simulación

Una vez realizado las simulaciones se comparan los datos simulados con la data histórica entre el año 2012 – 2015 (Figura 7.9), para visualizar donde deberían estar los puntos con pre-chancado, estas vienen representadas por las curvas amarilla, roja y verde para las simulaciones con 0%, 50% y 100% duro respectivamente. Cada punto, representa el movimiento del %1,25 en función de la cantidad tratada por la planta de pre-chancado, siendo el punto más alejado de la curva original simulada el que presenta mayor aporte de tonelaje simulado (15.000 [tpd]), mientras que el punto más cercano corresponde al tonelaje más bajo simulado (1000 [tpd]). Sin embargo, se distingue una pequeña desviación de la simulación con respecto a la realidad, por lo cual en primera instancia se procede a corregir dicha curva.

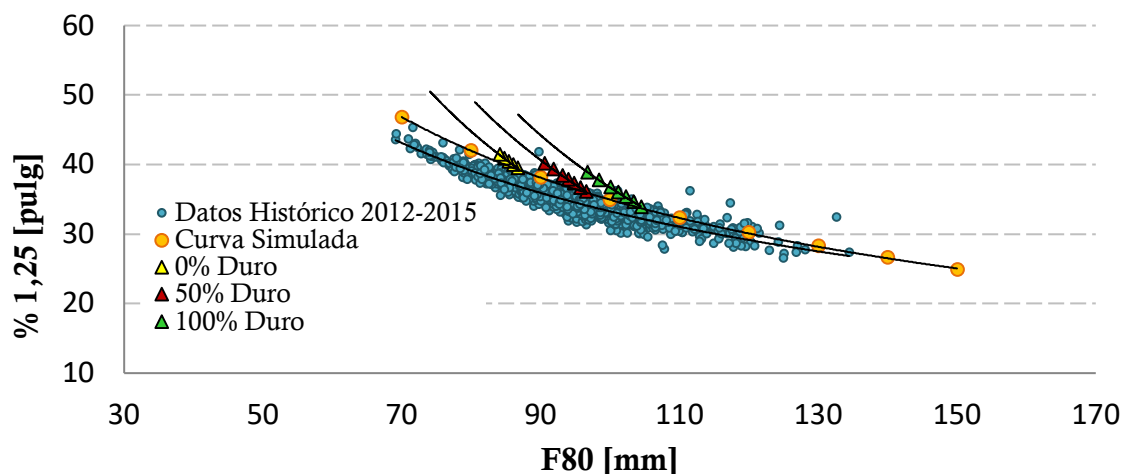
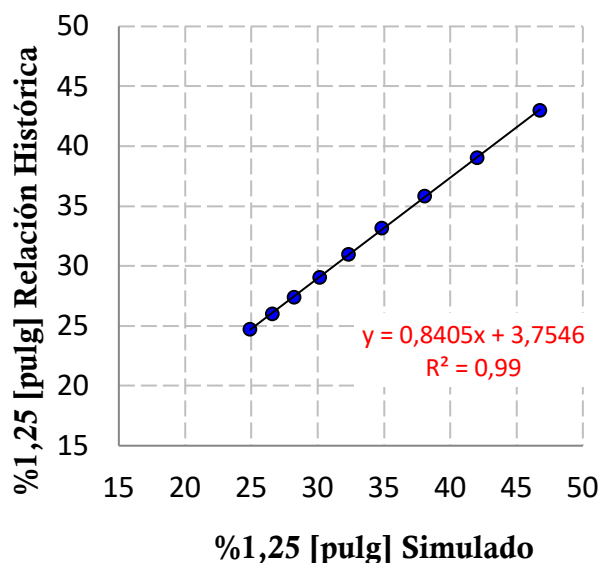


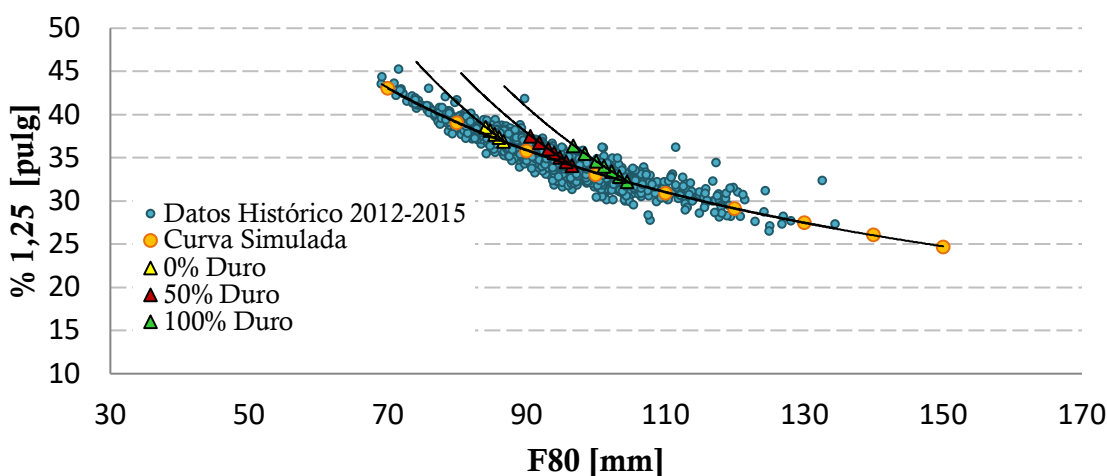
Figura 7.9 Comparación de la curva de F80 y %1,25 simulados con respecto a la data histórica en el período 2012 – 2015.

La corrección consiste simplemente en una rotación de los datos simulados con respecto a la media de los datos reales representados por la [Ecuación 5.12](#), para el período 2012 – 2015. Por lo cual, se grafica el %1,25 de ambas curvas, para obtener la regresión lineal. La [Figura 7.10](#) muestra el factor empírico de corrección.



[Figura 7.10](#) Factor empírico de corrección curva simulada vs data real %1.25, período 2012 - 2015.

Una vez corregido los resultados de la simulación, se tiene un indicio de la zona en que se ubican los datos con pre-chancado y como se deben ordenar de acuerdo a la cantidad procesada por la planta de pre-chancado ([Figura 7.11](#)).



[Figura 7.11](#) Curva de F80 y %1,25 simulada corregida.

7.5 Mejora en el rendimiento del molino SAG por planta pre-chancado

El siguiente paso consistió en calcular el rendimiento del molino SAG utilizando los modelos ModEst y ModFen, para simular el cambio efectuado cuando pasa el mineral por la planta de pre-chancado. El análisis se ejecutó en dos pasos, primero aislando el efecto del F80 dejando constante el %1,25 y viceversa.

El efecto del F80 se calculó bajo la suposición de que las mediciones tomadas por la cámara Wipfrag son correctas, por lo cual el F80 medido tiene asociado el efecto del pre chancado y es necesario recalcularlo la medición sin pre-chancar. Para recalcularlo, se utilizó las ponderaciones másicas del aporte efectuado por la planta de chancado y el flujo de entrada a la molienda SAG sin chancar, generando la [Ecuación 7.3](#).

$$F80_{s/PreC} \cdot \left(\frac{TPH_{SAG_{s/PreC}}}{TPH_{SAG_{c/PreC}}} \right) + F80_{PreC} \cdot \left(\frac{TPH_{pre\ chancado}}{TPH_{SAG_{c/PreC}}} \right) = F80_{c/PreC} \quad 7.3$$

Donde

$F80_{c/PreC}$: F80 molino SAG con pre-chancado [mm]

$F80_{s/PreC}$: F80 molino SAG sin pre-chancado [mm]

$F80_{PreC}$: F80 planta de pre-chancado [mm]

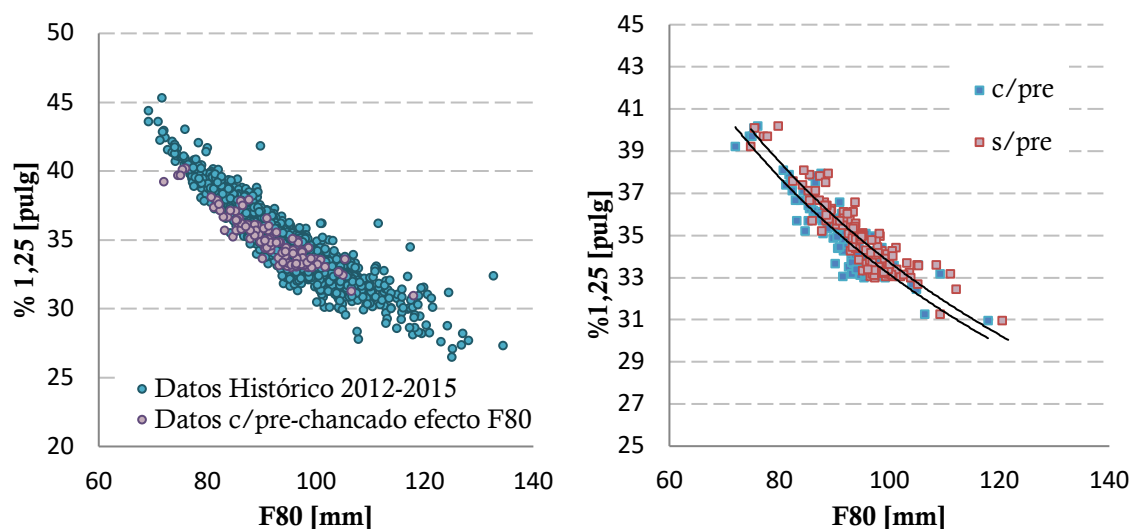


Figura 7.12 a) Movimiento del F80 simulado respecto a la data histórica 2012 – 2015, b) Movimiento del F80 simulado respecto a la data de Sep, Oct, Nov y Dic 2015.

La [Figura 7.12](#) muestra donde se sitúan los datos con pre-chancado para la variable F80 en la nube de datos histórica entre el año 2012 – 2015 y como hubiesen quedado los datos sin chancar. Luego la razón de aumento en el rendimiento de la molienda SAG en función de la cantidad procesada por la planta de pre-chancado (IP_1) para el modelo ModEst es de 0,27 [ton SAG / ton pre-chancada] y para el ModFen es de 0,19 [ton SAG / ton pre-chancada], lo cual equivale a un aumento porcentual en el rendimiento de la molienda SAG (IP_2) del 1,37% y 0,97% respectivamente.

Para el cálculo del efecto en el %1,25 fue necesario utilizar los resultados encontrados en las simulaciones realizadas en el [Sección 7.2](#), pues como se mencionó en un principio la medición efectuada por la cámara Wipfrag son insuficiente para determinar los finos. Para ello, se utilizó el delta de diferencia de %1,25 entre la curvas simuladas para el 0%, 50% y 100% duro con respecto a la curva media de los datos históricos entre los años 2012 y 2015.

Estos deltas de diferencia fueron graficados en la [Figura 7.13](#) en función de la cantidad tratada por la planta de pre-chancado, como se observa ésta diferencia va creciendo a medida que el mineral se hace más competente.

Para el cálculo del %1,25 con pre-chancado se utilizaron las formulas obtenidas de las regresiones lineales de la siguiente forma:

$$\begin{array}{l} \text{100\% Duro} \\ \%1,25_{c/pre} = \%1,25_{s/pre} + (0,0002 \cdot (TPD \text{ PreC}) + 0,0243) \end{array} \quad 7.4$$

$$\begin{array}{l} \text{50\% Duro} \\ \%1,25_{c/pre} = \%1,25_{s/pre} + (0,0001 \cdot (TPD \text{ PreC}) - 0,0252) \end{array} \quad 7.5$$

$$\begin{array}{l} \text{0\% Duro} \\ \%1,25_{c/pre} = \%1,25_{s/pre} + (0,0001 \cdot (TPD \text{ PreC}) + 0,0502) \end{array} \quad 7.6$$

Donde

TPD_{PreC} : Rendimiento planta de pre-chancado [ktpd]

$\%1,25_{c/pre}$: [pulg] $\%1,25$ con efecto de pre - chancado

$\%1,25_{s/pre}$: $\%1,25$ sin efecto de pre - chancado [pulg]

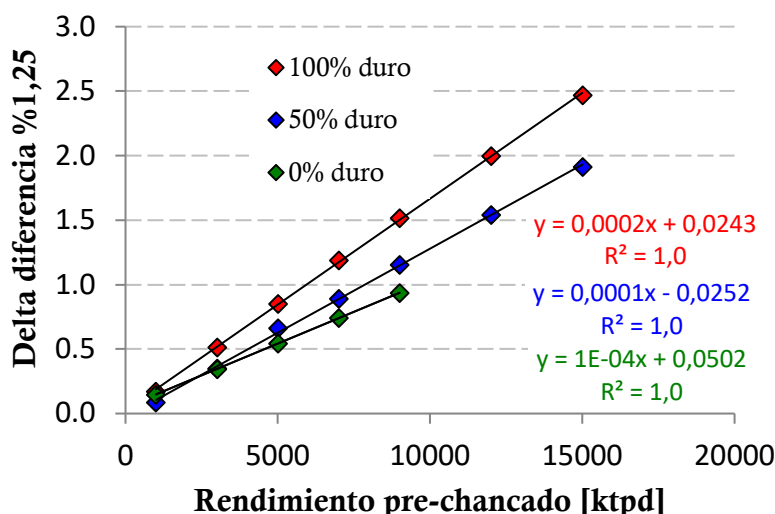


Figura 7.13 Delta de diferencia $\%1,25$ curva simulada y curva media de data histórica 2012 – 2015 en función del tonelaje pre-chancado.

Los datos reales se agruparon en tres subgrupos de acuerdo al rango de dureza al que pertenecían. Los que se encontraban entre 0% y 30% duro se le asignó la Ecuación 7.4, para caracterizar el crecimiento del $\%1,25$, en tanto para los grupos entre los rangos 30 – 70% y 70 – 100% duro, se les asignó las Ecuación 7.5 y 7.6 respectivamente.

La Figura 7.14 muestra donde se sitúan los datos con pre-chancado para la variable $\%1,25$ en la nube de datos histórica entre el año 2012 – 2015 y como está hubiese quedado bajo la simulación de los datos con pre-chancado. Luego la razón de aumento en el rendimiento de la molienda SAG en función de la cantidad procesada por la planta de pre-chancado para el modelo ModFen es de 0,20 [ton SAG / ton pre-chancada], lo que equivale a un aumento del 1,01%.

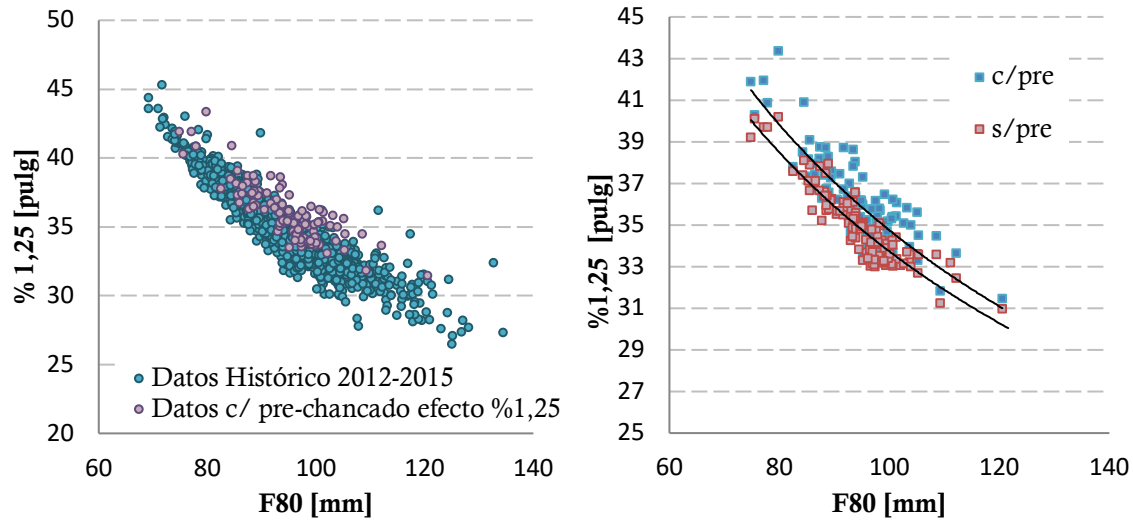


Figura 7.14 a) Movimiento del %1,25 simulado respecto a la data histórica 2012 – 2015, b) Movimiento del %1,25 simulado respecto a la data de Sep, Oct, Nov y Dic 2015.

La Figura 7.15 muestra el movimiento final de los datos y como quedaron ubicados con respecto a las simulaciones.

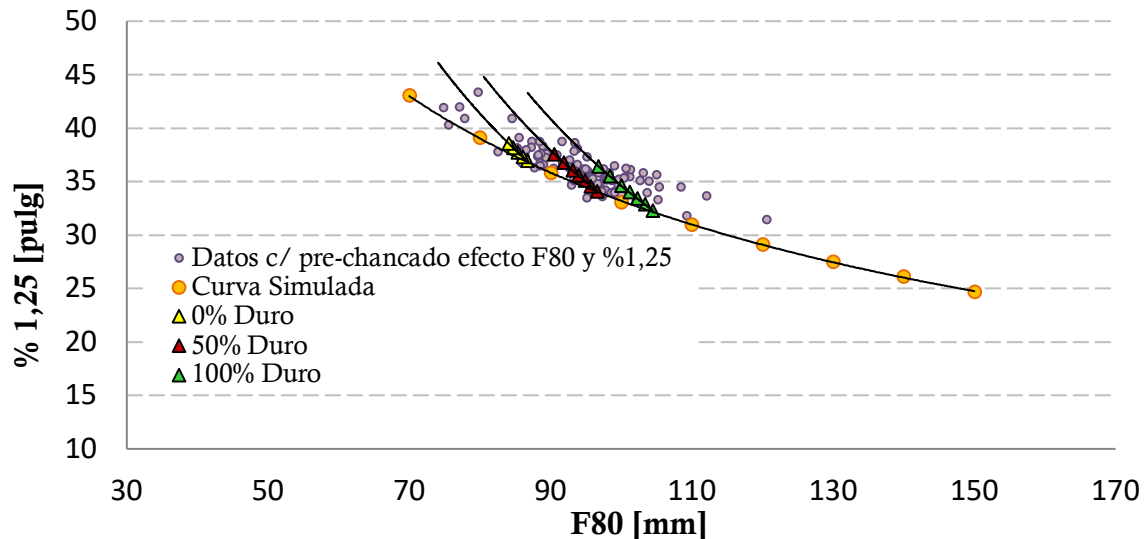
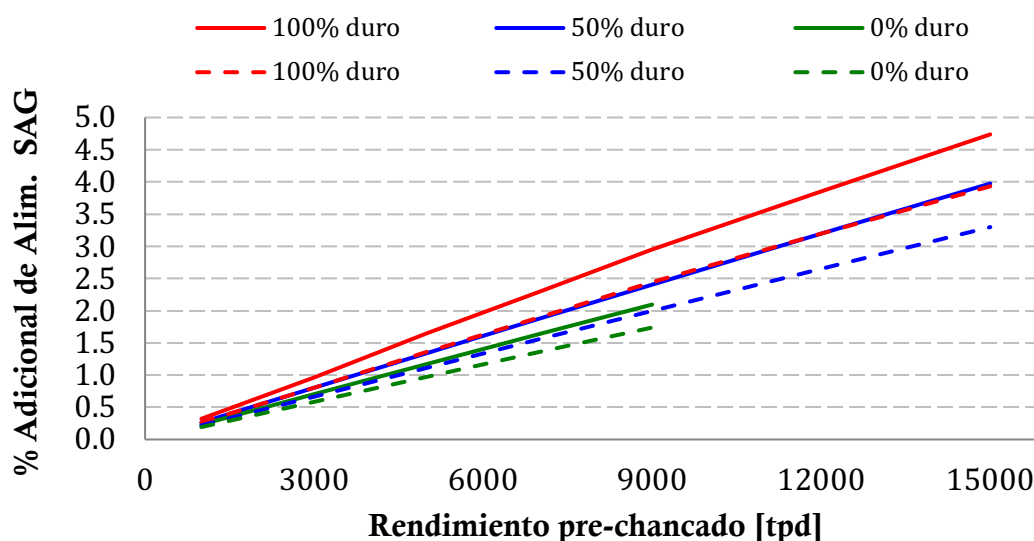


Figura 7.15 Ubicación de los datos con pre-chancado en la curva simulada corregida.

Sumando los efectos del F80 y %1,25, se concluye que el aporte real por la planta de pre-chancado varía entre 0,39 y 0,47 [ton SAG / ton pre-chancada] de acuerdo a los modelos ModEst y ModFen, reduciendo a menos de la mitad el resultado obtenido en base a la simulación del JKSimMet.

Luego, el aumento en el rendimiento del molino SAG durante los meses de Septiembre a Diciembre 2015 fue entre 1,98% y 2,36%, considerando un aporte en promedio de la planta de pre-chancado de 370 [tph], Axb de 39 [t/kWh] y un rendimiento de 7644 [tph] para la molienda SAG. Por ende, si se hubiese utilizado la planta de pre-chancado en su máxima capacidad, 625 [tph], el aporte en tonelaje a la molienda SAG hubiese variado entre los 244 [tph] y 294 [thp], representado un incremento porcentual para la planta entre 3,15% y 3,78%.

