

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES
VALPARAÍSO – CHILE



ANÁLISIS, CALIBRACIÓN Y VALIDACIÓN DE MODELOS DE POTENCIA PARA MOLIENDA SAG EN MOLINOS DE 32' X 15'

Memoria de titulación presentada por:

DIEGO ANDRÉS URRUTIA RICOUZ

**MEMORIA DE TITULACIÓN PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO
CIVIL METALÚRGICO**

Profesor Guía:

Waldo Valderrama Reyes

Co Referente:

Claudio Villegas Sánchez

Abril 2019

“Material de referencia, su uso no involucra responsabilidad del autor o de la Institución”

Diego Andrés Urrutia Ricouz

Para mis padres y familia...

AGRADECIMIENTOS

A mi familia por su cariño incondicional. A mis padres Diego y Carla, por ser mi sustento en todo momento y permitirme desarrollar todos mis proyectos sin importar el objeto. A mi hermano Fernando, por acompañarme en los momentos difíciles y nunca dejar de ser especial.

A Waldo Valderrama, por aceptar el desafío de ser mi profesor guía. Y por siempre estar dispuesto a promover el desarrollo del conocimiento.

A Mario Marchese y Felipe Merino, por permitirme desarrollar esta memoria en CodelcoTech para contribuir a mejorar las operaciones de la corporación.

A Claudio Villegas, Jefe de Proyecto de la Gerencia de Proyectos, por ser mi tutor y buscar aumentar mi conocimiento en el background de la operación.

A Álvaro Arriagada y César González, investigadores de la Gerencia de Proyectos por estar pendientes al desarrollo de esta memoria y aportar con ideas.

A los trabajadores de CodelcoTech, por siempre estar dispuestos a contribuir con un granito de arena en conocimiento y nuevas ideas.

A mi tío Armando Olavarría, por la ayuda brindada durante los años de estudio.

A Claudio Sougarret, Gerente Concentradora División Chuquicamata, por contribuir con información junto a su equipo de la Superintendencia de Planificación y Confiabilidad, Erwin Schmidt y Diego Álvarez.

Al cuerpo docente del DIMM junto con los apoyos académicos, por entregar sus conocimientos y amistad durante una bella etapa universitaria.

A las personas que conocí durante mi estadía en la UTFSM y con las cuales formé amistad, en especial a Melissa Rojas.

A todos ellos, ¡muchas gracias!

RESUMEN

El procesamiento de minerales de cobre sulfurado debe ser realizado en instalaciones de chancado y molienda para posteriormente ser flotado y producir el concentrado de cobre. Para el proceso de molienda se utilizan molinos horizontales, los que se clasifican en autógenos (AG), semi-autógenos (SAG) y de bolas.

Para maximizar el rendimiento del proceso y reducir el impacto de los costos, es necesario aumentar la producción del molino SAG y operar en el punto óptimo económico determinado por un nivel de carga y bolas específico. Para predecir el nivel de bolas se utilizarán los modelos de potencia, los que permiten generar un control predictivo de la operación y realizar un seguimiento diario en base a datos representativos del día, con el fin de conocer las condiciones operacionales y generar correcciones pertinentes para obtener el óptimo operacional.

El objetivo de esta memoria es analizar, calibrar y validar modelos de potencia en un molino SAG de 32' x 15'. Para efectos de cálculo operacional, se consideraron los modelos de Arbiter-Harris, Austin, Bond, Hogg-Fuerstenau y Morrell, ya que utilizan variables medidas a diario en la operación. Para la calibración se busca minimizar el error entre la potencia real y la modelada, los datos utilizados fueron obtenidos mediante Crash Stop y Grind Out. Para efectos de implementar los modelos a diario y mantener el control, se generaron relaciones metalúrgicas que permiten establecer el nivel de carga al interior del molino. Se validan los modelos utilizando el error absoluto con respecto al nivel de bolas real, utilizando dos métodos. El primero consiste en utilizar la constante de ajuste anterior a la calibración, y el segundo, al promedio acumulado de constantes previas a calibración. Los datos utilizados son propiedad de Codelco Chile y CodelcoTech.