Asumiendo que el factor de aumento en el tonelaje de la molienda SAG en función de la cantidad procesada por la planta de pre-chancado (0,39 y 0,47 [ton SAG / ton pre-chancada]) , se mantiene constante para los distintos rangos de dureza del mineral, se puede escalar una curva de aumento en el porcentaje de la molienda SAG real, a partir de los datos obtenidos de la simulación. La [Figura 7.16](#), muestra los resultados en línea punteada para el factor de 0,39 [ton SAG / ton pre-chancada] y en línea continua para el factor de 0,47 [ton SAG / ton pre-chancada].



[Figura 7.16](#) Aumento en porcentaje del rendimiento del molino SAG escalado (- - 0,39 y - 0,45 [ton SAG / ton pre-chancada]).

7.6 Evaluación económica planta pre-chancado

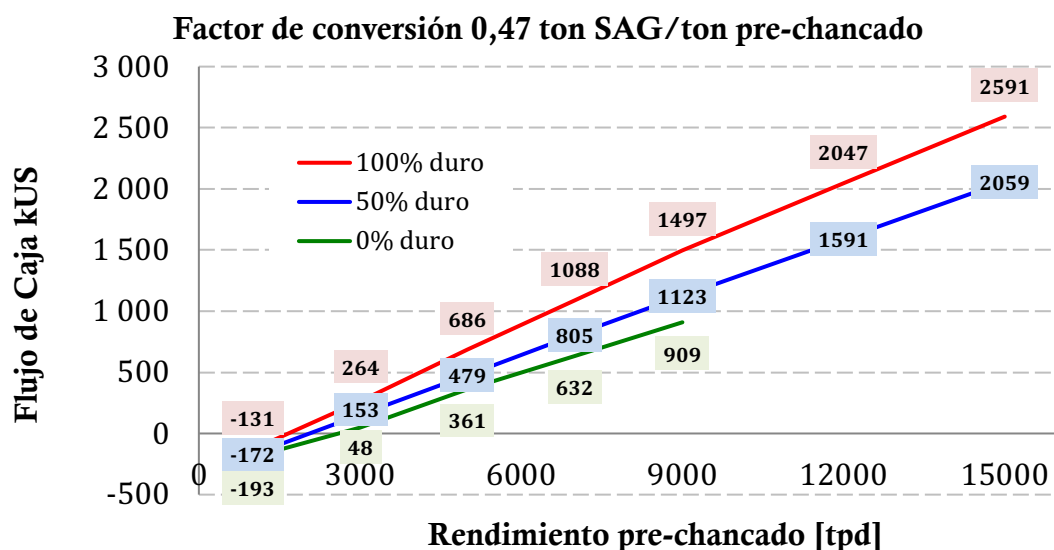
Una vez, escalado los resultados del aporte real de la planta de pre-chancado a la molienda SAG, se realiza un flujo de caja mensual, para ver la factibilidad económica de la planta.

Para ello, se consideró el precio de venta del cobre fino producido en 210 c/lb y rendimiento promedio de la molienda SAG de 6314 ton/h, además de una ley y recuperación promedio de 0,69% y 89,7% respectivamente. Los costos directos, variables y de insumos se especifican en el [Anexo VIII](#). La [Tabla 7.3](#), resumen el flujo de caja realizado.

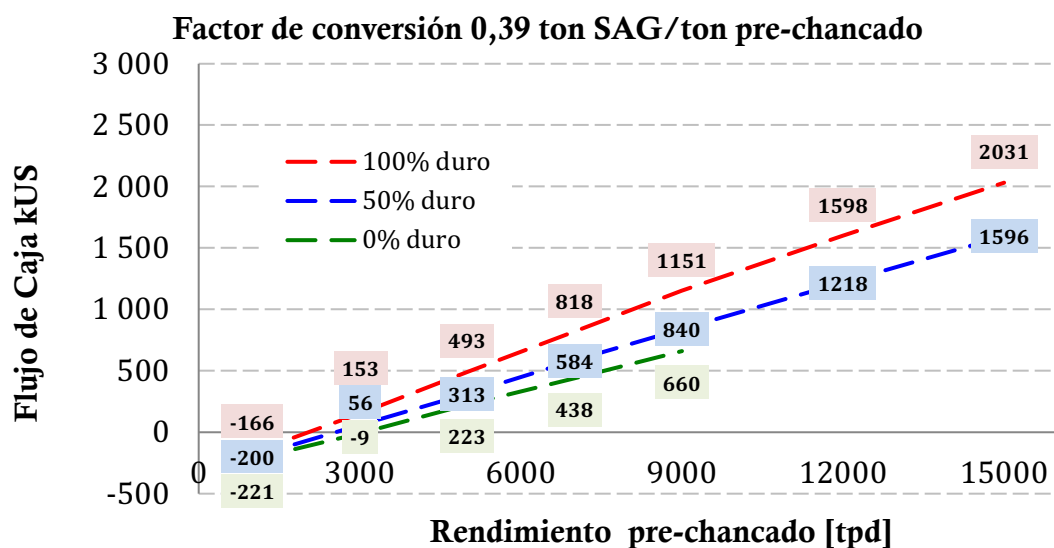
Tabla 7.3 Flujo de caja planta pre-chancado (Ej: 1000 tpd pre-chancada y 0,19% adicional alim. SAG).

Precio Venta c/lb	210	
Rendimiento Planta pre - chancado ton/día	1000	
Rendimiento sin pre - chancado ton/h	6314	
Rendimiento sin pre - chancado ton/día	151.536	
meses	1	
días/mes	31	
Procesamiento sin pre - chancado	ton / mes	4.697.616
ley		0,69%
rec		89,7%
% Adicional Alimentación SAG		0,19%
Rendimiento con pre - chancado	ton/día	151.824
Procesamiento con pre - chancado	ton /mes	4.706.541
Cu Fino producido	ton /mes	55
	lb /mes	121.789
Ingreso	KUS\$	256
Costos Directos (mensual)	Empresa	KUS\$
Servicio de Carguío y Transporte	Chaxa	24
Servicio de Mantención/ Operación	Servimin	200
Subtotal		224
Insumos (mensual)		
Energía Eléctrica		40
Repuestos y revestimientos		67
Imprevistos	20%	21
Subtotal		128
Total Gastos		352
Costos Variables MLP (Operaciones + comercialización y maquina)	KUS\$	124
Costos	KUS\$	477
Flujo de Caja	KUS\$	-221

Con los datos obtenidos a partir del análisis de la planta de pre- chancado, presentados en la [Figura 7.16](#), se obtuvieron resultados de la factibilidad económica tanto para el factor 0,39 como para el 0,47 ton SAG / ton pre-chancada. Las [Figuras 7.17](#) y [7.18](#), muestra ambos resultados, y se concluye que utilizar la planta de pre-chancado con tonelajes inferior a 1000 - 3000 [ton/día], no justifica el costo asociado. Además, se recomienda tener un plan de movimiento mina, para gestionar que solo el mineral duro pase por un proceso de pre-chancado.



[Figura 7.17](#) Flujo de caja planta de pre - chancado (- - 0,39 [ton SAG / ton pre-chancada]).



[Figura 7.18](#) Flujo de caja planta de pre - chancado (- 0,45 [ton SAG / ton pre-chancada]).

Conclusiones

Se realizó un estudio de modelación con el fin de cuantificar el impacto de las mejoras en tronadura y chancado sobre el rendimiento del molino SAG. Para ello, se recopilieron los datos en planta entre los períodos 2007 – 2009 y 2012 – 2015, y se desarrollaron los modelos ModEst y ModFen, los cuales tienen como principal función el capturar toda la variabilidad del rendimiento del molino SAG en función de los parámetros de dureza A_{xb} y la distribución granulométrica. La diferencia entre los modelos radica en su estructuración: El ModEst un modelo estadístico basado en los datos reales de planta; mientras que el ModFen es un modelo estadístico basado en los datos de simulación entregados por la herramienta JKSimMet. Ambos constituyen la base de los modelos geometalúrgicos, ModEst(F80mod) y ModFen(F80mod), conformados por las unidades geometalúrgicas M1, M2, M3, M4, M7 y M8, las cuales fueron asociadas a las curva granulométrica característica de cada unidad.

Del análisis efectuado se observa que en el período 2007 – 2009, el rendimiento alcanzado por la planta fue de 265 [tph] más que el período 2012 – 2015, aunque este último tuvo en promedio un A_{xb} de 44 [t/kWh] en comparación al pasado de 39 [t/kWh]. Además el efecto del F80 en las curvas de rendimiento versus A_{xb} , sólo se aprecian en el periodo anterior. Ambas situaciones, se deben principalmente a las restricciones duras del proceso, que alcanzan en promedio cerca del 50% del tiempo total para el periodo 2012 - 2015. Es por ello, que el modelo ModEst fue desarrollado solo a partir del período 2007- 2009.

El modelo ModEst es representado por los parámetros F80 y A_{xb} , mientras que el modelo ModFen, está en función del F80, A_{xb} y %1,25. Todos los parámetros respetan la prueba de hipótesis P ($P < 0,05$) y presentan un ajuste del índice cuadrático de correlación del 47% y 100% con los datos reales del período 2007 - 2009 respectivamente, por ende las variables son significativas para los modelos. Sin embargo, el modelo ModEst, no captura la variabilidad del %1,25, debido a la forma de muestreo generada por la cámara Wipfrag sobre las correas transportadoras, pues el

mineral grueso tiende a quedar sobre el mineral fino, por lo tanto el campo visual de la cámara queda restringido solo a la fracción gruesa. Es por ello, que se determina el F80, como principal indicador de distribución granulométrico de alimentación, pues presenta una zona confiable de estimación y por ende, puede ser gestionada. Para llevar los modelos al período actual, se corrigieron por un factor empírico (fc), siendo el resultado de 0,881 y 0,898 para los modelos ModEst y ModFen respectivamente. El factor empírico representa todas las restricciones duras y blandas del proceso.

Del análisis efectuado para la modelación del F80 en función de las unidades geometalúrgicas, se obtiene que ambos métodos, modelo Weibull y modelo multivariable, expresan concordancia con la litología del mineral. Sin embargo, este último presenta mayor correlación con los datos reales medidos por la cámara Wipfrag, además el modelo Wiebull presenta la discrepancia de tener F80 similares para las unidades geometalurgicas M1 (blanda) y M3 (dura).

Al comparar los modelos propuestos con los datos reales recopilados en planta, se observa que el índice de correlación aumenta a medida que se filtra por el peso de la celda de carga, velocidad de giro, coeficiente de marcha y potencia. Alcanzando índices de correlación del 65% y 63% para el modelo ModEst y ModFen en el período 2007 – 2009 e índices de correlación del 43%, 38%, 39% y 37% para los modelos ModEst, ModFen ModEst(F80mod), ModFen(F80mod) en el período 2012 – 2015. En este último período los índices de correlación son más bajo, debido a la presencia de las restricciones duras de operación.

Analizando la misma situación anterior para el error predictivo, los modelos ModEst y ModFen, alcanzan una variación de $\pm 168,9$ [tph] y $\pm 171,1$ [tph], en el período 2007 – 2009 y errores de predicción del $\pm 175,0$ [tph], $\pm 180,9$ [tph], $\pm 185,9$ [tph], y $\pm 187,2$ [tph] para los modelos ModEst, ModFen ModEst(F80mod), ModFen(F80mod) en el período 2012 – 2015. Al comparar la diferencia del error predictivo con el modelo Actual, en cada una de las condiciones operacionales, estos aumentan en ± 7 [tph], ± 29 [tph], ± 35 [tph] y ± 53 [tph].

Comparando los modelos propuestos con el modelo actual, se observan índices de correlación cercanos al 52% y 35% (Anual) para el ModEst(F80mod) y ModFen(F80mod) en el período actual, además se observa una desviación en los minerales duros generado posiblemente por la transición de la unidad geometalúrgica M3 de blanda a dura. Por lo cual, es necesario realizar un ajuste por %duro en el futuro. Luego, el modelo que captura de mejor forma la variabilidad es el ModEst(F80mod), ya que, su modelo base ModEst presenta mejor correlación con los datos reales, y es más conservador que el modelo ModFen, lo cual es bueno para la planificación.

Analizando los intervalos de confianza de los modelos propuestos con el modelo actual en el período 2012 - 2015, se tiene que la diferencia del error predictivo es significativa al aplicar los filtros de peso celda carga, velocidad de giro y coeficiente de marcha. No obstante, esta diferencia no se aprecia en los datos sin filtros operacionales, por ende se rechaza la hipótesis planteada en esta tesis, ya que no se puede obtener un modelo que capture toda la variabilidad del rendimiento de planta a partir propiedades del mineral y granulometría de alimentación, debido a las condiciones actuales de operación.

Del análisis de sensibilidad se obtiene que el crecimiento porcentual en término de rendimiento alcanzado entre las distintas curvas de F80 para un mismo A_{xb} , el resultado maximiza la variación cuando se tiene un A_{xb} bajo (30 [t/kWh]) y el un F80 fino (70 – 80 [mm]).

Para la planta de pre-chancado, se obtuvo que el índice de pre-chancado (IP_1) tiene mayor incidencia en los minerales duros que los blandos, de acuerdo a los resultados obtenidos de las simulaciones realizadas por el programa JKSimMet. Además, un aumento en el rendimiento de ésta, se refleja un mayor impacto en el cambio efectuado sobre la granulometría de entrada al molino SAG. Escalando los resultados de la simulación a los datos reales entre los meses de Septiembre a Diciembre 2015, se concluye que la razón de aumento en el rendimiento de la molienda SAG en función de la cantidad procesada por la planta de pre-chancado (IP_1) varía entre 0,39 y 0,47

[ton SAG / ton pre-chancada], lo cual, representa un aumento porcentual en el tonelaje de 1,98% y 2,36%. Reduciendo aproximadamente a la mitad el resultado obtenido en base a la simulación. Escalando el factor (IP_1) a la base de datos simulada, se obtiene que el rango de aporte real máximo por la planta de pre -chancado varía entre el 1,5% al 5%, lo que esquivale a 114 [tph] y 380 [tph] más de procesado. Según el estudio económico, solo es factible si la planta de pre chancado procesa más de 3000 [tpd]. Sin embargo, este estudio está sujeto a la propia variabilidad del error de los modelos, ya que el aporte generado por la planta de pre chancado tiene el mismo orden de magnitud que el error predictivo de los modelos.

De acuerdo a lo discutido en este estudio, se ha identificado la importancia de operar con un F80 más fino, ya que entrega mejores rendimientos de la planta de molienda SAG. Esto se corrobora por los resultados obtenidos en el período 2007 – 2009, y por los modelos generados en base estadística y simulación. Cabe señalar, que durante el período 2012 – 2015, este fenómeno no se puede visualizar, debido a las restricciones duras del proceso (ambiental y transporte). Por ende, se recomienda incorporar modificaciones a la operación y/o planificación de planta, tales como: gestionar la cantidad de explosivo empleado antecesor a tronadura, realizar cambios operativos para disminuir el P80 entregado por la planta de chancado, trabajar con la planta de pre-chancado en su máxima capacidad y poner una línea fija de chancadores secundaria aguas arriba de la molienda SAG.

Finalmente, a modo de recomendación se plantea la propuesta de generar un modelo geometalúrgico con los datos actuales de planta (2012 – 2015), pero con una data muestreada a una frecuencia mínima de 5 minutos, con el fin de generar el filtro apropiado para la condición de TPH limitado y para tener la data que afecte sólo el rendimiento en términos de perturbación, asociando a cada rango de Axb una distribución de F80, en vez del promedio diario. Además, debido a los muestreos periódicos en la mina, se requiere automatizar el ajuste de parámetros en los modelos, para optimizar el tiempo empleado en el análisis y enfocar los esfuerzos en planificación.

Referencias

Austin, L., & Brame, K. (1983). A comparasion of the Bond method for sizing wet trumbling mills whits a size-mass balance simulation model. *Power Technology* (34), 261-274.

Austin, L., Weymont, N. P., Prisbrey, K. A., & Hoover, M. (1977). Preliminary results on the modeling of autogenous grinding. *APCOM '76: Proceedings of the Fourteenth International Symposium on the Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industry*. RV Ramani. AIME, Soc of Min Eng, University Park, PA, USA, pp. 207-26.

Bailey, C., Lane G., Morrell S., Staples P. (2009). What Can Go Wrong in Comminution Circuit Design? . Tenth Mill Operators' Conference. 143-149.

Barona, A. (2014). Evaluación del funcionamiento de sistemas de análisis digital de imágenes - wipfrag (edición manual) y split online. Tesis. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. Universidad Politécnica de Madrid.

Bond, F. (1952). Third theory of comminution. *Mining Engineering* , 4, 484-494.

Brown, D. (1992) Private Communication and JKMRC internal reports.

Contreras, F. (2015). Comunicación Personal.

Developmet and Performance. (2012). Historical development and performance of metallurgical base. Diapositivas de PowerPoint. Minera Los Pelambres.

Epstein, P. (1947). The material description of certain breakage machanisms leading to the logaritmic-normal distribution. *J Franklin*. 244 –471.

Fernández, F. (2015). Análisis multivariable para la gestión operativa para molienda línea SAG, Codelco División Andina. Tesis, Escuela de Ingeniería Química, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso.

Herbst, J. A., & Fuerstenau, D. W. (1968). Zero order production of fine sizes in comminution and its implications in simulation. *Transactions of the Society of Mining Engineers of Aime* , 241 (4), 538-459.

Hukki, R. (1961). Proposal of a solomonic settlement between the theories of Von Rittinger, Kick and Bond. *Transactions of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers* , 220, 403-408.

Kelly, F. (1970). An empirical study of comminution in an open-circuit ball mill. *Canadian Mining and Metallurgical Bulletin* , 63 (697), 573-581.

Kelsall, D., Reid, K., & Stewart, P. (1969). The studying of grinding processes by dynamic modelling. *Elec Eng Trans Ins Eng*. vol. 65, pp. 6-9

Kick, F 1885, 'Contributions to the knowledge of brittle materials', Dingers Journal, vol. 247, pp. 1-5.

Leung, K. (1987). An energy based, ore specific model for autogenous and semi-autogenous grinding mills. PhD Thesis. Australia: University of Queensland.

Loveday, B. K. (1967). An analysis of comminution kinetics in terms of size distribution parameters'. *Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy* , 68 (3), 111-131.

Marquina, E. (n.d.). s.f. JKSimMet Simulador de Plantas de Procesamiento de Minerales en Estado Estacionario. Chile.

Metso Process Technology & Innovation. (2015). Los Pelambres Cirtcuits Survery and Data Analysis. 53-54.

Minitab. (2016) a. *Información básica de regresión de los mejores subconjuntos*. Retrieved marzo de 2016 from support.minitab.com: <http://support.minitab.com/es-mx/minitab/17/topic-library/modeling-statistics/regression-and-correlation/basics/basics-of-best-subsets-regression/>

Minitab. (2016) b. *Información básica de regresión escalonada*. Retrieved marzo de 2016 from support.minitab.com: <http://support.minitab.com/es-mx/minitab/17/topic-library/modeling-statistics/regression-and-correlation/basics/basics-of-stepwise-regression/>

Morrell, S., & Morrison, R. D. (1996). AG and SAG mill circuit selection and design by simulation. In A. L. Mular, D. J. Barratt, & D. A. Knight (Eds.), *International autogenous and semiautogenous grinding technology* (Vol. 2). Vancouver: University of British Columbia, Department of Mining and Mineral Process Engineering.

Morrell, S., & Morrison, R. D. (1989). Ore charge, ball load and material flow effects on an energy based SAG mill model. In A. L. Mular, & G. E. Agar (Eds.), *International autogenous and semiautogenous grinding technology* (Vol. 1, pp. 697-711). Vancouver: University of British Columbia, Department of Mining and Mineral Process Engineering.

Morrell, S. (1989). Simulations of bauxite grinding in a semi-autogenous mill and DSM screen circuit. Australia.: University of Queensland.

Morrell, S. (1992) a. The simulation of autogenous and semi – autogenous milling circuits. (C. Kawatra, Ed.) *Comminution: Theory and Practice* , 27, 369–380.

Morrell, S. (1992) b. Prediction of grinding-mill power. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy Section C-Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 101, pp. C25-C32.

Morrell, S., Finch, W. M., Kojovic, T., & Delboni, H. (1994). Modelling and simulation of large diameter autogenous and semi-autogenous mills. *8th European Symposium Comminution*, 1, pp. 332-343. Stockholm.

Nagahama, T., Sirois, L. L., & Pickett, D. E. (1969). Study of grinding parameters by statistical analysis. In M. J. Jones (Ed.), *Proceedings of the Ninth Commonwealth Mining and Metallurgical Congress, Institution of Mining and Metallurgy*, 3. London,.

Napier-Munn, T., Morrell, S., Morrison, R., & Kojovic, T. (1999). Circuito de Trituración de Mineral, Operación y Optimización. *Minería y Procesamiento de Mineral* . (V. Gutiérrez, Trans.).

Narayanan, S. S., & Whiten, W. J. (1988). Determination of comminution characteristics from single- particle breakage tests and its application to ball-mill scale-up. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy Section C-Mineral Processing and Extractive Metallurgy* , 97 , C115-C124.

Narayanan, S. (1985). Development of a laboratory single particle breakage technique and its application to ball mill modelling and scale-up. PhD Thesis. Australia: University of Queensland.

Pedraza, E., & Rojas, C. (2014). .Análisis granulométrico post-tronadura diseño y planeamiento minero. Tesis. Chile: Universidad Santiago de Chile.

- Rittinger, R. (1867). *Textbook of Mineral Dressing*. Berlin: Ernst and Korn.
- Sanchidrián, J. (2013). ¿Qué función representa mejor la distribución granulométrica de la roca fragmentada?. Tesis. Universidad Politécnica de Madrid.
- Silva, D. (2015). Control de producción molienda SAG. Ingeniero Senior Sistema Control. Diapositivas de PowerPoint. Minera Los Pelambres.
- Staples, P., Lane, G., Braun, L., Foggiatto, B., & Bueno, M. P. (2015). Are SAG mills losing market confidence?. *Ausenco* . South Brisbane, Australia.
- Stanley, G. G. (1974). The autogenous mill: a mathematical model derived from pilot- and industrial scale experiment. Australia. University of Queensland.
- Superintendencia Metalurgia. (2013). Dureza del Mineral Caso Base 2012 - 2013. Minera Los Pelambres.
- Superintendencia Metalurgia. (2015a). Resultado Prueba de Duros . Minera Los Pelambres.
- Superintendencia Metalurgia. (2015b). Análisis histórico operación MLP Operación y Mantención (Restricciones). Minera Los Pelambres.
- Valdés, C. (2014). 'Estudio de método de escalamiento en planta concentradora Los Pelambres', Tesis, Departamento Ingeniería Química y Ambiental. Universidad Federico Santa María, Valparaíso.
- Whiten, WJ 1974, 'A matrix theory of comminution machines', Chemical Engineering Science, vol. 29, no. 2, pp. 589-599.

Anexos

Anexo I: Modelos empíricos simulador JKSimMet

AI.1 Función de rotura

Función de Rotura Alta Energía (Impacto)

Basándose en la [Ecuación 2.5](#), Leung asoció una energía específica (E_{cs}) para cada fracción de tamaño utilizando un nivel de energía promedio, el cual, está relacionado con el diámetro del molino y un tamaño de partícula característico que se considera como la media geométrica de la carga superior al 20%. Calculado de la siguiente manera:

$$S_{20} = \sqrt[11]{P_{100} \cdot P_{98} \cdot P_{96} \cdot \dots P_{80}} \quad \text{AI.1}$$

Donde

S_{20} : tamaño característico (carga superior 20%)
 P_n : Porcentaje de tamaño pasante n%

La energía potencial asociada al tamaño de partícula característico se define como:

$$E_1 = \frac{1}{6} \pi (S_{20})^3 \rho g D_i \quad \text{AI.2}$$

Donde

E_1 : nivel medio de energía
 D_i : diámetro del molino
 g : constante gravitacional
 ρ : densidad de sólidos

Por lo tanto, la entrada de energía específica para la fracción de tamaño superior fue dada por:

$$E_{cs1} = \frac{6E_1}{\pi x_1^3 \rho} \quad \text{AI.3}$$

Donde x_1 es el tamaño medio de la fracción de tamaño superior en la carga del molino. Juntando las Ecuaciones AI.2 y AI.3, la energía específica para la fracción de tamaño superior puede expresarse como:

$$E_{cs1} = \frac{(S_{20})^3 g D}{x_1^3} \quad \text{AI.4}$$

La energía específica para tamaños más pequeños se calcula entonces usando una relación originalmente propuesta por *Austin et al. (1977)*, como:

$$E_{csi} = \frac{E_{cs1}}{\left(\frac{x_i}{x_1}\right)^{1.5}} \quad \text{AI.5}$$

Los valores de E_{cs} son calculados para cada fracción de tamaño y a partir de la Ecuación AI.5, se obtiene el parámetro t_{10} .

Función de Rotura Baja Energía (Abrasión)

Leung (1987) desarrolló también un procedimiento experimental para generar directamente un factor de abrasión dependiente del mineral. El resultado fue un factor multiplicativo arbitrario que correlaciona valores t_{10} experimentales con los otros valores de t_n y generar una distribución de tamaño completa ajustada. El parámetro de abrasión específico del mineral se conoce como (t_a) y a diferencia de la función de rotura de alta energía, la abrasión no está relacionada con la energía.

Finalmente, se combinaron las funciones de rotura baja y alta energía usando una ecuación de promedio ponderado, que se aplicó a todo el rango de tamaño de partícula, calculado de la siguiente manera:

$$a = \frac{t_{le} \cdot a_{le} + t_{he} \cdot a_{he}}{t_{le} \cdot t_{he}} \quad \text{AI.6}$$

Donde

a : función de rotura combinada
 t_{le} : parámetro t abrasión
 t_{he} : parámetro t rotura por chancado
 a_{le} : función de rotura abrasión
 a_{he} : función de rotura chancado

La forma de rotura combinada propuesta por Leung implica que la rotura de baja energía (abrasión) domina en fracciones de tamaño grueso mientras que la energía alta (impacto) en tamaños más finos.

AI.2 Transporte y descarga

El control de pulpa está sujeto al flujo de agua y sólidos que ingresan al molino, y el nivel se ajustará a si mismo dependiendo de la geometría y área abierta de la parrilla. Una gran área abierta, con agujeros situados cerca de la circunferencia del molino resultará en un nivel de pulpa relativamente bajo mientras que una menor área abierta y agujeros cerca del centro de rotación, tendrá el efecto contrario.

Debido a la geometría y movimiento del molino, como también a la presencia de medios de molienda, la superficie libre del fluido no toma la posición horizontal que tomaría en un molino estacionario vacío.

La [Figura AI.1](#) muestra dos casos de transporte, en la primera el flujo sigue la superficie descrita por el molino y en el segundo caso la tasa de flujo es mucho mayor causando que los intersticios se llenen completamente y el exceso de fluido se apose en la región del talón de la carga.

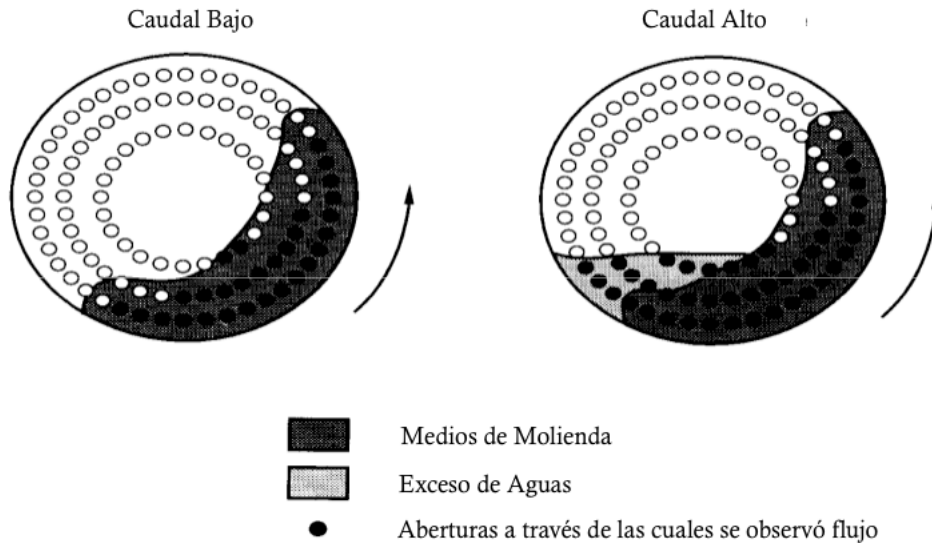


Figura AI.1 Flujo observado a la salida de la parrilla a diferentes tasas de flujo.

Debido a la forma que asume la superficie libre de la pulpa el molino, es difícil aplicar la relación de descarga convencional dada por Bernoulli, en vez de eso se aplica una ecuación semi empírica basada en ella (*Napier-Munn et al, 1999*):

$$Q = kJp^b\epsilon^cAr^d\phi^eDi^f \quad \text{AI.7}$$

Donde

- k : coeficiente de descarga
- Jp : fracción neta ocupada por el pulpa
- ϵ : posición radial relativa media de las aberturas de la parrilla
- Ar : área total de abertura
- ϕ : fracción de velocidad crítica
- Di : diámetro del molino
- b, c, d, e, f : constantes

A partir de datos obtenidos en laboratorio usando agua, se encontró que los exponentes y constantes en la Ecuación AI.7 variaban dependiendo si el flujo sigue el medio de molienda o se apoza en el molino. La tasa de descarga definida en la Ecuación 2.4 puede calcularse cuando se conocen, tamaño por tamaño, las tasas de flujo que salen del molino y los contenidos del mismo.

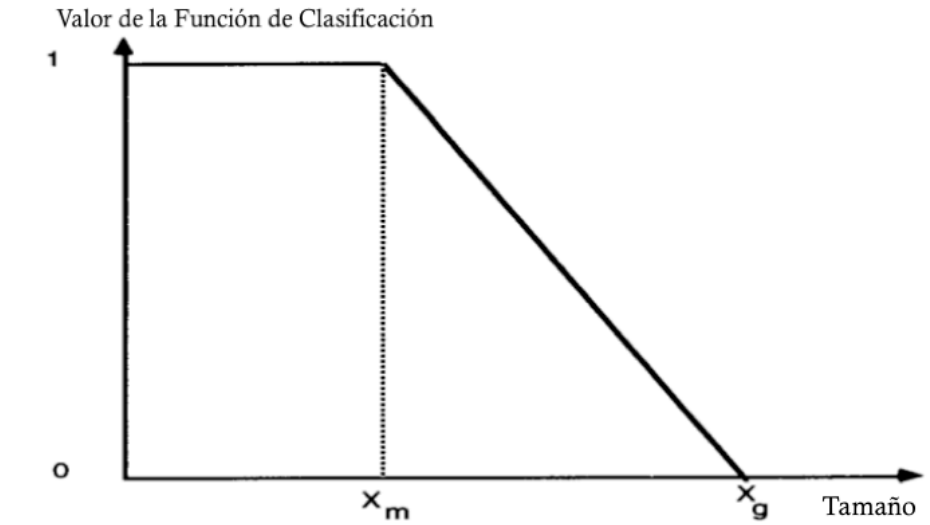


Figura AI.2 Función de clasificación de parrilla.

Leung (1987) sugirió que la tasa de descarga versus la relación de tamaño, podía describirse suponiendo que la pulpa de descarga consistía de dos fracciones. Una de estas se comportaba como agua y podía representarse por una sección cercana a la horizontal del gráfico.

La segunda parte, estaba sometida al efecto de clasificación de la parrilla y por ende se consideró que su comportamiento era más parecido al de un sólido. La Figura AI.2 ejemplifica dicho comportamiento, x_g representa la apertura de parrilla y x_m representa la división entre el fluido y la fracción sólida. Aplicando la Ecuación AI.7 a molinos de escala piloto e industrial, se obtuvieron las siguientes dos relaciones:

$$Q_m = 1000 J_p m^2 \epsilon^{2.5} A r \phi^{-1.38} D_i^{0.5} \quad \text{AI.8}$$

$$Q_t = 935 J_p t \epsilon^2 A r D_i^{0.5} \quad \text{AI.9}$$

Siendo

$$\begin{aligned} J_{pm} &\leq J_{max} \\ J_p &> J_{max} \\ J_{pt} &= J_p - J_{max} \\ J_{max} &= 0.5 J_t - J_{po} \\ J_{po} &= 0.33(1 - r_n) \\ J_p &= J_{pg} - J_{po} \end{aligned}$$

Donde

Q_m	: tasa de flujo a través de la zona de medios de molienda
Q_t	: tasa de flujo a través de la zona de poza
J_{pm}	: fracción de la pulpa en los intersticios de los medios de molienda
J_{pt}	: máxima fracción neta de pulpa en la zona de poza
J_{max}	: máxima fracción neta de pulpa en la zona de medios de molienda
J_p	: fracción neta del volumen del molino ocupada por la pulpa
J_t	: fracción del volumen del molino ocupada por medios de molienda (bolas más rocas gruesas) incluyendo intersticios asociados
J_{po}	: fracción 'muerta' del volumen del molino que debe ser ocupado por la pulpa
J_{pg}	: fracción del volumen del molino ocupado por pulpa
r_n	: radio de la corrida exterior de agujeros de parrilla

La primera ecuación describe el flujo que se produce a través de la zona de medios de molienda mientras que la segunda se relaciona con el flujo a través de la zona de apozamiento. En consecuencia, dado un nivel operacional de pulpa en el molino, es posible calcular la tasa de flujo de agua y sólidos de la siguiente forma:

$$Q = k_g(Q_m + Q_i) \quad \text{AI.10}$$

El valor de k_g variará dependiendo de la abertura de la parrilla, cantidad de recirculación de pebbles y si Q_i tasa de flujo a través de la zona de poza es menor a x_m .

AI.3 Tasa de rotura

En general se considera que en el interior de los molinos AG/SAG operan tres mecanismos de rotura: abrasión, desgaste e impacto. La frecuencia de rotura se describe por medio de una tasa de rotura r_i , la cual puede definirse como el número de eventos de rotura que se producen en cada partícula por unidad de tiempo (*Morrell 1989*). Esta tasa varía con el tamaño de la partícula, como también, con las condiciones operativas.

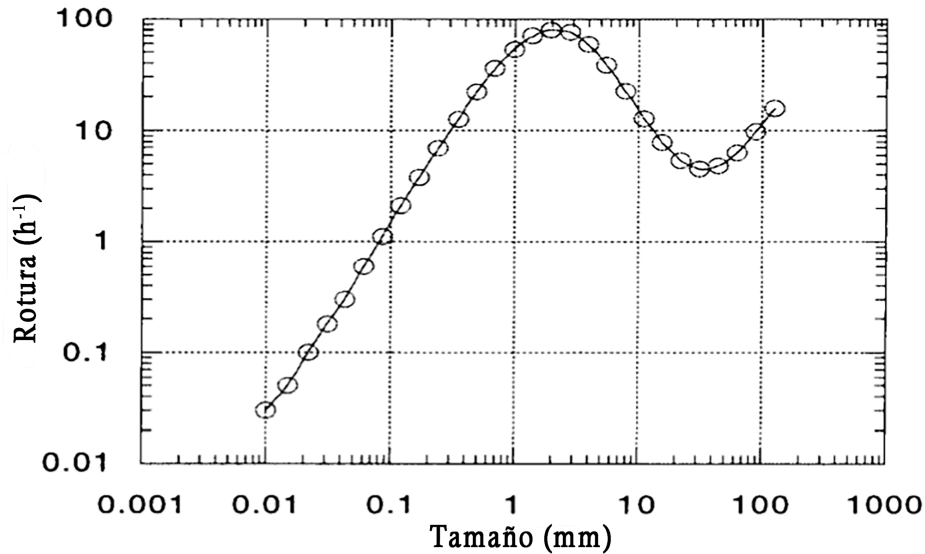


Figura AI.3 Ejemplo de una distribución de tasa de rotura (Napier-Munn et al, 1999).

La Figura AI.3 muestra un ejemplo de una distribución de tasa de rotura típica. Son especialmente relevantes los puntos máximo y mínimo de la curva, ya que representa los distintos mecanismo de rotura que ocurren en el molino.

La rotura por abrasión, afecta predominantemente a las partículas más gruesas y ésta se reducirá a medida que disminuye el área superficial de la partícula. En consecuencia, la tasa de rotura se reduce desde un tamaño máximo a uno mínimo, usualmente entre 25-50 [mm]. En este punto se ha entregado suficiente energía específica por impacto para propagar las fisuras a través de ellas, simulando el fenómeno que se esperaría en el chancado, aumentando de esta forma su capacidad de ser aplastada y quebrada por partículas más gruesas. El efecto combinado genera un máximo, usualmente en el rango de 2.5-5 [mm]. A tamaños más pequeños, la tasa de rotura comienza nuevamente a disminuir.

Morrell y Morrison (1996) modelaron el efecto de la carga de la bola, el relleno del molino, la distribución del tamaño de la alimentación y la velocidad del molino en cada tasa de rotura. Las cinco ecuaciones empíricas resultantes se incorporan en el modelo actual JKSimMet AG / SAG para modelar la tasa de rotura.

Anexo II: Análisis de Datos Rendimiento SAG

Tabla A.II.1 Rendimiento promedio molienda SAG ordenado por Axb período 2007 – 2009.

Nº Datos	Rendimiento [tph]	Desv. Est	Axb [t/kWh]	Desv. Est	IC. 95%
2	2575	66	26	0,03	0,30
2	2629	139	28	1,07	9,63
25	2655	389	30	0,57	0,24
46	2664	363	32	0,57	0,17
66	2653	306	34	0,61	0,15
98	2694	300	36	0,57	0,11
119	2856	282	38	0,58	0,10
125	2948	236	40	0,55	0,10
129	3011	263	42	0,60	0,10
92	3077	293	44	0,61	0,13
35	3102	319	46	0,66	0,23
2	3107	78	47	0,14	1,23

Tabla A.II.2 Rendimiento promedio molienda SAG ordenado por Axb período 2012 – 2015.

Nº Datos	Rendimiento [tph]	Desv. Est	Axb [t/kWh]	Desv. Est	IC. 95%
5	2118	206	31	0,18	0,23
15	2212	243	32	0,59	0,33
29	2316	262	34	0,55	0,21
54	2372	256	36	0,53	0,14
89	2470	236	38	0,56	0,12
169	2535	253	40	0,57	0,09
249	2639	240	42	0,57	0,07
287	2678	245	44	0,57	0,07
214	2654	355	46	0,53	0,07
111	2723	442	48	0,56	0,10
49	2753	247	50	0,61	0,18
17	2790	321	52	0,62	0,32
2	2864	462	54	1,11	9,96

Tabla A.II.3 Rendimiento SAG1 ordenado por Axb en función del F80, período 2007 – 2009.

Rendimiento [tph]				F80 [mm]		% 1,25 [pulg]		% Duro			Axb [t/kWh]	
N° Datos	Prom	Desv. Est	IC. 95%	Prom	Desv. Est	Prom	Desv. Est	Prom	Desv. Est		Prom	Desv. Est
10	2911	143	103	77	2	41	1,0	97	5		30	0,6
10	3026	146	105	76	3	41	1,3	90	9		32	0,6
7	2978	319	295	76	3	41	1,6	75	13		34	0,6
6	2921	248	260	74	3	42	1,5	56	8		36	0,3
17	3157	232	119	75	3	41	1,4	47	6		38	0,5
13	3200	216	131	76	3	41	1,2	33	11		40	0,6
21	3211	213	97	76	3	41	1,3	17	9		42	0,6
15	3095	265	147	77	3	41	1,3	13	11		44	0,6
9	2990	423	325	77	2	40	1,3	9	9		46	0,5
4	2971	273	434	84	3	39	1,7	98	3		30	0,5
13	2875	187	113	85	3	39	0,9	85	11		32	0,5
14	2890	229	132	85	3	38	0,9	72	18		34	0,5
20	2918	293	137	85	3	38	1,3	58	9		36	0,5
27	2999	265	105	87	2	37	0,9	47	10		38	0,6
44	3052	223	68	86	3	38	1,1	35	12		40	0,6
42	3097	180	56	85	3	38	1,3	24	12		42	0,6
28	3157	265	103	85	3	37	1,1	15	11		44	0,6
15	3189	286	158	86	3	37	1,3	5	5		46	0,7
9	2632	134	103	95	3	36	1,5	86	12		32	0,7
17	2647	130	67	96	3	35	1,3	68	18		34	0,5
33	2708	255	90	96	3	35	1,2	62	11		36	0,6
59	2782	250	65	95	3	35	1,1	49	10		38	0,6
59	2861	216	56	94	3	35	1,3	35	12		40	0,5
44	2892	234	71	94	3	35	1,2	23	14		42	0,6
32	3030	229	82	95	3	34	1,3	17	10		44	0,7
8	2827	413	346	95	3	34	1,2	10	6		46	0,5
4	2522	118	187	104	4	33	0,9	99	3		30	0,6
9	2484	194	149	105	3	33	1,1	94	7		32	0,5
23	2438	265	115	106	3	33	1,1	72	13		34	0,7
23	2570	264	114	104	3	33	1,0	64	9		36	0,6
18	2665	221	110	104	3	33	1,2	49	14		38	0,6
10	2791	213	152	102	2	33	1,3	40	8		40	0,5
15	2818	196	109	103	3	32	1,4	26	17		42	0,6
9	2777	427	329	103	2	32	0,9	18	14		44	0,6
2	3111	108	970	100	0	32	0,3	8	11		46	0,6
3	2359	107	265	117	2	31	0,8	100	1		30	0,5
7	2294	372	344	115	3	31	0,9	90	15		32	0,6
8	2258	134	112	115	4	31	0,5	82	12		34	0,8
17	2469	262	135	115	3	31	1,0	58	13		36	0,6
4	2587	275	438	114	3	31	1,3	49	31		38	0,4
4	2549	312	497	115	2	32	1,7	48	6		40	0,5
3	2613	645	1602	113	2	30	0,3	27	18		42	0,7
4	2859	256	407	114	3	30	1,5	19	15		44	0,9

Tabla A.II.4 Rendimiento SAG2 ordenado por Axb en función del F80, período 2007 – 2009.