Se concluye que los modelos estudiados son aplicables operacionalmente, la clasificación de modelos con menor error absoluto respecto al nivel de bolas real está dada por Hogg-Fuerstenau (3,4%), Austin (4,3%), Bond (5,0%), Arbiter-Harris (5,4%) y Morrell (8,1%), utilizando el método que promedia las constantes de calibración. Se recomienda implementar el modelo de Hogg-Fuerstenau para realizar el seguimiento diario dada su simpleza y fácil aplicación.

ABSTRACT

The processing of sulphide copper minerals must be carried out in crushing and milling facilities to be floated and produce the copper concentrate. Horizontal mills are used in the milling process, which are classified as autogenous (AG), semi-autogenous (SAG) and ball mills.

To reduce the cost impacts, the performance of the process has to be maximized, it is necessary to increase the production of the SAG mill and operate at the optimum economic point which is determined by a specific charge and grinding media level. Power draw models will be used to predict the grinding media level, which allows a predictive control of the operation based in a representative set of daily data, with the purpose of verifying the operational conditions and to fix any condition to achieve the optimum operational point.

The objective of this report is to analyze, calibrate and validate power models in a SAG mill of 32' x 15'. For operational calculation purposes, Arbiter-Harris, Austin, Bond, Hogg-Fuerstenau and Morrell models were considered, since they use variables measured daily in the operation. For calibration, the method used was error minimizing between the real and modeled power, data obtained by means of Crash Stop and Grind Out were used. For the purpose of implementing the models daily and maintaining control, metallurgical relationships were generated, which allows to establish the level of charge inside the mill and then predict the level of balls. The models were validated using the absolute error with respect to the actual ball level, using two methods. The first one consists in seeing the prediction capacity of the adjustment constant prior to calibration, and the second, the accumulated average of constants prior to calibration. The data used is property of Codelco Chile and CodelcoTech.

It is concluded that the models studied are operationally applicable, the classification of models with the lowest absolute error respect to the actual ball level is given by Hogg-Fuerstenau (3,4%), Austin (4,3%), Bond (5,0 %), Arbiter-Harris (6,4%) and Morrell (8,1%), using the method that averages the calibration constants. It is recommended to implement the Hogg-Fuerstenau model to carry out daily monitoring given its simplicity and easy application.

GLOSARIO

AG	Autógeno.
SAG	Semi-autogeno.
Jb	Nivel de llenado con bolas.
Jm	Nivel de llenado con mineral.
Jc	Nivel de llenado con carga.
Φ_c	Fracción velocidad crítica.
ρ_c	Densidad aparente de carga.
ρ_b	Densidad de bola.
ρ_m	Densidad de mineral.
ρ_p	Densidad de pulpa.
L	Largo de molino.
D	Diámetro molino.
P	Potencia.
PJb	Presión nivel de bolas.
PJm	Presión nivel de mineral.

Davis.

K	Masa de la carga en libras.
r_1	Radio del molino en pies.
N	Velocidad de giro.

Rose & Evans.

ρ	Densidad de bola.
N	Velocidad de rotación del molino (RPM).
N_c	Velocidad crítica del molino.
σ	Densidad de pulpa.
ϕ	Funciones dimensionales.

Bond:

E Porosidad de medios de molienda.

K_B Parámetro de ajuste.

Hogg & Fuerstenau:

α_{HF} Ángulo de inclinación de la carga.

Θ Ángulo relacionado con la fracción de llenado del molino.

K_{HF} Parámetro de ajuste.

Arbiter & Harris.

ρ Densidad de carga.

N Tasa de cambio rotacional.

α_{AH} Ángulo de reposo de carga.

L_f Fracción de carga en el molino.

g Aceleración de gravedad.

K_{AH} Parámetro de ajuste.

Liddell

Y Función de velocidad crítica.

Moys.

W Peso de la carga en N.

C Distancia entre el centro de gravedad y el centro del molino.

α Ángulo de elevación de la carga.

K_{MS} Parámetro de ajuste.

Deff Diámetro en función del espesor de capa centrifugada.

Jeff Función de llenado y del espesor de capa centrifugada.

B Parámetro de ajuste.

Neff Fracción de velocidad crítica en Deff.

Austin.

K_A	Parámetro de ajuste.
A	Variable de ajuste.
W_c	Porcentaje de sólido en carga.
W	Masa de la carga.
V	Volumen del molino.

Morrell.

Θ_T	Ángulo de pie de carga.
Θ_S	Ángulo de hombro de carga.
N_m	Tasa rotacional de la coraza.
g	Aceleración de gravedad.
L_e	Largo efectivo.
L_d	Largo sección cónica.
U	Fracción de llenado pulpa.
K_M	Parámetro de ajuste.

ÍNDICE

AGRADECIMIENTOS	3
RESUMEN	4
ABSTRACT	5
GLOSARIO	6
ÍNDICE	9
ÍNDICE DE TABLAS	11
ÍNDICE DE FIGURAS	12
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN	14
1.1. Introducción general.....	14
1.2. Definición del problema.....	15
1. Factores de diseño permanentes.....	15
2. Factores de diseño modificables.....	16
3. Factores operacionales.....	16
1.3. Hipótesis y Objetivos.....	19
1.3.1. Hipótesis.....	19
1.3.2. Objetivo General.....	19
1.3.3. Objetivos Específicos.....	19
1.4. Metodología a utilizar.....	20
1.5. Estructura de la memoria.....	21
CAPÍTULO 2. FUNDAMENTOS DE MOLIENDA	22
2.1. Proceso de molienda SAG.....	22
CAPÍTULO 3. ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS	27
3.1. Modelos de potencia.....	27
3.1.1. Modelo de Davis.....	27
3.1.2. Modelo de Rose & Evans.....	28
3.1.3. Modelo de Bond.....	29
3.1.4. Modelo de Hogg y Fuerstenau.....	29
3.1.5. Modelo de Arbiter y Harris.....	31
3.1.6. Modelo de Liddell.....	32
3.1.7. Modelo de Moys.....	32
3.1.8. Modelo de Austin.....	33
3.1.9. Modelo de Morrell.....	35

CAPÍTULO 4. CALIBRACIÓN MODELOS DE POTENCIA.	38
4.1. Selección de Modelos.	38
4.2. Obtención de datos.	38
4.2.1. Crash Stop.	39
4.2.2. Grind Out.	39
4.3. Dimensiones Molino SAG.	39
4.3.1. Modelo de desgaste de revestimientos.	40
4.4. Datos para calibración.	42
4.5. Implementación de Modelos.	43
4.6. Calibración modelos de potencia.	45
4.7. Relación parámetros de ajuste y variables operacionales.	46
CAPÍTULO 5. IMPLEMENTACIÓN MODELOS.	50
5.1. Obtención de Datos.	50
5.1.1. PI System.	50
5.2. Criterios de Filtro.	52
5.2.1. Filtro de datos no útiles.	52
5.2.2. Clasificación de Velocidad.	53
5.3. Datos obtenidos.	54
5.4. Análisis de datos.	56
5.4.1. Datos Crash Stop & Grind Out.	57
5.4.1.1. Análisis de Grind Out.	59
5.4.1.2. Datos con Grind Out corregido.	62
5.5. Carguío de bolas.	64
5.6. Nivel de carga.	64
CAPÍTULO 6. VALIDACIÓN MODELOS DE POTENCIA.	65
6.1. Validación 1, constante directa.	65
6.1.1. Análisis Validación 1.	66
6.2. Validación 2, promedio de constantes.	71
6.2.1. Análisis Validación 2.	72
6.3. Comparación Validaciones 1 y 2.	76
6.4. Robustez de los parámetros de ajuste modelo H-F.	79
CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	82
7.1. Conclusiones.	82

7.2. Recomendaciones.	83
REFERENCIAS	84
ANEXO	86
A. Filtro de datos.	86
A.1. Código Macro análisis frecuencias	86
B. Datos diarios.	95
C. Carguío de bolas y nivel de carga.	102
D. Planilla seguimiento diario.	105