Rendimiento [tph]				F80 [mm]		% 1,25 [pulg]		% Duro		Axb [t/kWh]	
Nº Datos	Prom	Desv. Est	IC. 95%	Prom	Desv. Est	Prom	Desv. Est	Prom	Desv. Est	Prom	Desv. Est
12	2874	265	169	76	3	43	1,2	98	4	30	0,6
13	3048	182	110	76	2	43	1,1	85	13	32	0,6
5	2971	138	171	74	2	43	1,0	81	11	34	0,3
13	2994	266	161	76	3	43	1,2	56	7	36	0,5
15	3175	178	98	77	2	41	1,7	48	6	38	0,4
22	3088	238	106	76	3	42	1,2	33	13	40	0,6
31	3144	252	92	75	3	42	1,2	22	12	42	0,6
23	3074	250	108	76	3	42	1,4	16	11	44	0,6
9	3193	343	264	75	2	41	1,1	9	7	46	0,6
3	2964	322	799	81	1	41	1,0	95	5	30	0,6
13	2886	147	89	85	3	40	1,3	87	8	32	0,5
19	2824	200	96	86	3	39	1,1	71	16	34	0,5
23	2882	285	123	86	2	39	1,1	59	9	36	0,6
45	2963	263	79	86	3	39	1,2	47	11	38	0,6
60	2974	252	65	86	3	39	1,1	34	11	40	0,6
55	3016	282	76	84	3	39	1,0	24	12	42	0,6
29	3264	232	88	85	3	39	1,3	14	10	44	0,6
15	3156	210	116	84	3	39	1,1	6	7	46	0,7
16	2492	279	148	96	3	36	1,3	88	14	32	0,6
18	2600	251	125	95	2	37	1,5	73	15	34	0,6
32	2696	258	93	95	3	36	1,2	61	11	36	0,6
52	2783	270	75	94	3	36	1,2	49	12	38	0,6
39	2853	211	68	94	3	36	1,3	39	11	40	0,5
30	2987	272	101	94	3	37	1,2	21	15	42	0,6
27	3101	324	128	94	2	36	1,1	17	10	44	0,6
11	3071	379	255	95	3	36	1,3	9	8	46	0,7
4	2281	127	202	105	2	34	0,2	98	3	30	0,6
7	2326	272	251	105	4	34	0,8	92	10	32	0,6
16	2433	252	134	104	3	34	0,8	70	17	34	0,6
21	2550	303	138	105	3	34	0,7	63	12	36	0,5
8	2611	212	177	104	2	34	1,0	47	18	38	0,4
7	2759	209	194	103	3	34	0,8	40	9	40	0,6
4	2889	222	353	104	1	34	0,7	22	16	42	0,7
10	2695	398	285	105	4	34	1,1	19	16	44	0,6
3	1991	73	182	115	4	32	1,0	100	0	30	0,4
3	2250	157	391	111	1	33	0,7	94	7	33	0,3
10	2291	315	225	114	3	33	1,1	78	21	34	0,7
12	2397	261	166	113	2	33	1,2	54	10	36	0,6

Tabla A.II.5 Rendimiento o SAG1 ordenado por Axb en función del F80, período 2012 – 2015.

Rendimiento [tph]				F80 [mm]		% 1,25 [pulg]		% Duro		Axb [t/kWh]	
Nº Datos	Prom	Desv. Est	IC. 95%	Prom	Desv. Est	Prom	Desv. Est	Prom	Desv. Est	Prom	Desv. Est
3	2174	84	208	79	0,2	39	0,9	29	4	33	1,0
2	2815	89	797	80	0,1	38	0,8	51	22	35	0,9
2	2365	207	1857	77	1,3	41	1,2	39	17	36	0,5
9	2380	406	312	77	2,0	41	1,4	29	21	39	0,5
9	2318	476	366	77	2,1	40	0,7	14	13	41	0,4
21	2730	325	148	77	2,4	40	1,2	14	10	43	0,6
24	2774	248	105	76	2,4	41	0,9	7	9	45	0,7
22	2676	258	114	77	2,9	40	1,4	3	4	47	0,6
2	2826	177	1589	73	3,5	43	1,4	0	0	49	1,0
2	2127	228	2049	86	1,9	38	1,1	78	18	31	0,6
3	1861	673	1672	86	3,3	37	1,3	55	26	33	0,6
11	2376	269	180	85	2,3	37	1,1	50	20	35	0,5
11	2395	221	148	87	2,3	37	0,6	41	19	37	0,6
33	2590	231	82	86	2,9	37	1,5	29	16	39	0,5
46	2613	329	98	85	3,0	37	1,3	22	14	41	0,6
66	2716	298	73	85	2,9	37	1,3	13	11	43	0,5
77	2702	317	72	86	2,3	37	1,0	8	8	45	0,6
38	2567	441	145	86	2,9	37	1,4	4	6	47	0,5
16	2626	331	176	86	3,0	37	2,1	2	5	49	0,5
2	2802	14	122	88	2,2	36	1,4	3	4	51	0,4
4	2224	179	285	95	3,1	35	1,5	78	13	31	0,5
7	2338	261	242	95	4,1	35	1,9	80	18	33	0,5
13	2410	303	183	96	2,7	35	1,2	59	15	35	0,6
23	2629	886	383	95	2,8	34	1,0	45	14	37	0,5
55	2560	253	68	95	2,6	34	1,2	35	15	39	0,5
80	2612	268	60	95	2,8	34	1,3	26	15	41	0,6
114	2680	269	50	95	2,7	34	1,3	19	12	43	0,6
111	2631	335	63	95	3,1	34	1,4	10	9	45	0,6
66	2645	355	87	94	2,9	35	1,6	5	8	47	0,6
24	2902	224	95	95	2,6	33	1,1	5	7	49	0,5
21	2893	243	110	95	2,5	33	1,7	1	2	51	0,5
2	2080	903	8113	95	5,8	36	3,5	15	10	53	0,3
2	2159	119	1072	105	3,7	33	0,6	85	7	31	0,7
5	2170	267	332	104	3,0	32	0,7	83	19	33	0,6
11	2187	860	578	106	2,3	31	4,2	68	15	35	0,6
17	2446	340	175	105	3,1	32	1,4	50	16	37	0,7
25	2396	324	134	103	2,9	32	1,0	38	12	39	0,7
45	2687	278	83	105	2,7	32	1,1	28	12	41	0,6
58	2583	311	82	104	2,9	32	1,1	22	12	43	0,5
20	2675	293	137	105	2,8	31	1,5	12	11	45	0,6
13	2735	218	132	104	2,8	31	1,3	9	10	47	0,6
9	2812	250	192	102	2,4	31	1,7	3	5	50	0,4
4	2979	274	435	104	1,2	30	1,2	2	2	53	1,1
1	1718	-	-	118	-	31	-	100	-	31	-
1	2106	-	-	114	-	30	-	81	-	33	-
8	2066	352	295	114	2,6	31	1,8	73	8	35	0,6
5	2324	174	216	115	2,9	30	1,0	49	30	37	0,5
15	2471	262	145	113	2,6	30	1,0	45	13	39	0,6
13	2479	251	152	113	2,1	31	0,7	34	11	41	0,6
18	2670	305	152	114	2,6	30	1,0	23	15	43	0,6
8	2454	276	231	113	2,5	30	1,8	8	11	45	0,5
15	2705	286	159	114	3,0	29	1,8	9	9	47	0,6

Tabla A.II.6 Rendimiento SAG2 ordenado por Axb en función del F80, período 2012 – 2015.

Rendimiento [tph]				F80 [mm]		% 1,25 [pulg]		% Duro		Axb [t/kWh]	
Nº Datos	Prom	Desv. Est	IC. 95%	Prom	Nº Datos	Prom	Desv. Est	IC. 95%	Prom	Nº Datos	Prom
1	1470	-	-	78	-	41	-	43	-	31	-
1	2313	-	-	76	-	41	-	24	-	34	-
5	2461	206	256	77	1,4	40	1,0	51	12	35	0,6
3	2385	131	325	76	4,0	42	2,0	43	10	37	0,6
8	2516	372	311	77	2,7	41	1,5	23	17	39	0,6
11	2608	292	196	77	2,1	40	1,3	14	16	41	0,5
10	2785	434	310	77	2,4	40	0,9	14	8	43	0,6
17	2721	395	203	77	2,4	41	1,2	10	11	45	0,7
18	2604	375	186	75	2,6	41	1,5	3	4	47	0,7
3	2847	153	381	76	5,0	41	2,9	0	0	49	0,7
3	2126	348	864	88	1,7	38	0,1	77	13	31	0,6
4	2152	130	208	85	1,9	38	1,5	52	24	33	0,5
11	2271	213	143	86	2,6	38	1,3	54	24	35	0,6
8	2480	150	125	85	3,5	38	1,7	48	16	37	0,6
26	2547	431	174	86	2,4	37	1,2	28	15	39	0,6
41	2614	393	124	85	3,0	38	1,4	17	12	41	0,6
69	2667	322	77	86	2,8	37	1,3	14	12	43	0,5
47	2809	1040	305	86	2,9	38	1,6	7	7	45	0,6
14	2643	315	182	86	2,1	37	1,3	3	6	49	0,6
6	2878	171	179	88	2,7	36	1,3	2	3	51	0,5
2	2242	163	1466	98	2,1	34	1,0	76	21	31	0,7
2	2151	331	2970	100	0,3	34	0,4	89	16	33	0,3
14	2280	260	150	96	3,5	35	1,1	61	15	35	0,7
24	2480	247	104	95	3,0	34	1,2	45	15	37	0,6
53	2483	351	97	95	2,8	35	1,1	35	15	39	0,5
78	2592	316	71	95	2,7	35	1,2	28	13	41	0,6
120	2681	249	45	95	2,8	35	1,2	19	11	43	0,6
118	2664	301	55	95	3,0	35	1,4	10	10	45	0,6
73	2671	327	76	95	2,7	34	1,5	4	9	49	0,6
30	3103	400	149	95	2,8	34	1,4	4	6	49	0,5
21	2770	417	190	95	2,9	33	1,2	1	1	51	0,5
2	2807	16	142	98	2,9	33	1,3	2	2	52	0,3
8	2295	357	298	106	2,7	32	1,1	78	20	33	0,5
9	2372	179	138	105	3,1	33	0,6	66	12	35	0,4
16	2648	859	458	103	2,6	32	1,1	41	21	37	0,7
35	2464	277	95	104	3,1	32	0,9	40	12	39	0,5
53	2610	248	68	105	3,1	32	1,0	29	13	41	0,6
59	2603	274	71	104	2,9	32	1,1	25	13	43	0,6
43	2654	258	80	104	2,9	32	1,2	11	9	45	0,6
20	2627	337	158	104	2,6	32	1,1	9	10	47	0,7
8	2781	158	132	104	3,6	32	1,1	1	2	49	0,4
10	2647	253	181	105	3,1	31	1,1	4	5	51	0,5
3	2575	113	282	105	3,8	31	1,7	7	13	53	0,3
3	2287	352	873	113	2,1	30	0,6	69	38	33	0,5
4	2235	264	420	114	3,0	31	0,6	77	10	35	0,4
6	2266	110	116	114	2,3	31	1,0	61	10	37	0,5
15	2473	173	96	113	2,4	31	1,1	40	14	39	0,8
15	2404	338	187	114	2,7	31	0,9	30	11	41	0,4
19	2596	222	107	113	2,3	31	0,7	15	13	43	0,6
15	2270	342	190	113	3,1	32	1,4	11	10	45	0,6
7	2696	241	223	114	2,6	31	1,2	5	8	47	0,6

Tabla A.II.7 Rendimiento SAG3 ordenado por Axb en función del F80, período 2012 – 2015.

Rendimiento [tph]				F80 [mm]		% 1,25 [pulg]		% Duro		Axb [t/kWh]	
Nº Datos	Prom	Desv. Est	IC. 95%	Prom	Nº Datos	Prom	Desv. Est	IC. 95%	Prom	Nº Datos	Prom
2	2434	90	805	75	5,0	43	1,8	51	26	33	0,7
9	2415	924	710	77	2,2	40	1,3	43	22	35	0,7
6	2648	198	208	77	2,0	41	1,2	36	17	37	0,6
14	2735	289	167	77	2,3	41	1,5	25	15	39	0,6
20	2651	696	326	76	2,1	41	1,2	14	14	41	0,6
23	2625	649	281	76	2,1	41	1,0	9	11	43	0,5
32	2713	341	123	77	1,8	40	1,0	6	8	45	0,6
25	2592	362	149	76	3,1	41	1,4	3	4	47	0,6
7	2859	203	188	77	2,5	40	1,5	1	3	49	0,7
3	2787	56	138	79	1,3	39	0,6	2	3	51	0,2
3	2241	397	986	87	2,5	38	1,0	83	8	31	0,6
2	2456	10	91	87	0,2	37	0,4	50	36	33	0,2
6	2610	322	338	86	2,6	38	1,4	59	8	36	0,4
16	2774	778	415	85	2,8	38	1,5	43	15	37	0,5
35	2543	517	178	85	3,1	38	1,4	34	18	39	0,6
65	2654	243	60	86	2,9	37	1,4	26	15	41	0,6
102	2704	397	78	85	3,0	37	1,2	18	12	43	0,6
101	2676	372	73	86	2,8	37	1,4	9	9	45	0,6
71	2714	244	58	86	2,8	37	1,2	5	8	47	0,6
32	2680	577	208	85	3,4	37	1,5	4	6	49	0,6
22	2845	192	85	86	3,1	36	1,5	1	1	51	0,6
2	2313	91	816	96	4,9	35	1,4	78	18	31	0,6
10	2157	803	575	95	1,9	36	0,8	81	25	33	0,5
23	2308	276	119	95	2,6	35	1,3	66	15	35	0,6
25	2483	205	84	96	2,3	34	1,5	47	16	37	0,6
55	2495	226	61	95	2,6	34	1,5	36	14	39	0,5
83	2559	370	81	95	2,9	34	1,4	28	12	41	0,6
109	2646	358	68	95	2,7	34	1,4	19	12	43	0,6
101	2594	312	62	95	2,5	34	1,4	10	10	45	0,6
53	2616	460	127	94	2,6	34	1,4	7	9	47	0,6
14	2620	272	157	95	3,2	34	1,0	4	7	49	0,4
12	2780	201	128	95	2,9	33	1,2	4	5	51	0,5
7	2589	408	378	94	2,6	34	1,8	5	8	53	0,4
2	1920	57	513	103	0,8	33	0,1	90	15	31	1,1
5	2204	255	317	103	2,2	33	1,2	72	15	33	0,6
7	2170	171	158	106	3,8	32	1,2	71	16	35	0,5
10	2365	315	225	104	3,0	33	1,7	50	21	37	0,7
27	2383	277	110	104	3,2	32	1,4	38	13	39	0,6
27	2452	239	94	103	2,7	32	1,3	25	14	41	0,6
36	2594	236	80	103	2,4	32	1,4	23	13	43	0,6
23	2698	208	90	104	3,1	32	1,7	14	9	45	0,7
9	2639	221	170	104	3,0	32	2,1	6	8	47	0,7
4	2396	308	490	105	3,2	32	1,4	3	2	49	0,4
3	1809	341	847	115	3,4	31	0,7	70	2	35	0,4
3	2178	43	106	112	3,0	31	1,2	74	8	37	0,4
5	2259	245	304	112	2,7	31	1,3	45	9	39	0,7
7	2459	302	279	113	2,5	30	1,6	30	13	41	0,4
6	2562	278	292	111	0,9	31	0,6	8	13	43	0,7

Anexo III: Estadística Descriptiva Molienda SAG

Tabla A.III.1 Estadística descriptiva molienda SAG período 2007 – 2009.

Variabes	Rend. [tph]	Axb [t/kWh]	F80 [mm]	%1,25 [pulg]	Peso CC [ton]	Potencia [kW]	Velocidad [rpm]	Sólido [%]	Agua [m³]	Nº Bolas	CM [%]
Media	2788,4	38,6	91,4	36,9	3894,4	14245,0	9,5	72,4	1036,0	953,5	97,9
Desv. Est.	428,6	4,2	12,1	3,4	251,0	1397,0	0,3	3,4	178,6	322,7	5,3
Varianza	183723,5	17,4	145,7	11,4	62987,8	1952448	0,1	11,4	31877,5	104127	28,6
Asimetría	-1,0	-0,1	0,6	0,3	-3,3	-3,8	-2,4	0,8	-0,1	0,9	-4,4
Curtosis	2,3	-0,7	0,8	0,7	15,2	17,7	17,9	4,7	-0,1	4,4	24,9
Nº Datos	1096,0	1064,0	805,0	814,0	1096,0	1096,0	1096,0	1096,0	1096	1096	1096
Mínimo	652,7	26,3	57,2	25,9	2076,4	4831,0	5,8	61,7	341,0	0,0	52,9
1º Cuartil	2557,3	35,4	83,2	34,7	3847,4	13935,0	9,4	72,5	910,0	782,0	98,0
Mediana	2845,6	38,8	90,2	36,8	3947,4	14502,0	9,6	74,2	1021,5	949,5	100,0
3º Cuartil	3094,3	41,9	97,6	39,0	4040,3	14996,0	9,7	74,2	1163,6	1097,8	100,0
Máximo	3769,4	49,3	136,6	52,6	4213,6	15740,0	10,1	95,6	1489,6	3039,5	100,0
IC 95%	2763,0 y	38,34 y	90,52 y	36,69 y	3879,5 y	14162 y	9,48 y	72,22 y	1025,2 y	934,0 y	97,6 y
Media	2813,8	38,84	92,19	37,15	2909,3	14328	9,52	72,62	1046,8	972,9	98,2
IC 95%	2812,3 y	38,37 y	89,59 y	36,55 y	3936,4 y	14437 y	9,55 y	72,24 y	1012 y	928,6 y	100,0 y
Mediana	2878,0	39,24	91,05	37,02	3959,8	14561	9,59	72,61	1035	965,9	100,0
IC 95%	411,4 y	4,00 y	11,51 y	3,22 y	240,9 y	1341 y	0,32 y	3,24 y	171,3 y	309,5 y	5,1 y
Desv. Est.	447,4	4,34	12,69	3,55	261,9	1458	0,35	3,52	186,5	337,0	5,6

Tabla A.III.2 Estadística descriptiva molienda SAG período 2012 – 2015.

Variables	Rend. [tph]	Axb [t/kWh]	F80 [mm]	%1,25 [pulg]	Peso CC [ton]	Potencia [kW]	Velocidad [rpm]	Sólido [%]	Agua [m³]	Nº Bolas	CM [%]
Media	2564,6	42,9	94,2	34,5	3795,0	13496,0	9,2	75,0	884,26	939,3	96,3
Desv. Est.	375,8	4,0	9,5	3,0	278,7	1454,0	0,7	3,0	145,0	272,2	7,5
Varianza	141231,7	15,9	90,4	8,9	77700,1	2114188	0,4	9,1	21016,6	74114	56,7
Asimetría	-1,6	-0,4	0,5	0,2	-2,3	-240,0	-2,5	0,8	-0,4	-0,6	-4,2
Curtosis	4,1	0,3	0,8	0,1	9,4	8,1	9,7	4,6	0,4	2,9	25,0
Nº Datos	1361,0	1319,0	1360,0	1360,0	1369,0	1358,0	1358,0	1362,0	1362,0	1362,0	1362
Mínimo	550,2	30,4	69,1	25,3	1815,2	5062,0	4,8	62,8	242,6	0,0	23,0
1º Cuartil	2358,0	40,5	87,8	32,4	3677,1	13006,0	9,0	72,9	788,8	818,5	96,1
Mediana	2664,1	43,2	93,9	34,3	3840,7	13904,0	9,4	75,0	893,1	991,8	99,2
3º Cuartil	2835,9	45,6	99,5	36,6	3989,5	14386,0	9,7	77,0	990,1	1119,3	99,9
Máximo	3273,9	54,8	143,2	46,1	4157,5	15540,0	9,9	96,0	1280,3	2806,3	100,0
IC 95%	2544 y	42,68 y	93,72 y	34,37 y	3780,3 y	13419 y	9,20 y	74,80 y	876,3 y	924,5 y	95,8 y
Media	2584,6	43,12	94,74	34,69	3809,8	13574	9,27	75,12	892,2	954,2	96,7
IC 95%	2638,5 y	42,96 y	93,47 y	34,13 y	3826,8 y	13836 y	9,39 y	74,77 y	879,9 y	979,4 y	99,1 y
Mediana	2686,2	43,44	94,48	34,55	3857,3	13962	9,46	75,22	903,7	1008,4	99,4
IC 95%	362,2 y	3,83 y	9,16 y	2,88 y	268,7 y	1401 y	0,62 y	2,90 y	139,6 y	262,1 y	7,2 y
Desv. Est.	390,5	4,14	9,88	3,11	289,6	1511	0,67	3,12	150,8	283,2	7,8

Anexo IV: Mejores Subconjuntos y Regresión por Paso

Mejores Subconjuntos

Los estadísticos R-cuadrado, R-cuadrado ajustado, R-cuadrado pronosticado, Cp de Mallows y S (raíz cuadrada de MSE) se calculan con el procedimiento de los mejores subconjuntos y se pueden utilizar como criterios de comparación de la siguiente forma:

1. Para comparar modelos del mismo tamaño, basta con escoger R-cuadrado más alto.
2. Se utiliza el R-cuadrado ajustado y el Cp de Mallows, para comparar modelos de distintos tamaños. El estadístico Cp de Mallows se especifica mediante la fórmula: $C_p = \frac{SSE_p}{MSE} - (N - 2p)$, donde SSE_p es la suma de los cuadrados del error residual del modelo con p parámetros y MSE_m es el cuadrado medio del error del modelo con los m predictores.
3. Si el modelo ajusta los datos adecuadamente, entonces el valor esperado de Cp de Mallows es aproximadamente igual a p , además elegir el modelo con el R-cuadrado ajustado más alto es equivalente a escoger el modelo con el menor cuadrado medio del error (MSE).