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 4.1. Medidas de inspección de revestimientos.	41
Tabla 4.2. Medidas para evaluar desgaste de revestimiento.	41
Tabla 4.3. Tasa de desgaste revestimientos.	42
Tabla 4.4. Datos Crash Stop & Grind Out.	43
Tabla 4.5. Parámetros de ajuste calibradas por modelo.	45
Tabla 5.1. Variables del Proceso en PI System.	51
Tabla 5.2. Valores descartados por falta de información.	52
Tabla 5.3. Clases de velocidad de giro.	53
Tabla 5.4. Valores asociados a la carga de mineral.	57
Tabla 5.5. Equivalencia de 1% de mineral en presión.	57
Tabla 5.6. Presión Jb Corregida.	61
Tabla 5.7. Datos Grind Out corregido.	62
Tabla 5.8. Relaciones de 1% de nivel en presión.	63
Tabla 5.9. Carguío de bolas.	64
Tabla 6.1. Parámetros de ajuste Validación 1.	65
Tabla 6.2. Jb real vs Jb modelos Validación 1, constante directa.	66
Tabla 6.3. Error relativo Jb [%] Validación 1.	67
Tabla 6.4. Diferencia Absoluta Jb real Jb modelo Validación 1.	68
Tabla 6.5. Error absoluto Jb [%] Validación 1.	69
Tabla 6.6. Parámetros de ajuste Validación 2.	71
Tabla 6.7. Jb [%] Validación 2.	72
Tabla 6.8. Error relativo Jb [%] Validación 2.	73
Tabla 6.9. Diferencia Absoluta Jb real y Jb modelo Validación 2.	74
Tabla 6.10. Error absoluto Jb [%] Validación 2.	74

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Forma de la carga al interior del molino.....	23
Figura 2.2. Función Selección Específica.....	24
Figura 2.3. Función Fractura.	25
Figura 2.4. Curva tph vs nivel de bolas.	26
Figura 3.1. Movimiento de carga en cilindro rotatorio.	30
Figura 3.2. Consideraciones de Arbiter y Harris.	31
Figura 3.3. Aproximación de la carga en el molino.	32
Figura 3.4. Corte transversal molino SAG con tapas diferentes.	33
Figura 3.5. Forma de la carga por Morrell.	35
Figura 3.6. Sección transversal molino SAG Morrell.	36
Figura 4.1. Dimensiones del molino.	40
Figura 4.2. Modelo de desgaste de revestimiento.	42
Figura 4.3. Planilla variables operacionales.	44
Figura 4.4. Planilla Modelo Austin.	44
Figura 4.5. Gráfica de intervalos de Variabilidad Parámetros.	46
Figura 4.6. Parámetro de ajuste vs Velocidad modelos A-H y H-F.	47
Figura 4.7. Parámetro de ajuste vs Velocidad modelos Austin, Bond y Morrell.	47
Figura 4.8. Parámetro de ajuste vs Potencia modelos A-H y H-F.	48
Figura 4.9. Parámetro de ajuste vs Potencia modelos Austin, Bond y Morrell.	48
Figura 4.10. Parámetro de ajuste vs %sólido modelos A-H y H-F.	49
Figura 4.11. Parámetro de ajuste vs %sólido modelo Austin, Bond y Morrell.	49
Figura 5.1. Velocidad de operación.	54
Figura 5.2. Presión de operación.	55
Figura 5.3. Potencia vs tiempo.	55
Figura 5.4. %Sólido vs tiempo.....	56
Figura 5.5. Presión de bolas vs Jb.	58
Figura 5.6. Presión de mineral vs Jm.	58
Figura 5.7. Grind Out 27-03-2018.	59
Figura 5.8. Grind Out 11-04-2018.	60
Figura 5.9. Grind Out 28-04-2018.	60
Figura 5.10. Grind Out 26-06-2018.	60
Figura 5.11. Grind Out 27-08-2018.	61
Figura 5.12. Presión mineral corregida vs Jm.	62
Figura 6.1. Jb [%] Validación 1.....	67
Figura 6.2. Error relativo Jb Validación 1.....	68
Figura 6.3. Error Absoluto Validación 1.....	70
Figura 6.4. Jb [%] Validación 2.....	72
Figura 6.5. Error relativo Jb Validación 2.....	73
Figura 6.6. Error Absoluto Validación 2.....	75
Figura 6.7. Promedio Error Absoluto vs Modelos.	76
Figura 6.8. Jb real vs Jb modelo H-F.	77
Figura 6.9. Nivel de carga y bolas diario Modelo H-F, promediando constantes.	77

Figura 6.10. Nivel de carga y bolas diario Modelo H-F, constante fija.	78
Figura 6.11. Histograma de Parámetro alfa.....	80
Figura 6.12. Gráfica de caja Parámetro Alfa.	80

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

A continuación, se presenta el origen del problema que fomenta el desarrollo de esta memoria, la importancia de realizar una mejora en el proceso y su alcance.