Regresión por Paso

El algoritmo de la regresión por pasos es el siguiente:

1. Se normalizan estadísticamente los datos de cada variable (variables independientes y dependiente)

$$\hat{z} = \frac{z_i - \bar{z}}{var_i}$$

Donde:

z_i : valores de la variable i sin normalizar
 $\bar{z}$: media de los valores de la variable i
 var_i : varianza de los valores de la variable i

2. Se elige el término (z_i) que esté más estrechamente correlacionado con la variable de salida o independiente (w_i).
3. Se incluye en el modelo, el término que entrega la más alta correlación parcial con la salida “w”. La correlación parcial es interpretada como la correlación parcial entre la salida y el término propuesto, quitándole el efecto de componentes ya elegidas $\hat{w} - \vartheta \cdot \hat{z}$ vs $\hat{z}$
4. Se estiman los coeficientes en cada etapa a través de un estimador de predicción de error. Los parámetros tienen una varianza estimada de predicción de error, por lo que están normalmente distribuidos alrededor de su media. Estos valores son usados en la determinación del grado de significancia de cada componente dentro del modelo, a través de la prueba denominada Prueba de Razón F. Si se logra un aumento en la correlación múltiple ajustada y la razón entre la desviación del parámetro y este no supere el valor preestablecido (comúnmente usado el valor de 0,5), la variable es aceptada como parte del modelo. En caso contrario es rechazada.
5. El método termina cuando no existe ninguna variable candidata que aumente la correlación múltiple. Los índices de comportamiento son utilizados para comparar las bondades de los distintos modelos detallados a continuación:
 - Test de Razón F

$$\frac{\sigma_\theta}{\theta} < 0,5$$
 donde σ_θ es la desviación del parámetro.
 - Suma residual de cuadrados (SSE)

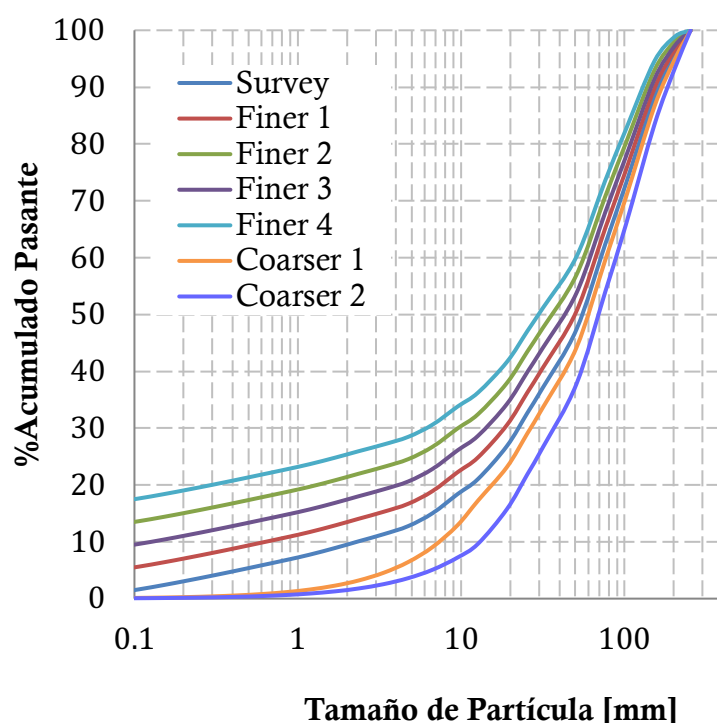
$$SSE = \sum_{k=1}^n (\overline{w(k)} - w_k)^2$$
 donde $\bar{y}$ es variable estimada por el modelo.

Por último, al realizar la regresión multivariada aparece el término PRESS, suma de los cuadrados de predicción, que es similar a la suma de los cuadrados del error residual (SSE), con la diferencia de que realiza la suma de los cuadrados del error residual con cada valor ajustado. Por lo general, mientras más pequeño sea el valor de PRESS, mejor capacidad de predicción tendrá el modelo. PRESS se utiliza para calcular el R^2 pronosticado. En conjunto, estos estadísticos pueden ayudar a prevenir el sobreajuste del modelo, porque se calculan utilizando observaciones que no se incluyen en la estimación del modelo (Fernández, 2015).

Anexo V: Modelo Multivariable ModFen

Modelo Estadístico Multivariable JKSimMet

Para el desarrollo del modelo ModFen en primer lugar fue necesario generar la matriz de datos de rendimiento en función de las variables Axb, F80 y %1,25. Para ello, el ingeniero cargo del proyecto Contreras (2015), desarrolló varias simulaciones en el programa JKSimMet, a partir de la combinación de diversas curvas granulométricas y dureza del mineral Axb, observadas en la [Figura A.V.1](#) y [Tabla A.V.1](#) respectivamente. El resultado de las simulaciones se muestra en la [Tabla A.V.2](#)



[Figura A.V.1](#) Curvas granulométricas de pruebas utilizadas para la simulación.

[Tabla A.V.1](#) Dureza del mineral Axb utilizados para la simulación (*).

Axb	20,0	27,8	33,5	43,6	52,5	60,6	68,3
A	100	92,7	83,7	72,6	65,6	60,6	56,9
b	0,2	0,3	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2
ta	0,29	0,33	0,36	0,42	0,47	0,51	0,55
SG	2,69	2,64	2,61	2,57	2,54	2,52	2,51

(*) Las relaciones utilizadas para determinar el A,b ta y SG son detallados en Anexo VII.

Tabla A.V.2 Resultados de las simulaciones para las distintas combinaciones de Axb y F80.

Datos		Survey			Finer 1			Finer 2			Finer 3			Finer 4			Coarser 1			Coarser 2		
F80 mm	Axb t/kWh	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph
70	20.00	25.51	51.21	6355	28.42	52.71	6450	34.23	55.78	6705	31.33	54.22	6560	37.07	57.18	6840	22.58	49.72	6260	16.7	46.78	6125
80	20.00	23.47	47.1	5480	26.45	48.75	5650	32.73	52.74	6090	29.57	50.69	5860	35.71	54.43	6215	20.45	45.43	5355	14.27	42.04	5230
90	20.00	21.91	43.89	5070	25.11	45.98	5250	31.53	50.26	5620	28.32	48.1	5435	34.55	52.04	5690	18.72	41.83	4885	12.4	38.11	4600
100	20.00	20.74	41.43	4770	23.99	43.63	4920	30.48	48.08	5205	27.24	45.84	5065	33.58	50	5305	17.03	39.24	4605	10.94	34.86	4310
110	20.00	19.73	39.28	4500	23.02	41.56	4625	29.61	46.2	4908	26.3	43.86	4750	32.75	48.22	5020	15.61	36.98	4365	9.884	32.34	4105
120	20.00	18.85	37.38	4255	22.17	39.73	4380	28.84	44.54	4670	25.5	42.12	4520	32.01	46.62	4780	14.42	35	4145	9.006	30.17	3925
130	20.00	18.07	35.66	4070	21.43	38.1	4195	28.14	43.03	4470	24.78	40.55	4330	31.34	45.17	4575	13.37	33.23	3950	8.264	28.27	3755
140	20.00	17.37	34.12	3920	20.75	36.62	4035	27.51	41.67	4250	24.14	39.14	4105	30.8	43.93	4390	12.42	31.6	3800	7.63	26.6	3600
150	20.00	16.74	32.72	3750	20.15	35.29	3875	26.99	40.47	4160	23.54	37.85	4005	30.33	42.8	4305	11.59	30.14	3625	7.123	24.93	3470
70	27.80	25.51	51.21	7540	28.42	52.71	7655	34.23	55.78	7960	31.33	54.22	7790	37.07	57.18	8125	22.58	49.72	7420	16.7	46.78	7250
80	27.80	23.47	47.1	6545	26.45	48.75	6745	32.73	52.74	7260	29.57	50.69	6995	35.71	54.43	7415	20.45	45.43	6390	14.27	42.04	6235
90	27.80	21.91	43.89	6070	25.11	45.98	6290	31.53	50.26	6720	28.32	48.1	6510	34.55	52.04	6815	18.72	41.83	5850	12.4	38.11	5515
100	27.80	20.74	41.43	5730	23.99	43.63	5910	30.48	48.08	6245	27.24	45.84	6085	33.58	50	6375	17.03	39.24	5535	10.94	34.86	5180
110	27.80	19.73	39.28	5420	23.02	41.56	5565	29.61	46.2	5910	26.3	43.86	5715	32.75	48.22	6045	15.61	36.98	5255	9.884	32.34	4945
120	27.80	18.85	37.38	5135	22.17	39.73	5285	28.84	44.54	5635	25.5	42.12	5455	32.01	46.62	5765	14.42	35	5000	9.006	30.17	4735
130	27.80	18.07	35.66	4920	21.43	38.1	5070	28.14	43.03	5400	24.78	40.55	5230	31.34	45.17	5530	13.37	33.23	4775	8.264	28.27	4540
140	27.80	17.37	34.12	4745	20.75	36.62	4885	27.51	41.67	5135	24.14	39.14	4960	30.8	43.93	5300	12.42	31.6	4595	7.63	26.6	4360
150	27.80	16.74	32.72	4535	20.15	35.29	4685	26.99	40.47	5025	23.54	37.85	4845	30.33	42.8	5205	11.59	30.14	4385	7.123	24.93	4210
70	33.49	25.51	51.21	8250	28.42	52.71	8380	34.23	55.78	8720	31.33	54.22	8530	37.07	57.18	8905	22.58	49.72	8120	16.7	46.78	7935
80	33.49	23.47	47.1	7190	26.45	48.75	7415	32.73	52.74	7980	29.57	50.69	7685	35.71	54.43	8145	20.45	45.43	7020	14.27	42.04	6850
90	33.49	21.91	43.89	6690	25.11	45.98	6925	31.53	50.26	7400	28.32	48.1	7165	34.55	52.04	7505	18.72	41.83	6445	12.4	38.11	6075
100	33.49	20.74	41.43	6315	23.99	43.63	6515	30.48	48.08	6890	27.24	45.84	6705	33.58	50	7030	17.03	39.24	6105	10.94	34.86	5715
110	33.49	19.73	39.28	5980	23.02	41.56	6145	29.61	46.2	6525	26.3	43.86	6315	32.75	48.22	6675	15.61	36.98	5805	9.884	32.34	5465
120	33.49	18.85	37.38	5680	22.17	39.73	5845	28.84	44.54	6230	25.5	42.12	6030	32.01	46.62	6375	14.42	35	5530	9.006	30.17	5240
130	33.49	18.07	35.66	5445	21.43	38.1	5610	28.14	43.03	5980	24.78	40.55	5790	31.34	45.17	6120	13.37	33.23	5285	8.264	28.27	5025
140	33.49	17.37	34.12	5250	20.75	36.62	5410	27.51	41.67	5680	24.14	39.14	5490	30.8	43.93	5870	12.42	31.6	5095	7.63	26.6	4830
150	33.49	16.74	32.72	5020	20.15	35.29	5190	26.99	40.47	5565	23.54	37.85	5365	30.33	42.8	5765	11.59	30.14	4860	7.123	24.93	4670
70	43.56	25.51	51.21	9320	28.42	52.71	9475	34.23	55.78	9860	31.33	54.22	9645	37.07	57.18	10075	22.58	49.72	9165	16.7	46.78	8950
80	43.56	23.47	47.1	8170	26.45	48.75	8420	32.73	52.74	9050	29.57	50.69	8725	35.71	54.43	9250	20.45	45.43	7975	14.27	42.04	7770
90	43.56	21.91	43.89	7615	25.11	45.98	7885	31.53	50.26	8420	28.32	48.1	8155	34.55	52.04	8550	18.72	41.83	7340	12.4	38.11	6925
100	43.56	20.74	41.43	7210	23.99	43.63	7435	30.48	48.08	7865	27.24	45.84	7655	33.58	50	8025	17.03	39.24	6965	10.94	34.86	6530
110	43.56	19.73	39.28	6840	23.02	41.56	7030	29.61	46.2	7460	26.3	43.86	7225	32.75	48.22	7640	15.61	36.98	6635	9.884	32.34	6255

Tabla A.V.2 Resultados de las simulaciones para las distintas combinaciones de Axb y F80.

Datos		Survey			Finer 1			Finer 2			Finer 3			Finer 4			Coarser 1			Coarser 2		
F80 mm	Axb t/kWh	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph	%10 mm	%1,25 pulg	tph
120	43.56	18.85	37.38	6505	22.17	39.73	6695	28.84	44.54	7140	25.5	42.12	6910	32.01	46.62	7310	14.42	35	6335	9.006	30.17	6005
130	43.56	18.07	35.66	6250	21.43	38.1	6440	28.14	43.03	6860	24.78	40.55	6640	31.34	45.17	7030	13.37	33.23	6065	8.264	28.27	5770
140	43.56	17.37	34.12	6035	20.75	36.62	6215	27.51	41.67	6525	24.14	39.14	6310	30.8	43.93	6740	12.42	31.6	5850	7.63	26.6	5550
150	43.56	16.74	32.72	5780	20.15	35.29	5965	26.99	40.47	6395	23.54	37.85	6165	30.33	42.8	6620	11.59	30.14	5585	7.123	24.93	5375
70	52.48	25.51	51.21	10200	28.42	52.71	10370	34.23	55.78	10800	31.33	54.22	10560	37.07	57.18	10975	22.58	49.72	10020	16.7	46.78	9785
80	52.48	23.47	47.1	8950	26.45	48.75	9190	32.73	52.74	9860	29.57	50.69	9510	35.71	54.43	10075	20.45	45.43	8765	14.27	42.04	8540
90	52.48	21.91	43.89	8320	25.11	45.98	8605	31.53	50.26	9190	28.32	48.1	8900	34.55	52.04	9340	18.72	41.83	8020	12.4	38.11	7630
100	52.48	20.74	41.43	7885	23.99	43.63	8130	30.48	48.08	8600	27.24	45.84	8370	33.58	50	8780	17.03	39.24	7620	10.94	34.86	7150
110	52.48	19.73	39.28	7490	23.02	41.56	7695	29.61	46.2	8170	26.3	43.86	7910	32.75	48.22	8365	15.61	36.98	7265	9.884	32.34	6850
120	52.48	18.85	37.38	7135	22.17	39.73	7345	28.84	44.54	7825	25.5	42.12	7575	32.01	46.62	8015	14.42	35	6945	9.006	30.17	6585
130	52.48	18.07	35.66	6865	21.43	38.1	7070	28.14	43.03	7530	24.78	40.55	7290	31.34	45.17	7715	13.37	33.23	6655	8.264	28.27	6335
140	52.48	17.37	34.12	6630	20.75	36.62	6705	27.51	41.67	7170	24.14	39.14	6930	30.8	43.93	7405	12.42	31.6	6430	7.63	26.6	6100
150	52.48	16.74	32.72	6350	20.15	35.29	6555	26.99	40.47	7020	23.54	37.85	6775	30.33	42.8	7275	11.59	30.14	6140	7.123	24.93	5910
70	60.65	25.51	51.21	10850	28.42	52.71	11030	34.23	55.78	11490	31.33	54.22	11240	37.07	57.18	11680	22.58	49.72	10655	16.7	46.78	10400
80	60.65	23.47	47.1	9550	26.45	48.75	9805	32.73	52.74	10515	29.57	50.69	10145	35.71	54.43	10750	20.45	45.43	9350	14.27	42.04	9105
90	60.65	21.91	43.89	8890	25.11	45.98	9195	31.53	50.26	9820	28.32	48.1	9510	34.55	52.04	9975	18.72	41.83	8580	12.4	38.11	8155
100	60.65	20.74	41.43	8440	23.99	43.63	8695	30.48	48.08	9200	27.24	45.84	8955	33.58	50	9400	17.03	39.24	8150	10.94	34.86	7655
110	60.65	19.73	39.28	8030	23.02	41.56	8245	29.61	46.2	8755	26.3	43.86	8475	32.75	48.22	8965	15.61	36.98	7785	9.884	32.34	7345
120	60.65	18.85	37.38	7650	22.17	39.73	7875	28.84	44.54	8390	25.5	42.12	8125	32.01	46.62	8600	14.42	35	7445	9.006	30.17	7060
130	60.65	18.07	35.66	7360	21.43	38.1	7585	28.14	43.03	8090	24.78	40.55	7825	31.34	45.17	8115	13.37	33.23	7140	8.264	28.27	6800
140	60.65	17.37	34.12	7120	20.75	36.62	7205	27.51	41.67	7700	24.14	39.14	7445	30.8	43.93	7950	12.42	31.6	6905	7.63	26.6	6555
150	60.65	16.74	32.72	6825	20.15	35.29	7045	26.99	40.47	7550	23.54	37.85	7280	30.33	42.8	7815	11.59	30.14	6600	7.123	24.93	6355
70	68.25	25.51	51.21	11410	28.42	52.71	11605	34.23	55.78	12090	31.33	54.22	11825	37.07	57.18	12300	22.58	49.72	11200	16.7	46.78	10925
80	68.25	23.47	47.1	10070	26.45	48.75	10340	32.73	52.74	11085	29.57	50.69	10695	35.71	54.43	11335	20.45	45.43	9860	14.27	42.04	9600
90	68.25	21.91	43.89	9390	25.11	45.98	9710	31.53	50.26	10365	28.32	48.1	10040	34.55	52.04	10535	18.72	41.83	9055	12.4	38.11	8620
100	68.25	20.74	41.43	8920	23.99	43.63	9190	30.48	48.08	9725	27.24	45.84	9465	33.58	50	9940	17.03	39.24	8615	10.94	34.86	8100
110	68.25	19.73	39.28	8490	23.02	41.56	8720	29.61	46.2	9260	26.3	43.86	8965	32.75	48.22	9490	15.61	36.98	8235	9.884	32.34	7770
120	68.25	18.85	37.38	8100	22.17	39.73	8340	28.84	44.54	8890	25.5	42.12	8600	32.01	46.62	9110	14.42	35	7880	9.006	30.17	7480
130	68.3	18.07	35.66	7800	21.43	38.1	8040	28.14	43.03	8570	24.78	40.55	8295	31.34	45.17	8605	13.37	33.23	7570	8.264	28.27	7205
140	68.3	17.37	34.12	7400	20.75	36.62	7640	27.51	41.67	8165	24.14	39.14	7895	30.8	43.93	8430	12.42	31.6	7320	7.63	26.6	6950
150	68.3	16.74	32.72	7235	20.15	35.29	7475	26.99	40.47	8010	23.54	37.85	7725	30.33	42.8	8285	11.59	30.14	7000	7.123	24.93	6610

Anexo VI: Desarrollo Modelo F80

El modelo predictivo del F80 se desarrollaron a partir del modelo Weibull y el modelo estadístico multivariable, como se describe en el [Capítulo 5](#). El primero consiste en ajustar los parámetros requeridos por el modelo Weibull para cada unidad geometalúrgica, estos son: alfa, beta y gamma de la función de distribución que se muestra en la [Ecuación 5.7](#). A modo de ejemplo se explicará la obtención de una curva granulométrica M3-SAG1 (2012 - 2015), algoritmo replicado en el resto de las curvas presentadas.

En primer lugar se determinó las combinaciones de unidades geometalúrgicas que presenta la unidad M3, encontrándose tres casos:

M1 + M3

M1 + M3 + M4

M3 + M4

A partir de las distribución másica, entregada por los datos de planta, se estimó una curva preliminar calculada en base a las combinaciones anteriores. Los parámetros del modelo se ajustaron mediante una minimización, empleando el método de mínimos cuadrados de la diferencia de los resultados de las combinaciones calculadas respecto a los entregados por los datos, obteniéndose el ajuste de las curvas como muestran las [Figuras A.VI.1](#).