1.1. Introducción general

El procesamiento de minerales de cobre sulfurado se debe realizar en instalaciones de chancado y molienda dónde el mineral es transportado desde la mina hasta una etapa primaria de chancado, para luego apilarse a la espera de ser procesado en un molino horizontal. Para este proceso, existen molinos autógenos (AG), semi-autógenos (SAG) y de bolas, en donde la molienda se genera por volteo de la carga. Cada equipo de molienda está compuesto por una coraza cilíndrica protegida por revestimientos intercambiables, cuerpos moledores y carga de mineral.

Actualmente los yacimientos de cobre en Chile presentan disminución de leyes, aumento en la dureza del mineral y mayor contenido de impurezas, lo que se ve reflejado en un aumento de los costos de producción. Para reducir este impacto, se busca que la unidad de molienda SAG maximice su rendimiento. Para esto, se pueden generar algunas mejoras en revestimientos, tamaño de bolas, diseño de parrillas y control en los niveles de llenado. La problemática que se presenta en la molienda SAG es cómo lograr la máxima eficiencia de molienda, sin descuidar la calidad del producto que se entrega a flotación. Para esto, se debe estudiar la cantidad de medios de molienda y carga presentes al interior del molino, una carga balanceada de medios de molienda y mineral que maximiza el llenado, permite maximizar el tratamiento de alimentación a una disponibilidad de potencia determinada sin descuidar el producto que se envía a flotación. Es aquí, donde los modelos de potencia permiten realizar un control predictivo de la operación. Estimar el nivel de bolas y el de carga total mediante el uso de modelos de potencia permite conocer el punto de operación y compararlo con el punto óptimo económico sin ser un método invasivo, permitiendo a CodelcoTech generar las correcciones pertinentes y establecer las condiciones óptimas de trabajo.

El estudio de los modelos de potencia se realizó para un molino SAG de 32' x 15', perteneciente a la Corporación Nacional del Cobre de Chile, en adelante Codelco Chile. Todos los datos presentados son propiedad de Codelco Chile y CodelcoTech.

1.2. Definición del problema.

La molienda SAG debe asegurar granulometría de alimentación para flotación, asegurar disponibilidad y maximizar el rendimiento del equipo. La última condición se refiere a que la operación del molino se encuentre en su punto de máxima eficiencia, lo que significa maximizar la alimentación al equipo sin descuidar el tamaño granulométrico del producto que va a flotación.

La eficiencia de operación del molino SAG es función de su propia estructura permanente, de parámetros que se definen en un horizonte de meses tras cada reemplazo de piezas de desgaste, y de factores netamente operacionales que varían en escalas de tiempo de horas a minutos.

La primera categoría de factores incluye las dimensiones del molino, la potencia del motor, las perforaciones del casco, su sistema de descarga y la estructura del circuito en el que está inmerso. Todos ellos se definen en la etapa de diseño de la planta y no se modifican, salvo a través de proyectos de inversión mayores. En la segunda categoría se encuentran el perfil del revestimiento, el diseño de las parrillas de descarga, y/o cambios en materiales, que son objeto de mejora continua. En la tercera categoría se encuentran la velocidad de giro, la definición del nivel de carga, tanto de bolas como de mineral, el tamaño de la recarga de bolas, el flujo de alimentación, el flujo de agua, la granulometría de entrada, la dureza del mineral, la recarga de bolas, y el contenido de arcillas, por su impacto en la viscosidad de pulpa.

1. Factores de diseño permanentes.

El molino debe tener un tamaño que permita asegurar la producción, por lo tanto, existe un volumen limitado para cierta cantidad de mineral al interior del molino, donde se debe lograr una combinación entre carga de mineral y acero que no sobrepase el límite de seguridad.

El diseño del sistema hidráulico presenta limitaciones en cuanto a peso, si el molino sobrepasa la presión máxima no podrá rotar sobre los descansos, por lo que se debe controlar el tonelaje de alimentación y nivel de medios de molienda.

Basado en las limitaciones de peso y volumen, existe una disponibilidad de potencia asociada al motor que permite que este equipo gire hasta ciertas condiciones de carga.

Al ser sobrepasadas las condiciones, no se permitirá la operación del equipo y se deberá descargar manualmente para facilitar el giro.

El molino cuenta con una resistencia estructural, dada por los materiales utilizados en la estructura y la combinación de secciones. Al sobrepasar el peso límite, la estructura se deformará y si se sigue aumentando el peso el molino se fracturará. Por lo que se debe operar en el rango de condiciones establecidas por las limitaciones mencionadas anteriormente.

2. Factores de diseño modificables

Se puede detallar el perfil de revestimiento, que va a definir las velocidades a las cuales el molino puede operar de forma eficiente y segura sin producir golpeteo en los lifters.

Las parrillas de descarga deben asegurar un flujo de salida tal que no reduzca la alimentación al molino, por lo que se debe definir un tamaño de slot adecuado. Si se tapan las parrillas, el flujo de descarga disminuye y por lo tanto se debe disminuir la alimentación.

Los cajones de descarga deben asegurar un flujo de descarga de pulpa, de tal forma que no afecte el flujo de alimentación al molino y que sea capaz de alimentar el proceso de flotación.

3. Factores operacionales

Por otro lado, se encuentran las variables operacionales que permiten generar mejoras diarias para lograr la producción óptima. Se puede detallar el nivel de carga, el que permite maximizar el llenado del molino y por lo tanto aumentar el tonelaje. Este nivel está compuesto por un nivel de bolas, que logra mantener el flujo de alimentación de mineral para maximizar la producción sin afectar la calidad del producto a flotación. Un nivel de bolas deficiente genera una disminución en la producción, ya que los medios de molienda no tendrán la capacidad para procesar el mineral que ingresa, por lo tanto para evitar que el nivel de carga aumente al interior del molino se debe disminuir la alimentación. Por otro lado, un elevado nivel de bolas reduce el flujo de alimentación y afecta el tamaño del producto afinándolo, generando un mayor consumo de medios de molienda.

El nivel de mineral debe estar en razón con el nivel de bolas, de tal forma que no se produzca un aumento del nivel en el molino y que no sobrepase la disponibilidad de potencia del motor, de tal forma que se maximice la alimentación al equipo. Debe existir un flujo de mineral que alimente el molino, tal que permita mantener el flujo de descarga sin afectar el nivel de carga al interior del equipo. Este flujo debe ser según la disponibilidad de medios de molienda, de tal forma que no afecte la calidad del producto que alimenta la flotación.

El molino debe tener una granulometría de alimentación que permita lograr una granulometría de descarga adecuada para el proceso de flotación con la ayuda de los medios de molienda, de tal forma que no se generen alteraciones a la calidad del producto.

El molino debe ser alimentado con un porcentaje de sólido tal que permita mantener un flujo de alimentación de mineral que mantenga la granulometría de descarga a flotación.

La velocidad de giro del molino va a determinar la velocidad de alimentación y descarga, una velocidad alta genera una descarga de mineral más rápida, mientras que una velocidad baja reduce la descarga de mineral y por consiguiente, afecta el tiempo de residencia del mineral en el equipo. El tamaño con que el mineral es descargado se ve afectado.

Debe contar con una recarga de bolas tal que permita mantener el nivel de bolas al interior del molino de acuerdo con el desgaste de acero producido por el efecto de la molienda, y que permita maximizar el flujo de alimentación sin afectar el tamaño granulométrico de la descarga.

El punto óptimo de operación se define como la combinación de variables que permiten maximizar la alimentación sin descuidar la calidad del producto.

Su logro supone armonizar el nivel de bolas mediante una recarga adecuada, para que con una alimentación de una granulometría dada se obtenga un llenado global, que dentro de la disponibilidad de potencia maximice el tonelaje sin ver afectada la calidad del producto que alimenta la flotación.