Siguiendo el mismo algoritmo descrito, y en base a las combinaciones específicas de cada unidad geometalúrgica del molino en cuestión, se obtuvieron los parámetros ajustados del modelos para cada UG respectivamente. Los resultados de la minimización de errores, parámetros ajustados y valores obtenidos de las unidades correspondientes a cada molino SAG se resumen en la [Tablas A.VI.1, A.VI.2, A.VI.3, A.VI.4 y A.VI.5](#).

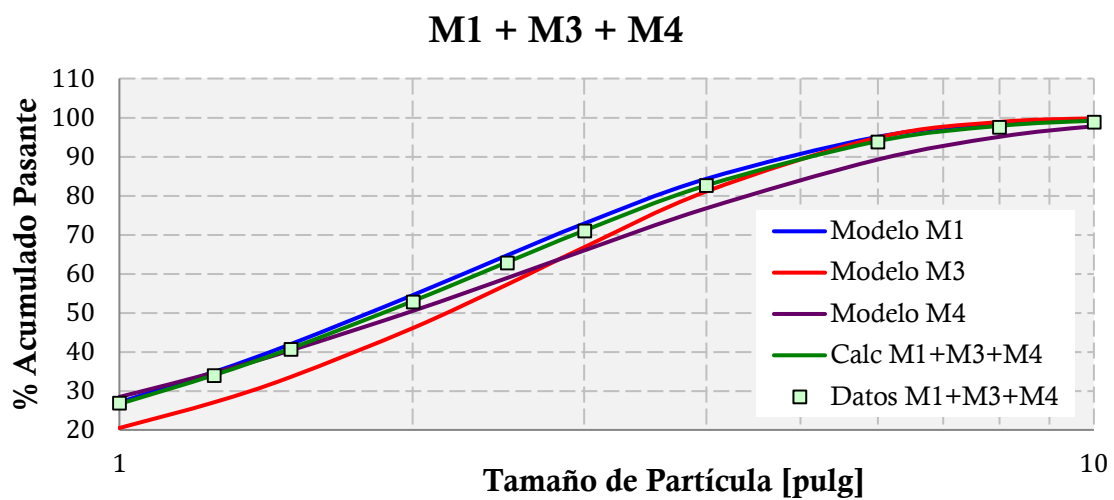
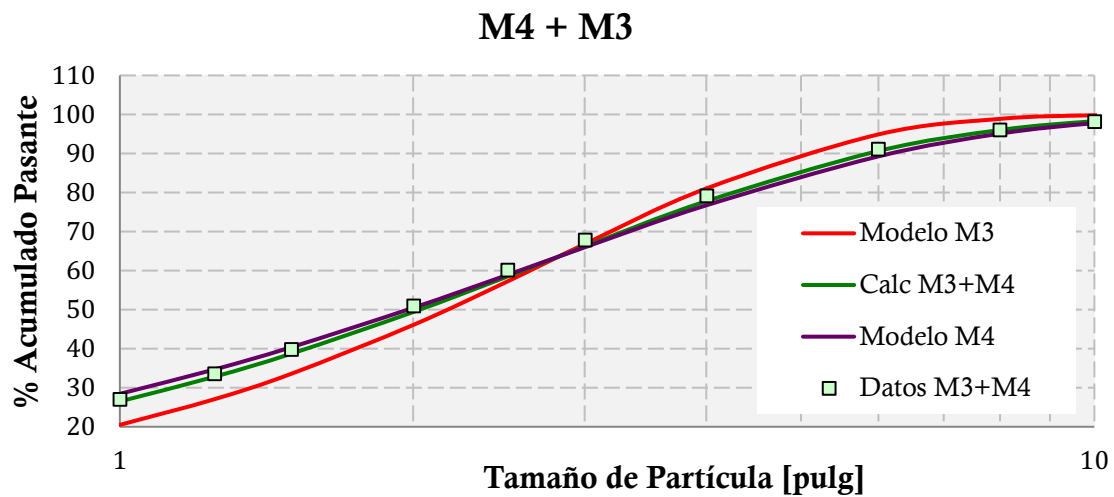
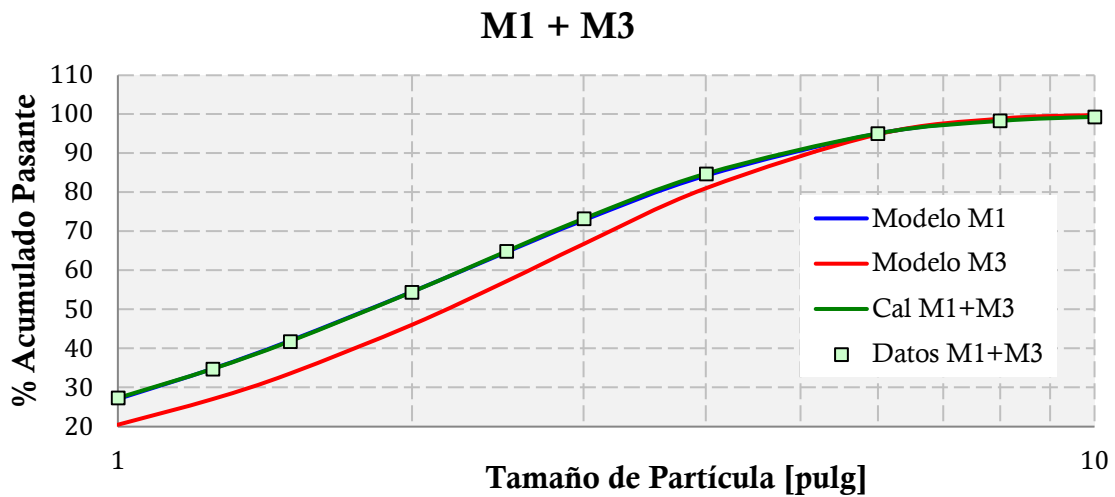


Figura A.VI.1 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull.
a) Calc M1+M3, b) Calc M4+M3 y c) Calc M1+M3+M4

Tabla A.VI.1 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 1 (2007 – 2009).

UG	Combinación	Parámetros Modelo Weibull			Dist. Granulométrica		Distribución Másica %						Nº	Ajuste Combinación	Ajuste
		α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]	M1	M2	M3	M4	M7	M8			
M1	-	0,1	1,2	2,1	82,0	38,3	100	-	-	-	-	-	6	0,4	0,4
M2	M1+M2	0,0	1,2	2,2	93,0	48,1	60	40	-	-	-	-	7	83,7	91,0
	M1+M2+M4						61	10	-	29	-	-	10	5,1	
	M1+M2+M3						75	13	13	-	-	-	4	5,8	
	M1+M2+M3+M4						55	7	15	23	-	-	64	85,9	
M3	M1+M3	0,4	0,9	1,6	79,0	43,0	57	-	43	-	-	-	14	52,0	72,9
	M1+M3+M4	0,4	0,9	1,6	79,0	43,0	52	-	16	32	-	-	202	2,3	
	M3+M4	0,4	0,9	1,6	79,0	43,0	-	-	28	72	-	-	16	18,6	
M4	M1+M4	0,0	1,2	2,9	108,0	30,1	57	-	-	43	-	-	90	0,6	0,6

Tabla A.VI.2 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 2 (2007 – 2009).

UG	Combinación	Parámetros Modelo Weibull			Dist. Granulométrica		Distribución Másica %						Nº	Ajuste Combinación	Ajuste
		α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]	M1	M2	M3	M4	M7	M8			
M1	-	0,1	1,1	2,0	81,0	40,3	100	-	-	-	-	-	6	0,6	0,6
M2	M1+M2	0,0	1,2	2,2	96,0	49,9	68	32	-	-	-	-	6	126,7	155,3
	M1+M2+M4						62	12	-	27	-	-	11	77,8	
	M1+M2+M3						75	13	13	-	-	-	4	112,5	
	M1+M2+M3+M4						55	7	15	23	-	-	64	77,5	
M3	M1+M3	0,4	0,9	1,8	86,0	40,7	56	-	44	-	-	-	16	24,3	76,8
	M1+M3+M4						52	-	16	32	-	-	198	0,9	
	M3+M4						-	-	28	72	-	-	15	51,7	
M4	M1+M4	0,1	1,1	2,6	102,0	33,4	58	-	-	42	-	-	90	0,9	0,9

Tabla A.VI.3 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 1 (2012 – 2015).

UG	Combinación	Parámetros Modelo Weibull			Dist. Granulométrica		Distribución Másica %						Nº	Ajuste Combinación	Ajuste
		α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]	M1	M2	M3	M4	M7	M8			
M1	-	0,2	1,2	2,3	3,6	34,8	100	-	-	-	-	-	37	0,7	0,7
M2	M1+M2	0,0	1,2	2,1	3,1	41,0	72	-	-	-	28	-	45	68,5	91,9
	M1+M2+M4						64	26	-	11	-	-	55	1,4	
	M1+M2+M3						86	10	4	-	-	-	23	21,5	
	M1+M2+M3+M4						63	10	11	16	-	-	110	0,6	
M3	M1+M3	0,0	1,4	2,8	3,9	27,1	98	-	2	-	-	-	19	1,4	1,8
	M1+M3+M4						74	-	10	17	-	-	173	0,4	
	M3+M4						76	-	-	25	-	-	3	11,2	
M4	M1+M4	0,0	1,0	2,8	4,4	34,7	85	-	-	15	-	-	22	0,4	0,4
M7	M1+M7	0,3	1,0	2,6	4,6	32,1	86	-	-	-	14	-	3	172,5	41,5
	M1+M4+M7						79	-	-	6	14	-	8	18,8	
	M1+M3+M4+M7						66	-	8	17	9	-	38	5,3	
	M1+M2+M4+M7						41	32	-	10	17	-	10	3,8	
	M1+M2+M3+M4+M7						48	10	13	15	13	-	20	13,6	
M8	M1+M8	0,0	1,3	2,1	3,1	39,7	94	-	-	-	-	6	5	22,2	75,7
	M1+M4+M8						85	-	-	5	-	10	4	12,3	
	M1+M3+M8						85	-	4	-	-	11	5	39,9	
	M1+M2+M4+M8						55	9	-	27	-	8	9	38,0	
	M1+M3+M4+M8						54	-	10	25	-	11	33	8,8	
	M1+M4+M7+M8						62	-	-	13	14	12	4	11,3	
	M1+M2+M3+M4+M8						46	16	12	20	-	6	29	14,2	
	M1+M2+M3+M4+M7+M8						61	10	9	11	4	4	15	14,8	

Tabla A.VI.4 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 2 (2012 – 2015).

UG	Combinación	Parámetros Modelo Weibull			Dist. Granulométrica		Distribución Másica %						Nº	Ajuste Combinación	Ajuste
		α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]	M1	M2	M3	M4	M7	M8			
M1	-	0,1	1,2	2,3	3,6	35,4	100	-	-	-	-	-	37	0,7	0,7
M2	M1+M2	0,0	1,2	2,1	3,1	40,8	71	29	-	-	-	-	44	1,0	5,6
	M1+M2+M4						64	25	11	-	-	-	59	0,5	
	M1+M2+M3						86	10	4	-	-	-	23	2,0	
	M1+M2+M3+M4						62	10	11	16	-	-	111	2,2	
M3	M1+M3	0,0	1,6	2,3	3,1	32,1	98	-	2	-	-	-	19	11,3	12,2
	M1+M3+M4						74	-	9	17	-	-	174	0,9	
	M3+M4						76	-	-	25	-	-	2	32,9	
M4	M1+M4	0,2	0,9	2,3	4,1	37,5	86	-	-	14	-	-	22	0,4	0,4
M7	M1+M7	0,3	1,0	2,8	4,9	30,1	86	-	-	-	14	-	3	139,5	67,1
	M1+M4+M7						79	-	-	6	14	-	8	36,2	
	M1+M3+M4+M7						67	-	8	17	9	-	38	17,4	
	M1+M2+M4+M7						41	32	-	10	17	-	10	7,6	
	M1+M2+M3+M4+M7						48	10	13	15	13	-	20	5,9	
M8	M1+M8	0,0	1,4	2,0	2,9	41,0	94	-	-	-	-	6	5	11,7	16,9
	M1+M4+M8						85	-	-	5	-	10	4	78,7	
	M1+M3+M8						85	-	4	-	-	11	5	8,7	
	M1+M2+M4+M8						55	9	-	27	-	8	9	3,3	
	M1+M3+M4+M8						48	-	11	29	-	12	39	1,7	
	M1+M4+M7+M8						62	-	-	13	14	12	4	106,9	
	M1+M2+M3+M4+M8						46	15	14	18	-	7	30	3,1	
	M1+M2+M3+M4+M7+M8						61	10	9	11	4	4	10	8,8	

Tabla A.VI.5 Resultado de la minimización cuadrática del modelo Weibull SAG 3 (2012 – 2015).

UG	Combinación	Parámetros Modelo Weibull			Dist. Granulométrica		Distribución Másica %						Nº	Ajuste Combinación	Ajuste
		α	β	γ	F80 [mm]	%1,25 [pulg]	M1	M2	M3	M4	M7	M8			
M1	-	0,1	1,2	2,2	3,3	37,4	100	-	-	-	-	-	37	0,2	0,2
M2	M1+M2	0,0	1,3	2,2	3,1	39,0	71	29	-	-	-	-	44	0,3	2,5
	M1+M2+M3						87	10	4	-	-	-	22	2,2	
M3	M1+M3	0,1	1,3	2,7	4,0	29,1	98	-	2	-	-	-	18	25,1	25,1
M7	M1+M7	0,0	1,4	2,0	2,9	39,9	86	-	-	-	14	-	3	33,1	69,9
	M1+M2+M7						52	35	-	-	13	-	6	36,8	
M8	M1+M8	0,0	2,4	1,1	1,3	74,9	94	-	-	-	-	6	5	13,2	13,2

Para el segundo método se forzó el desarrollo de un modelo multivariable de predicción de F80 a partir del aporte másico de cada unidad geometalúrgica, representado en fracción, de acuerdo la siguiente ecuación:

$$F80 = A * \% \frac{M1}{100} + B * \% \frac{M2}{100} + C * \% \frac{M3}{100} + D * \% \frac{M4}{100} + E * \% \frac{M7}{100} + F * \% \frac{M8}{100} + G \quad \text{A.VI.2}$$

Para la obtención del efecto sin combinar de cada unidad Geometalúrgica, se despejó de la [Fórmula A.VI.2](#), la constante asociada a cada fracción másica cuando esta vale 1 y el resto de las otras unidades valen cero. Por ejemplo para despejar la variable A, la fórmula quedaría de la siguiente forma:

$$A = G - F80$$

$$\text{Donde } \% \frac{M1}{100} = 1 \text{ y } \% \frac{M2}{100} = \% \frac{M3}{100} = \% \frac{M4}{100} = \% \frac{M7}{100} = \% \frac{M8}{100} = 0 \quad \text{A.VI.3}$$

El resultado de la regresión multivariable y el despeje de ésta, se resumen en la [Tablas A.VI.6, A.VI.7, A.VI.8, A.VI.9 y A.VI.10](#).

[Tabla A.VI.6](#) Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 1 (2007 – 2009).

Regresión Multivariable							Resultado		
Termino	Coef	EE de coef.	T	P	IC de 50%		Parámetro	IC de 50%	
Constante	84,6	73,5	1,2	0,3	35,0	134,2			
M1 A	1,2	73,6	0,0	1,0	-48,4	50,9	85,9	36,2	135,5
M2 B	22,5	73,6	0,3	0,8	-27,2	72,1	107,1	57,4	156,8
M3 C	-7,0	73,5	-0,1	0,9	-56,6	42,6	77,7	28,1	127,3
M4 D	27,3	73,5	0,4	0,7	-22,3	76,9	111,9	62,3	161,5
Resumen Regresión Multivariable									
R-Sq	10,91	S	29,51%	R-Sq (aj.)	28,96%	PRESS	94209	R-Sq (pred.)	27,87%

[Tabla A.VI.7](#) Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 2 (2007 – 2009).

Regresión Multivariable							Resultado		
Termino	Coef	EE de coef.	T	P	IC de 50%		Parámetro	IC de 50%	
Constante	90,8	68,2	1,3	0,2	44,8	136,8			
M1 A	-8,0	68,2	-0,1	0,9	-54,0	38,0	82,8	36,8	128,8
M2 B	19,7	68,3	0,3	0,8	-26,3	65,8	110,6	64,5	156,6
M3 C	-14,7	68,1	-0,2	0,8	-60,7	31,3	76,1	30,1	122,1
M4 D	16,2	68,2	0,2	0,8	-29,8	62,2	107,0	61,0	153,0
Resumen Regresión Multivariable									
R-Sq	10,11	S	28,75%	R-Sq (aj.)	28,19%	PRESS	79397	R-Sq (pred.)	27,68%

Tabla A.VI.8 Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 1 (2012 – 2015).

Regresión Multivariable							Resultado		
Termino	Coef	EE de coef.	T	P	IC de 50%		Parámetro	IC de 50%	
Constante	101,5	15,4	6,6	0,0	91,1	111,8			
M1 A	-8,5	15,4	-0,6	0,6	-18,9	1,9	92,9	82,5	103,3
M2 B	-6,7	15,5	-0,4	0,7	-17,2	3,8	94,8	84,3	105,2
M3 C	1,1	15,7	0,1	0,9	-9,5	11,7	102,5	91,9	113,2
M4 D	6,3	15,5	0,4	0,7	-4,2	16,7	107,7	97,2	118,2
M7 E	11,1	16,1	0,9	0,5	0,2	21,9	112,6	101,7	123,4
M8 F	-31,2	16,1	-1,9	0,1	-42,1	-20,4	70,2	59,4	81,1
Resumen Regresión Multivariable									
R-Sq	10,93	S	7,68%	R-Sq (aj.)	7,25%	PRESS	157738	R-Sq (pred.)	6,64%

Tabla A.VI.9 Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 2 (2012 – 2015).

Regresión Multivariable							Resultado		
Termino	Coef	EE de coef.	T	P	IC de 50%		Parámetro	IC de 50%	
Constante	98,1	13,6	7,2	0,0	88,9	107,2			
M1 A	-5,7	13,6	-0,4	0,7	-14,9	3,5	92,4	83,2	101,6
M2 B	0,4	13,7	0,0	1,0	-8,9	9,7	98,5	89,2	107,7
M3 C	5,0	13,9	0,4	0,7	-4,4	14,4	103,0	93,6	112,4
M4 D	9,4	13,8	0,7	0,5	0,1	18,7	107,4	98,2	116,7
M7 E	31,4	14,2	2,2	0,0	21,8	41,0	129,5	119,9	139,1
M8 F	-29,5	14,2	-2,1	0,0	-39,1	-19,9	68,6	59,0	78,2
Resumen Regresión Multivariable									
R-Sq	9,67	S	12,95%	R-Sq (aj.)	12,55%	PRESS	122981	R-Sq (pred.)	11,79%

Tabla A.VI.10 Resultado Modelo Multivariable F80 SAG 3 (2012 – 2015).

Regresión Multivariable							Resultado		
Termino	Coef	EE de coef.	T	P	IC de 50%		Parámetro	IC de 50%	
Constante	98,1	13,6	7,2	0,0	88,9	107,2			
M1 A	-5,7	13,6	-0,4	0,7	-14,9	3,5	92,4	83,2	101,6
M2 B	0,4	13,7	0,0	1,0	-8,9	9,7	98,5	89,2	107,7
M3 C	5,0	13,9	0,4	0,7	-4,4	14,4	103,0	93,6	112,4
M4 D	9,4	13,8	0,7	0,5	0,1	18,7	107,4	98,2	116,7
M7 E	31,4	14,2	2,2	0,0	21,8	41,0	129,5	119,9	139,1
M8 F	-29,5	14,2	-2,1	0,0	-39,1	-19,9	68,6	59,0	78,2
Resumen Regresión Multivariable									
R	8,61	S	15,68%	R-(ajustado)	15,29%	PRESS	92231	R-(pred.)	14,73%

Cabe destacar que el modelo multivariable nació a partir de la idea de contrastar los resultados obtenidos a partir de la modelación Weibull, es por ello que no se toma en cuenta si la constante es representativa o no en el modelo (Test $P < 0,5$) y dada a la naturaleza de los datos (UG combinadas) se asume como la mejor opción.