¿Cómo se puede determinar esos parámetros? Para ello se recurre a modelos cinéticos de conminución, que proponen valores de carga óptima de medios de molienda y mineral tal que logran maximizar la alimentación fresca del molino bajo una determinada disponibilidad de potencia. Sin embargo, dado que no hay instrumentación confiable para determinar la composición de la carga en términos de mineral y medios de molienda, se debe buscar la forma de evaluar la condición en que se está operando el molino a diario para generar control de la operación y verificar que las condiciones definidas por el modelo están siendo cumplidas. Para conseguir esto se debe evaluar el nivel de bolas, ya que el nivel de carga se conoce mediante inspecciones periódicas y relaciones metalúrgicas.

Una alternativa para estimar el nivel de bolas al interior del molino es implementar modelos de potencia. Dichos modelos dependen de la composición de la carga y de las condiciones operacionales, por lo que pueden ser utilizados en forma inversa: conociendo la potencia consumida y el nivel de carga, se puede predecir el nivel de bolas. Esta aproximación permite generar un seguimiento de la operación utilizando variables disponibles industrialmente en forma no invasiva.

La lógica de este método es obtener valores medios de los diversos parámetros del modelo en un período de tiempo acotado y buscar el nivel de bolas que genere el mejor ajuste entre la potencia predicha y la efectivamente observada. Esto puede implementarse según promedios diarios, o mediante promedios de períodos más breves.

Al utilizar modelos de potencia, se puede mejorar el control de la operación y establecer las condiciones operacionales que maximizan la producción: conocer el nivel de bolas mediante la ayuda de modelos de potencia permite evaluar si se debe aumentar tonelaje de alimentación, o recarga de medios de molienda para variar el nivel de bolas, o establecer las condiciones que logran maximizar el rendimiento sin perjudicar el producto que va a flotación.

Finalmente, determinar un modelo de consumo de potencia adecuado para un molino SAG, permite establecer un control predictivo de la operación, además, adicionando variables operacionales permite determinar la capacidad operacional del equipo y aplicar las mejoras correspondientes para lograr maximizar el rendimiento.

1.3. Hipótesis y Objetivos.

1.3.1. Hipótesis

- Se puede estimar el nivel de bolas mediante el uso de modelos de potencia, con un error de $\pm 5\%$.

1.3.2. Objetivo General.

- Calibrar y validar un modelo de demanda¹ de potencia para molienda SAG en molinos de 32' x 15'.

1.3.3. Objetivos Específicos.

- Estudiar y seleccionar modelos de potencia aplicables según variables operacionales.
- Determinar el modelo de demanda¹ de potencia que genere el menor error entre los datos teóricos y operacionales.
- Evaluar capacidad de ajuste del modelo, bajo condiciones de operación variables.

¹ Inicialmente se utilizó el término consumo de potencia, pero en estricto rigor lo que se evalúa es la demanda de potencia para ejecutar el trabajo del molino.

1.4. Metodología a utilizar.

Para iniciar el estudio de los modelos de potencia, se estudiarán los modelos que permitan realizar cálculos mediante información obtenida en línea desde la planta. Es decir, que no presenten limitaciones de información operacional.

Se analizará un periodo de 8 meses a contar de marzo de 2018 hasta octubre de 2018, puesto que se cuenta con datos de inspecciones de Crash Stop y Grind Out para ese intervalo de tiempo.

Para evaluar el nivel de bolas se utilizarán los modelos de potencia, donde se busca igualar la potencia del día con la potencia modelada ajustando el nivel de bolas. Para esto, se debe generar un set de datos representativo de la operación, el cual va a depender de una clasificación de la velocidad de giro del equipo. Se deben calibrar los modelos de potencia con la ayuda de las condiciones operacionales asociadas a cada Crash Stop y Grind Out, con el objeto de implementar los modelos día a día.

El análisis de los datos se basa en un estudio a cada minuto de la velocidad de giro, presión de los descansos, %sólido, potencia, y tonelaje de alimentación. Se definirán clases de velocidad en base a los datos del día y se seleccionará la clase de velocidad más frecuente. La clase seleccionada permitirá generar un promedio representativo del día asociado a las variables mencionadas anteriormente.

Luego de generar el set de datos promedio para cada día, se evaluará el nivel de bolas con los modelos de potencia, para lo cual se debe predecir el nivel de carga diario. El método de predicción del nivel de carga se basará en el nivel real dado por Crash Stop, luego con ayuda diaria de la recarga de bolas, velocidad de giro, presión en los descansos y potencia se estimará el cambio de nivel de carga con la ayuda de relaciones metalúrgicas. Las relaciones serán obtenidas del análisis de los datos de Crash Stop y Grind Out.