Anexo VII: Curvas en Función %1,25

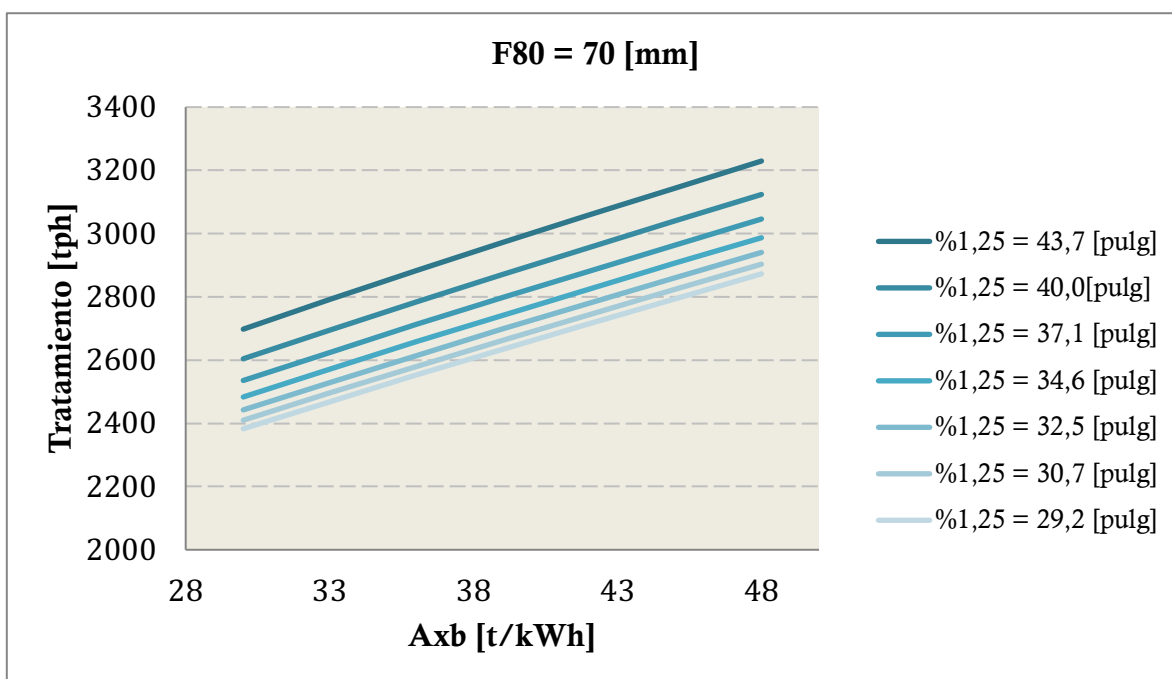


Figura A.VII.1 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb t/kWh en función de F80 = 70 [mm].

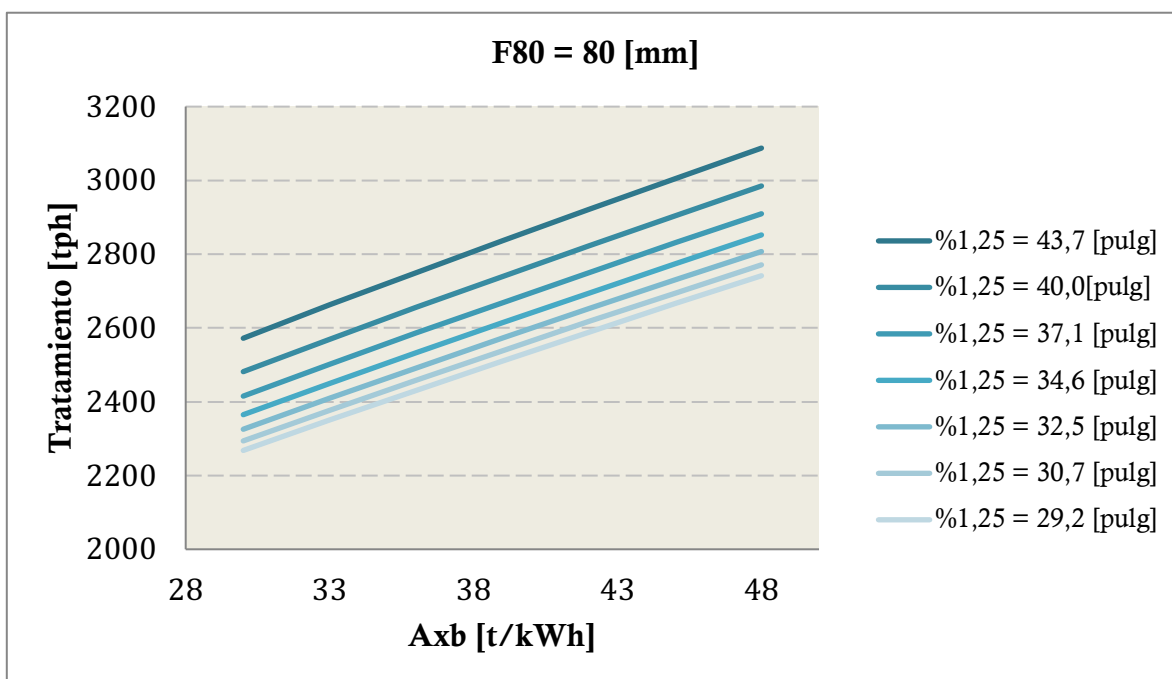


Figura A.VII.2 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 80 [mm].

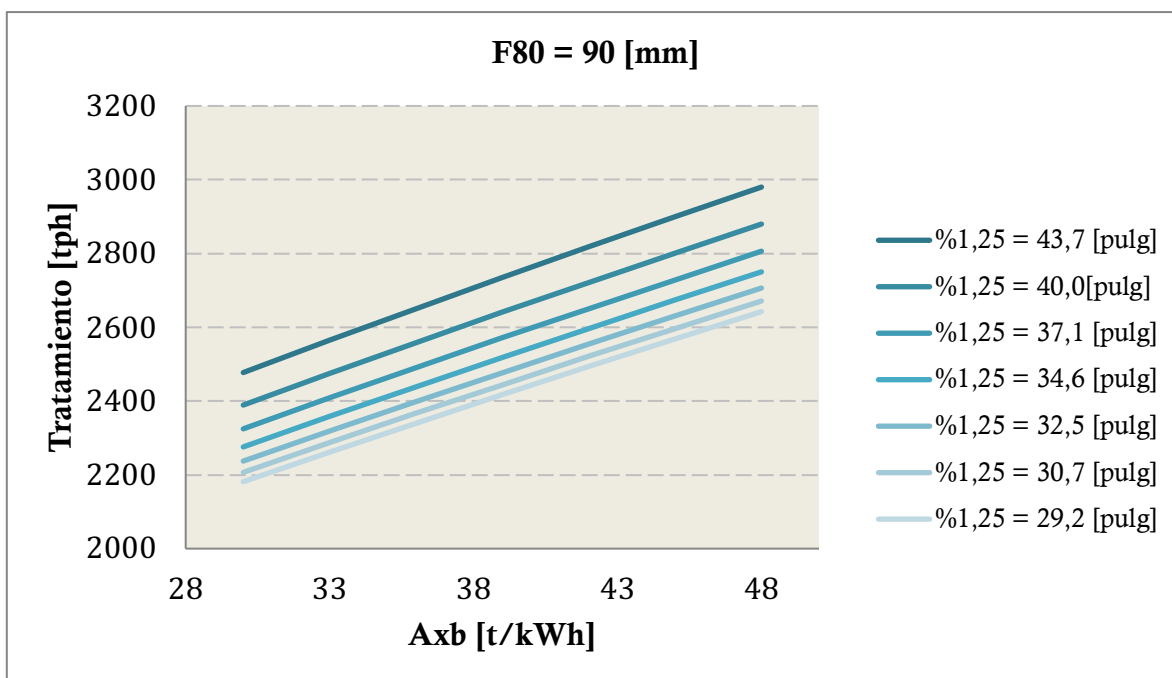


Figura A.VII.3 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 90 [mm].

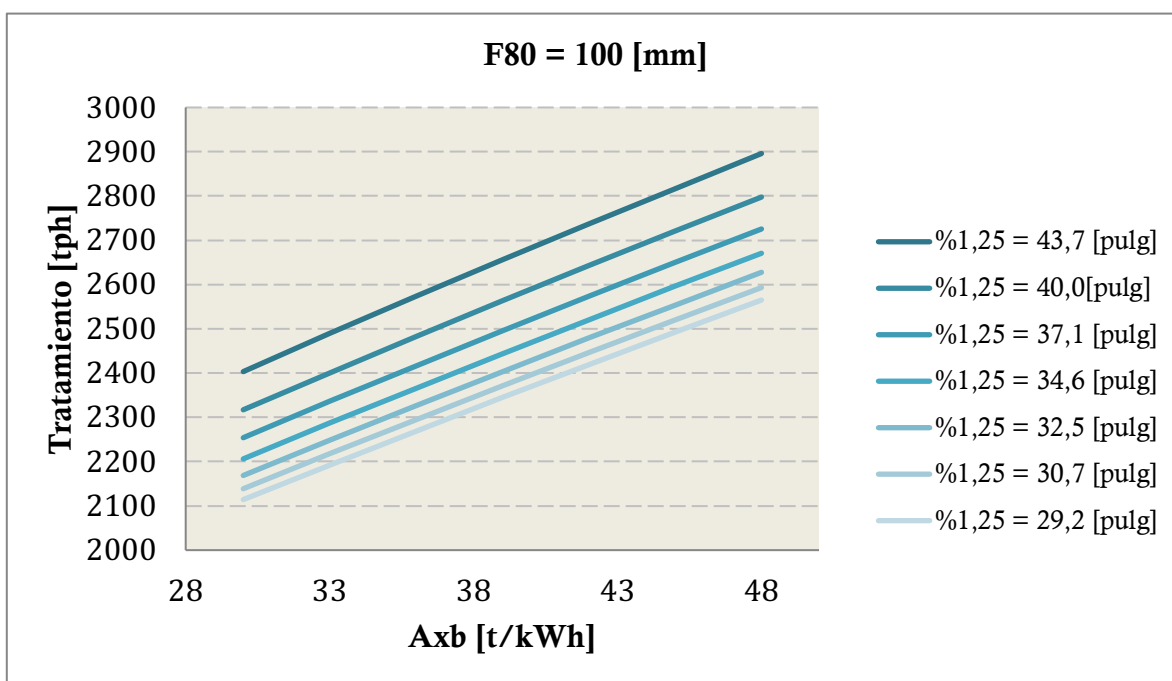


Figura A.VII.4 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 100 [mm].

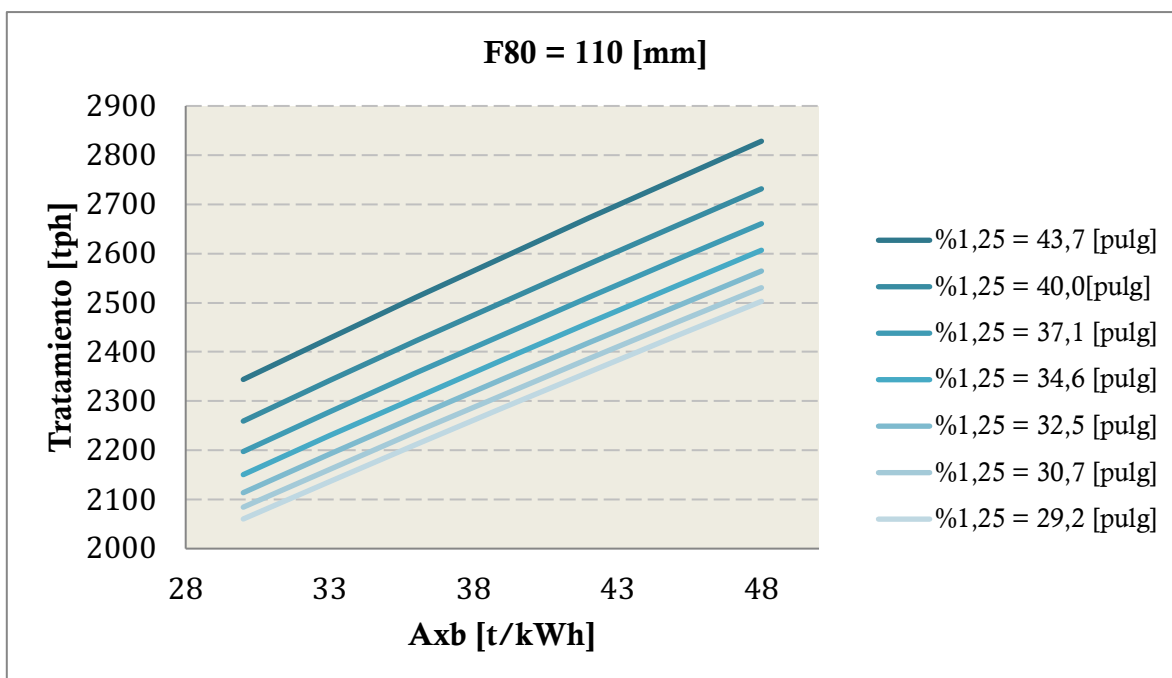


Figura A.VII.5 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 110 [mm].

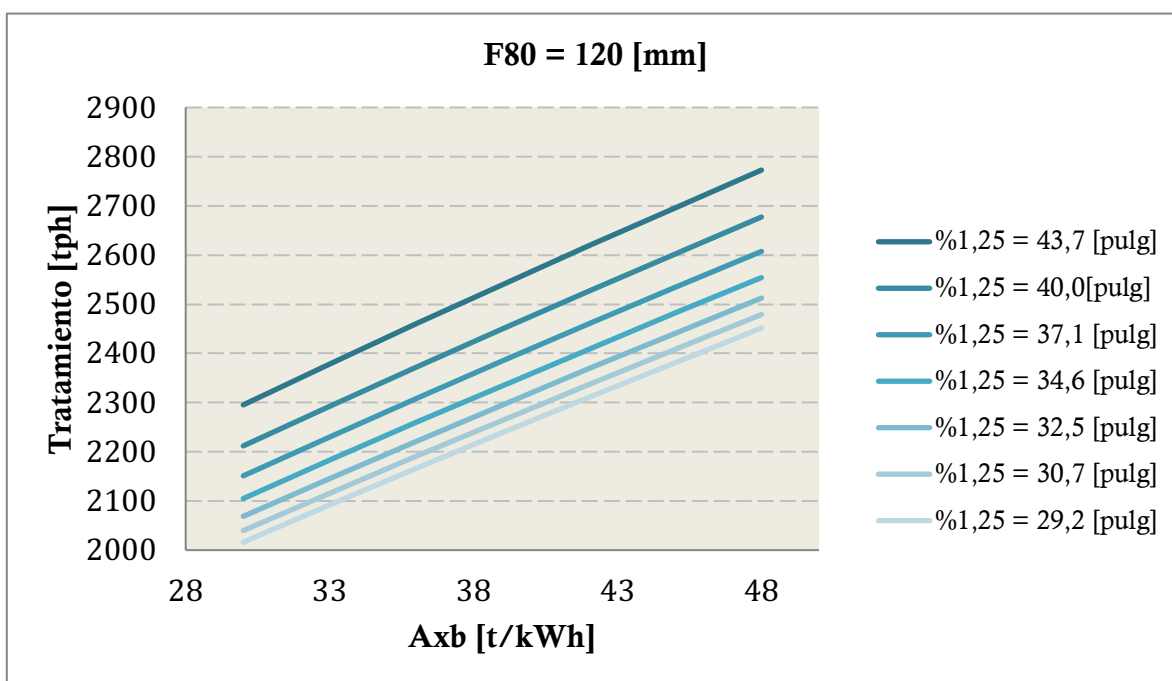
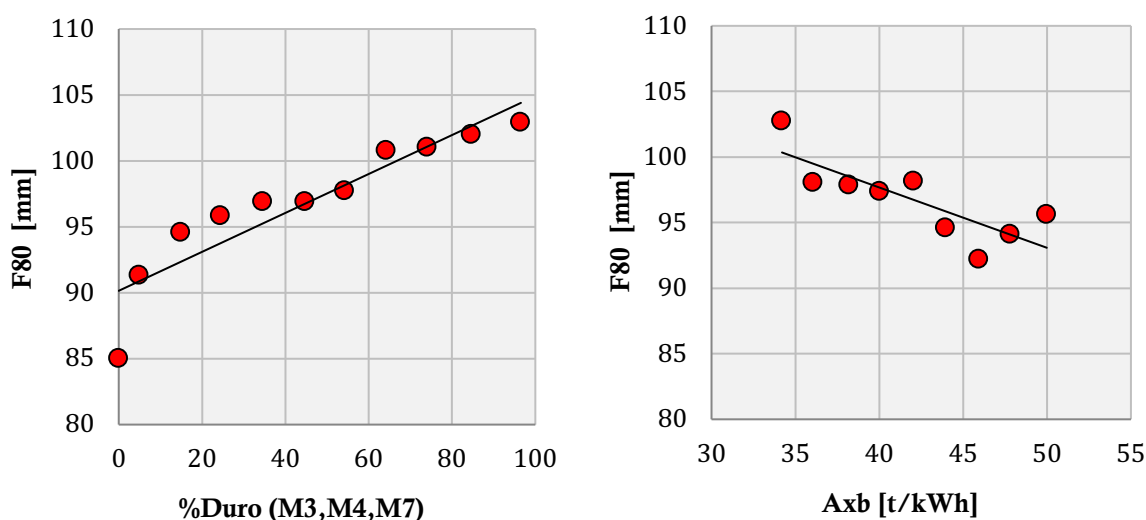


Figura A.VII.6 Curvas de rendimiento [tph] vs Axb [t/kWh] en función de F80 = 120 [mm].

Anexo VIII: Simulación Planta de Pre-chancado

La elección del F80 y Axb típico de cada rango de %dureza elegido para las simulaciones, viene dado a partir de una análisis realizados al ordenar los datos entre el año 2012 y 2015. Estos resultados, se presentan en la [Tabla A.VIII.1](#). Como se observa en la [Figura A.VIII.1](#), al ordenar los datos ya sea por %duro o Axb, el F80 tiene un tendencia lineal.



[Figura A.VIII.1](#) Datos de F80 ordenados por %duro y axb (2012 – 2015).

[Tabla A.VIII.1](#) Datos de F80 ordenados por %duro y axb (2012 – 2015).

%Duro	F80 [mm]	NºDatos	Axb [t/kWh]
0	87	169	43
5	93	240	45
15	96	252	44
24	97	194	42
35	99	150	41
45	99	77	39
54	99	57	38
64	102	27	36
74	103	23	35
85	104	10	34
97	105	10	33

La simulación para obtener el rendimiento sin pre chancar de los respectivos casos bases (0, 50 y 100% duro) es similar al descrito en el Sección 2.5, con la salvedad que se utilizó un *flowsheet* que describe solo la planta de molienda SAG (Figura A.VIII.2) y se utilizaron relaciones empíricas para predecir el A, b, t_a y SG (Ecuaciones A.VIII.1, A.VIII.2 y A.VIII.3).

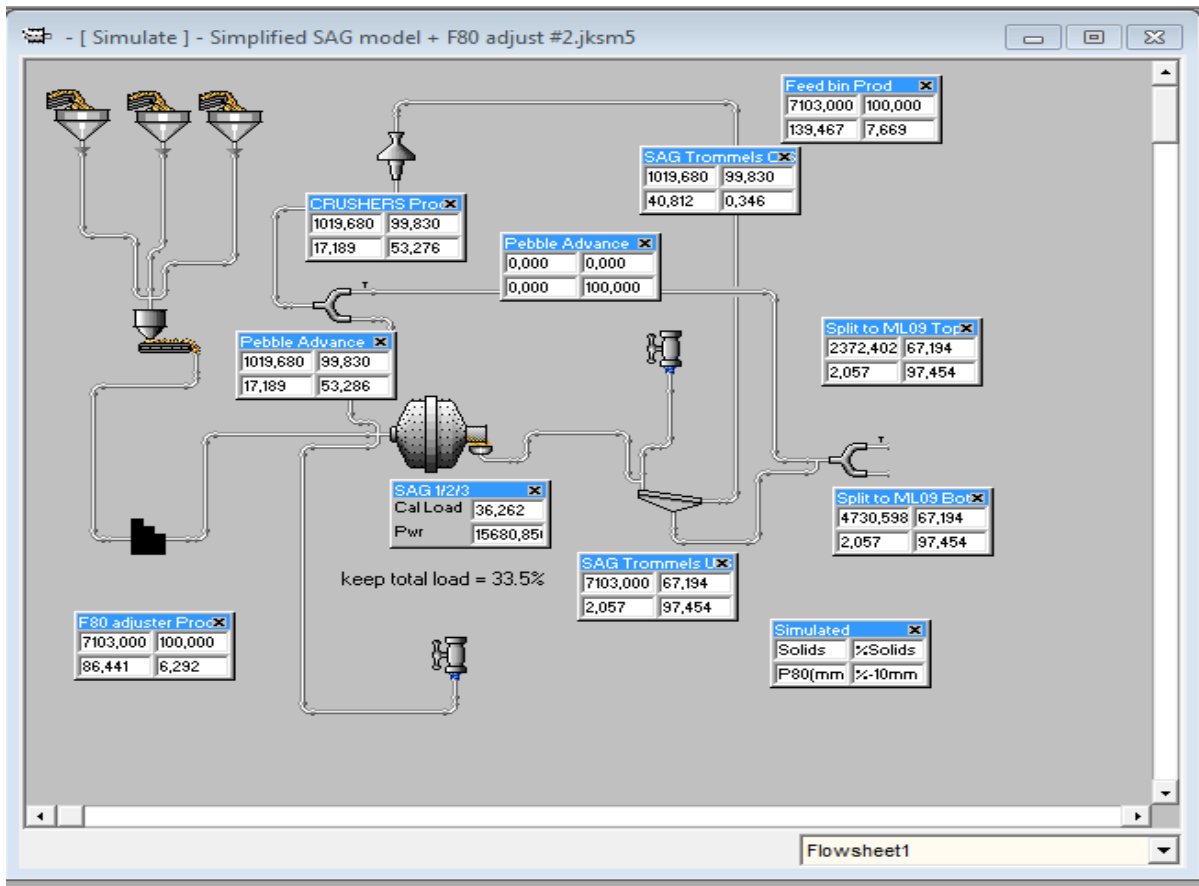


Figura A.VIII.2 Simulador JKSimMet SAG.

$$A = 60,647 \cdot b^{-0,392} \quad \text{A.VIII.1}$$

$$t_a = 0,00542 \cdot Axb + 0,18245 \quad \text{A.VIII.2}$$

$$SG = 3,2017 \cdot b^{-0,058} \quad \text{A.VIII.3}$$

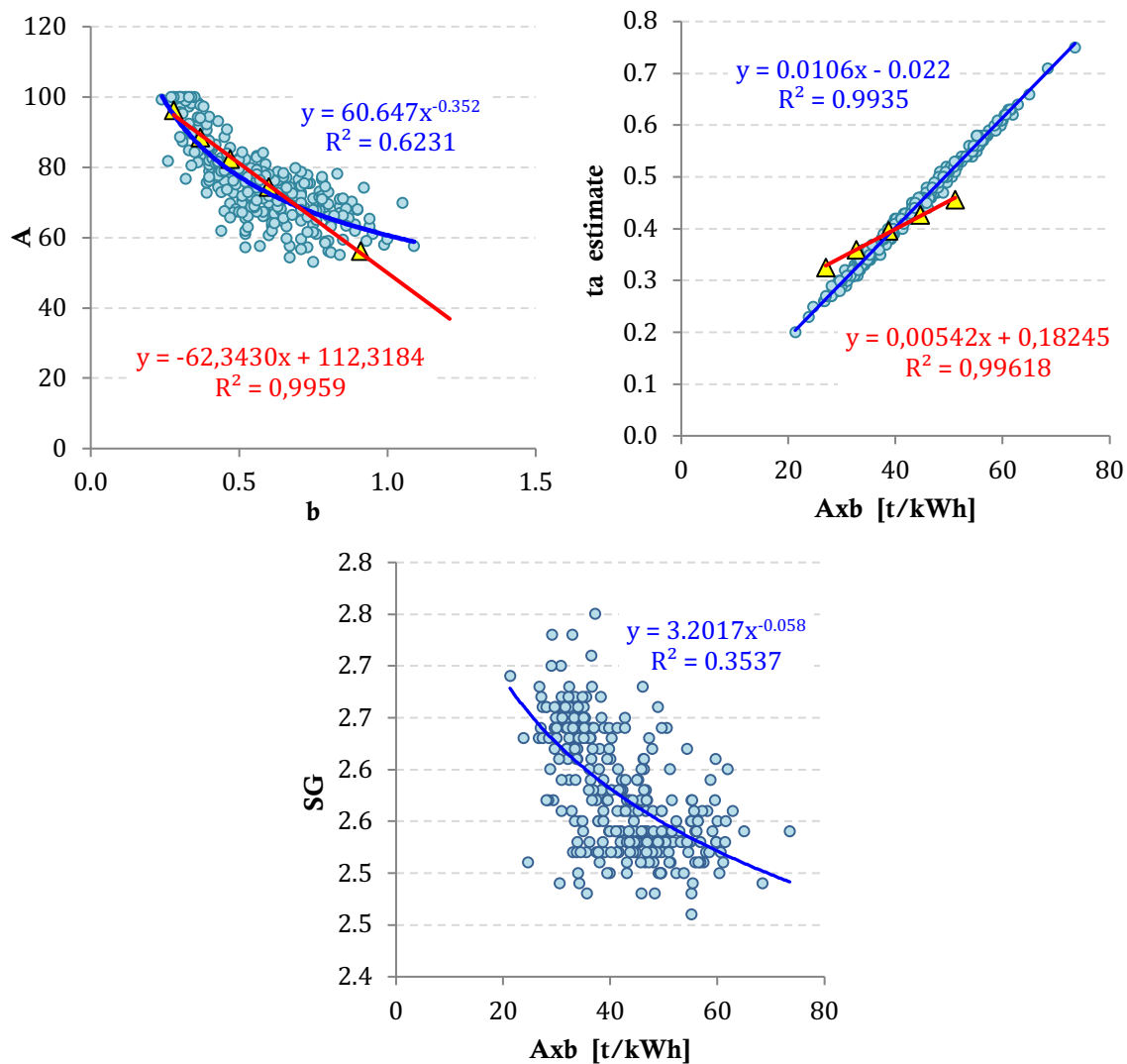


Figura A.VIII.3 Relaciones empíricas A, b, ta y SG , 2010 – 2015 (Contreras, 2015).

Las relaciones empíricas se obtuvieron a partir de un estudio realizado por Contreras (2015), entre el período 2010 y 2015 a partir de la data real obtenidas de las pruebas de molienda SGS. En Figura A.VIII.2, los puntos celeste corresponde a los datos reales, mientras que los triángulos amarillos es la relación existente que utiliza aproximadamente JKSImMet. El resultado del tonelaje sin pre-chancancar es presentado en la la Tabla A.VIII.2. Luego, utilizando la curva de distribución original sin pre-chancancar más la distribución generada por el pre-chancador (Contreras, 2015), se construyen las curvas con efecto de pre-chancado a partir de una ponderacion de masas de acuerdo al aporte de la planta de molienda SAG sin prechancar y de la planta de pre-chancado.

Tabla A.VIII.2 Resultados tonelaje y curvas de distribución sin pre-chancar.

%Duro	0%	50%	100%
tph sin-prechancar	7085	6308	5550
Axb [t/kWh]	43	39	33
F80 [mm]	87	97	105
%1,25 [pulg]	39,23	35,77	33,57
mm	Distribución Original		
287,40	100,00	100,00	100,00
203,20	100,00	99,96	99,96
152,40	98,39	96,36	96,36
127,00	93,82	90,37	90,37
101,60	86,38	81,95	81,95
76,20	74,40	69,36	69,36
63,50	66,34	61,44	61,44
50,80	56,65	52,25	52,25
38,10	44,84	40,68	40,68
25,40	32,30	29,79	29,79
19,05	25,65	23,41	23,41
12,70	17,07	15,05	15,05
9,53	12,15	10,66	10,66
6,35	7,79	6,99	6,99
3,35	4,11	3,69	3,69
2,36	2,90	2,60	2,60
1,70	2,09	1,88	1,88
1,18	1,45	1,31	1,31
0,85	1,05	0,94	0,94
0,60	0,74	0,67	0,67
0,43	0,52	0,48	0,48
0,30	0,37	0,34	0,34
0,21	0,26	0,24	0,24
0,15	0,19	0,17	0,17
0,11	0,13	0,13	0,13
0,08	0,09	0,09	0,09
0,05	0,06	0,07	0,07
0,05	0,05	0,06	0,06
0,04	0,05	0,05	0,05
0,00	0,00	0,00	0,00

Un ejemplo, se muestra en la [Tabla A.VIII.3](#), donde el área sombreada representa las curvas de distribución con efecto de pre-chancado de 1000 [ktpd] y 100% duro. Estas curvas son ingresada al simulador para los distintos casos de aporte de tonelaje de la planta de pre-chancado (1000 – 15.000 [ktpd]) en combinación de los distintos casos bases escogidos (0, 50 y 100% duro). Luego los resultados de las simulaciones se muestran en las [Tablas A.VIII.4](#), [A.VIII.5](#), [A.VII.6](#), [A.VIII.7](#), [A.VIII.8](#), [A.VIII.9](#), [A.VIII.10](#), [A.VIII.11](#) y [A.VIII.12](#)

Tabla A.VIII.3 Ejemplo curvas de distribución efecto de pre-chancado caso base 100% duro y aporte de la planta de pre-chancado de 1000[ktpd].

Distribución Caso Base (Sin Pre-Chancar)		Distribución Generado por el Pre-Chancador (P80=31,75 [mm])							Distribución con Efecto del Pre-Chancado						
rendimiento SAG [tph]	5550								5588	5588	5589	5588	5589	5588	5588
F80 [mm]	105	31,75							104,5						
%1,25 [pulg]	33,75	-							33,91	33,92	33,92	33,92	33,92	33,92	33,92
mm	Original	Survey	Finer1	Finer2	Finer3	Finer4	Coarser1	Coarser2	Survey	Finer1	Finer2	Finer3	Finer4	Coarser1	Coarser2
287,4	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
203,2	99,65	100	100	100	100	100	100	100	99,65	99,65	99,65	99,65	99,65	99,65	99,65
152,4	94,27	100	100	100	100	100	100	100	94,31	94,31	94,31	94,31	94,31	94,31	94,31
127	87,74	100	100	100	100	100	100	100	87,83	87,83	87,83	87,83	87,83	87,83	87,83
101,6	78,64	100	100	100	100	100	100	100	78,8	78,8	78,8	78,8	78,8	78,8	78,8
76,2	65,92	99,7	99,63	99,54	99,55	99,55	99,77	99,89	66,17	66,17	66,17	66,17	66,17	66,17	66,18
63,5	58,03	98,46	98,25	98,14	98,12	98,13	98,7	99,19	58,33	58,33	58,33	58,33	58,33	58,34	58,34
50,8	48,96	94,72	94,57	94,58	94,5	94,31	94,94	95,58	49,3	49,3	49,3	49,3	49,3	49,31	49,31
38,1	38,23	86,73	86,67	86,73	86,65	86,13	86,85	87,42	38,59	38,59	38,59	38,59	38,59	38,6	38,6
25,4	27,94	71,05	71,61	72,9	72,2	72,99	70,57	70,19	28,26	28,27	28,28	28,27	28,28	28,26	28,26
19,05	21,6	60,41	61,28	63,15	62,17	63,48	59,58	57,85	21,89	21,9	21,91	21,9	21,91	21,89	21,87
12,7	13,7	46,22	48,25	52,47	50,31	54,28	44,27	41,37	13,94	13,96	13,99	13,97	14	13,93	13,91
9,525	9,788	39,88	42,17	46,85	44,47	48,87	37,61	33,09	10,01	10,03	10,07	10,05	10,08	10	9,96
6,35	6,455	31,61	34,14	39,28	36,67	41,54	29,11	23,78	6,64	6,66	6,7	6,68	6,72	6,63	6,59
3,35	3,41	21,23	24,48	31	27,71	34,1	18	11,62	3,54	3,57	3,62	3,59	3,64	3,52	3,47
2,36	2,403	17,76	21,12	27,85	24,46	31,06	12,88	7,958	2,52	2,54	2,59	2,57	2,62	2,48	2,44
1,7	1,735	14,89	18,43	25,5	21,94	28,92	9,272	5,714	1,83	1,86	1,91	1,89	1,94	1,79	1,76
1,18	1,207	12,59	16,29	23,68	19,96	27,31	6,428	3,965	1,29	1,32	1,38	1,35	1,4	1,25	1,23
0,85	0,87	11,2	14,96	22,46	18,69	26,16	4,625	2,856	0,95	0,98	1,03	1	1,06	0,9	0,88
0,6	0,617	9,94	13,72	21,26	17,47	24,98	3,259	2,016	0,69	0,72	0,77	0,74	0,8	0,64	0,63
0,425	0,44	8,739	12,55	20,13	16,32	23,87	2,304	1,428	0,5	0,53	0,59	0,56	0,62	0,45	0,45
0,3	0,313	7,623	11,46	19,1	15,26	22,87	1,621	1,008	0,37	0,4	0,45	0,43	0,48	0,32	0,32
0,212	0,221	6,628	10,48	18,15	14,3	21,94	1,141	0,712	0,27	0,3	0,36	0,33	0,38	0,23	0,22
0,15	0,158	5,691	9,554	17,24	13,38	21,04	0,802	0,504	0,2	0,23	0,29	0,26	0,31	0,16	0,16
0,075	0,0815	3,881	7,766	15,49	11,61	19,3	0,393	0,252	0,11	0,14	0,2	0,17	0,23	0,08	0,08
0,053	0,0601	3,023	6,924	14,67	10,78	18,48	0,273	0,178	0,08	0,11	0,17	0,14	0,2	0,06	0,06
0,045	0,0519	2,625	6,543	14,3	10,41	18,12	0,229	0,151	0,07	0,1	0,16	0,13	0,19	0,05	0,05
0,038	0,0446	2,238	6,162	13,93	10,04	17,76	0,191	0,128	0,06	0,09	0,15	0,12	0,18	0,05	0,05

0% Duro

Tabla A.VIII.4 Rendimiento planta molienda SAG efecto de Pre-chancado (0% duro).

Rendimiento Planta Molienda SAG [tph]									
Rendimiento Pre-Chancado [ktpd]	Survey	Finer1	Finer2	Finer3	Finer4	Coarser1	Coarser2	Promedio	Desv. Est
1000	7120	7120	7121	7120	7121	7120	7120	7120	0,49
3000	7192	7193	7194	7193	7194	7192	7192	7193	0,90
5000	7265	7266	7268	7267	7268	7263	7263	7266	2,14
7000	7339	7340	7342	7341	7342	7338	7338	7340	1,73
9000	7414	7415	7419	7416	7419	7413	7413	7416	2,57

Tabla A.VIII.5 Efecto de Pre-chancado en el %,1,25 (0% duro).

%1,25 [pulg] Entrada Planta Molienda SAG									
Rendimiento Pre-Chancado [ktpd]	Survey	Finer1	Finer2	Finer3	Finer4	Coarser1	Coarser2	Promedio	Desv. Est
1000	39,47	39,47	39,48	39,47	39,47	39,47	39,47	39,47	0,00
3000	39,95	39,96	39,97	39,96	39,96	39,95	39,95	39,96	0,01
5000	40,43	40,44	40,46	40,45	40,45	40,44	40,43	40,44	0,01
7000	40,92	40,93	40,95	40,94	40,94	40,91	40,92	40,93	0,01
9000	41,4	41,41	41,45	41,42	41,43	41,39	41,4	41,41	0,02

Tabla A.VIII.6 Comparación F80 y %,1,25 con y sin efecto de pre-chancado (0% duro).

Rendimiento Pre-Chancado [ktpd]	F80 s/pre	F80 c/pre	Δ F80	1,25 s/pre	1,25 c/pre	Δ %1,25
1000	87,00	86,68	0,32	39,23	39,47	0,24
3000	87,00	86,03	0,97	39,23	39,96	0,73
5000	87,00	85,38	1,62	39,23	40,44	1,21
7000	87,00	84,73	2,27	39,23	40,93	1,70
9000	87,00	84,08	2,92	39,23	41,41	2,18

50% Duro

Tabla A.VIII.7 Rendimiento planta molienda SAG efecto de Pre-chancado (50% duro).

Rendimiento Planta Molienda SAG [tph]									
Rendimiento Pre-Chancado [ktpd]	Survey	Finer1	Finer2	Finer3	Finer4	Coarser1	Coarser2	Promedio	Desv. Est
1000	6343	6344	6344	6344	6344	6344	6344	6344	0,53
3000	6416	6417	6418	6417	6418	6416	6417	6417	0,82
5000	6492	6492	6494	6493	6494	6492	6492	6493	0,90
7000	6568	6570	6573	6571	6572	6572	6569	6570	1,95
9000	6647	6648	6651	6649	6651	6651	6647	6648	1,99
12000	6766	6767	6772	6769	6771	6771	6766	6768	2,71
15000	6889	6890	6895	6893	6895	6895	6887	6891	3,68

Tabla A.VIII.8 Efecto de Pre-chancado en el %,1,25 (50% duro).

%1,25 [pulg] Entrada Planta Molienda SAG									
Rendimiento Pre-Chancado [ktpd]	Survey	Finer1	Finer2	Finer3	Finer4	Coarser1	Coarser2	Promedio	Desv. Est
1000	36,06	36,06	36,06	36,06	36,07	36,06	36,06	36,06	0,00
3000	36,65	36,65	36,66	36,65	36,55	36,65	36,65	36,64	0,04
5000	37,53	37,24	37,26	37,25	37,25	37,23	37,23	37,28	0,11
7000	37,82	37,83	37,86	37,84	37,85	37,80	37,81	37,83	0,02
9000	38,41	38,42	38,45	38,43	38,45	38,39	38,41	38,42	0,02
12000	39,29	39,30	39,35	39,32	39,33	39,27	39,28	39,31	0,03
15000	40,17	40,19	40,25	40,21	40,22	40,15	40,16	40,19	0,04

Tabla A.VIII.9 Comparación F80 y %,1,25 con y sin efecto de pre-chancado (50% duro).

Rendimiento Pre-Chancado [ktpd]	F80 s/pre	F80 c/pre	Δ F80	1,25 s/pre	1,25 c/pre	Δ %,1,25
1000	97,00	96,57	0,43	35,77	36,06	0,29
3000	97,00	95,71	1,29	35,77	36,64	0,87
5000	97,00	94,84	2,16	35,77	37,28	1,51
7000	97,00	93,98	3,02	35,77	37,83	2,06
9000	97,00	93,12	3,88	35,77	38,42	2,65
12000	97,00	91,83	5,17	35,77	39,31	3,54
15000	97,00	90,53	6,47	35,77	40,29	4,42

100% Duro

Tabla A.VIII.10 Rendimiento planta molienda SAG efecto de Pre-chancado (100% duro).

Rendimiento Planta Molienda SAG [tph]									
Rendimiento Pre-Chancado [ktpd]	Survey	Finer1	Finer2	Finer3	Finer4	Coarser1	Coarser2	Promedio	Desv. Est
1000	5588	5588	5589	5588	5589	5589	5588	5588	0,49
3000	5666	5666	5667	5666	5667	5666	5666	5666	0,49
5000	5750	5751	5752	5751	5752	5750	5751	5751	0,82
7000	5833	5834	5836	5834	5836	5833	5834	5834	1,25
9000	5920	5921	5924	5922	5923	5920	5921	5922	1,51
12000	6044	6045	6049	6047	6049	6043	6044	6046	2,48
15000	6170	6172	6176	6173	6176	6169	6169	6172	3,02

Tabla A.VIII.11 Efecto de Pre-chancado en el %1,25 (100% duro).

%1,25 [pulg] Entrada Planta Molienda SAG									
Rendimiento Pre-Chancado [ktpd]	Survey	Finer1	Finer2	Finer3	Finer4	Coarser1	Coarser2	Promedio	Desv. Est
1000	33,91	33,92	33,92	33,92	33,92	33,92	33,92	33,92	0,00
3000	34,61	34,62	34,63	34,63	34,63	34,61	34,61	34,62	0,01
5000	35,31	36,32	35,35	35,33	35,33	35,31	35,32	35,32	0,01
7000	36,01	36,02	36,06	36,04	36,04	36,01	36,01	36,03	0,02
9000	36,71	36,72	36,77	36,74	36,75	36,7	36,71	36,73	0,03
12000	37,76	37,78	37,84	37,8	37,81	37,75	37,76	37,79	0,03
15000	38,81	38,83	38,90	38,86	38,87	38,79	38,81	38,84	0,04

Tabla A.VIII.12 Comparación F80 y %1,25 con y sin efecto de pre-chancado (100% duro).

Rendimiento Pre-Chancado [ktpd]	F80 s/pre	F80 c/pre	Δ F80	1,25 s/pre	1,25 c/pre	Δ %1,25
1000	105	104,45	0,55	33,57	33,92	0,35
3000	105	103,35	1,65	33,57	34,62	1,05
5000	105	102,25	2,75	33,57	35,32	1,75
7000	105	101,15	3,85	33,57	36,03	2,46
9000	105	100,05	4,95	33,57	36,73	3,16
12000	105	98,40	6,60	33,57	37,79	4,22
15000	105	96,75	8,25	33,57	38,84	5,27

Factibilidad económica planta de pre-chancado

Tabla A.VIII.13 Costos directos planta de pre - chancado

Costos Directos		
% Mineral duro	%	68
Costo produccion Budget 2016 (FY)	cUS\$/lb	95,5
Costo Operación Carguío y Transporte (Chaxa)	US\$/ton	0,765
Costo Fijo Oper. /Mantención Plantas (Servimin)	KUS\$ /12 meses	2.405

Tabla A.VIII.14 Costos variables planta de pre - chancado

	Ppto.	Costos Variables	
	cUS\$/lb	%	cUS\$/lb
Mina	48,43	69	33,5
P&R	50,6	65	32,9
Puerto	2,18	18	0,4
Administration	15,47		
Costo Producción	116,65		
Maquila	28,50	100	28,5
Comercialización	7,73	90	7,0
Costos Variables MLP (Operaciones + comercialización y maquina) (c/lb)			102,2

Tabla A.VIII.15 Costos de insumos planta de pre - chancado

Insumos (12 meses)	
Energía Eléctrica	481
Repuestos y revestimientos	804