Finalmente se buscará validar los modelos de potencia, con el objeto de evaluar que metodología permite predecir de mejor forma el nivel de bolas en el molino.

1.5. Estructura de la memoria.

Este documento se encuentra distribuido en 7 capítulos, los cuales se describen a continuación.

- Capítulo 1, realiza la presentación del tema, se trata la problemática y se define el alcance.
- Capítulo 2, describe el proceso teórico de la molienda.
- Capítulo 3, entrega los antecedentes teóricos de los modelos de potencia donde se realiza un estudio de los principales modelos, se presentan sus ecuaciones y variables influyentes para determinar la potencia.
- Capítulo 4, presenta la forma de calibrar los modelos de potencia seleccionados según la disponibilidad de variables operacionales con los datos obtenidos en los Crash Stop y Grind Out realizados.
- Capítulo 5, consiste en la implementación de los modelos de potencia para generar el control diario del nivel de bolas. Se presentan las relaciones obtenidas y las correcciones realizadas al set de datos.
- Capítulo 6, se basa en la validación de los modelos de potencia utilizando dos metodologías para predecir el nivel de bolas. Se introducen los resultados obtenidos donde se estudia el ajuste de los modelos.
- Capítulo 7, presenta las conclusiones generadas en esta memoria y las recomendaciones para futura implementación.
- Anexo, se presentan códigos relevantes y datos utilizados en el desarrollo de esta memoria.

CAPÍTULO 2. FUNDAMENTOS DE MOLIENDA

A continuación, se presentan los fundamentos del proceso de molienda.

2.1. Proceso de molienda SAG.

El mineral luego de ser acarreado al chancador primario es acumulado en un stock pile que alimenta el proceso de molienda SAG. Bajo ciertas condiciones operacionales, los molinos SAG pueden reemplazar equipos de reducción de tamaño secundarios [1], siendo equipos cilíndricos de relaciones D/L de 3 tipos: razón de relación alta, donde el diámetro es de 1,5 a 3 veces el largo. Molinos cuadrados, los cuales presentan una relación ~ 1 , ya que el diámetro es aproximadamente igual al largo, y finalmente molinos de bajo aspecto, los que presentan una relación D/L que se encuentra entre 0,33-0,66 [2]. La relación L/D tiene impacto y abrasión diferentes según las medidas, por ejemplo, las industrias americanas creen que el impacto es importante, por lo que utilizan diámetros mayores y favorecen la velocidad del mineral al bajar por su trayectoria [1].

El proceso de molienda se produce por volteo de la carga con ayuda de cuerpos molidores donde el tamaño de las bolas viene dado por la energía de fractura que posee el mineral. Para determinar este tamaño se utilizan las curvas de fractura y selección de molienda obtenidas mediante ensayos de laboratorio.

En los inicios de la molienda SAG, la carga de bolas utilizada era un 3% del volumen del molino, sin embargo mediante estudios realizados, se ha llegado a utilizar un 20% de carga de bolas para optimizar el proceso [1]. De igual forma, se ha estudiado la alimentación de carga mineral, aumentando el contenido de mineral fino al interior del molino para favorecer la molienda.

El proceso de fractura en molienda SAG conlleva 3 fenómenos principales [3], los cuales son: Impacto, donde las partículas frágiles se parten en múltiples fragmentos de menor tamaño debido a la acción de impacto del medio de molienda. Abrasión, siendo el mecanismo de desgaste gradual y continuo de las partículas, caracterizado por el redondeamiento y eliminación de aristas, produciendo gran número de fragmentos. Y finalmente, atrición, que es la suma de abrasión más astillamiento, el cual consiste en redondear las rocas irregulares a piedras aproximadamente esféricas [4].

La carga al interior del molino adopta forma similar a un riñón, en el cual se pueden identificar el pie o “toe”, que es la parte baja de la carga. El hombro o “shoulder”, que es el punto máximo que alcanza el mineral y los cuerpos moledores en su desplazamiento, y el cuerpo de la carga. En la Figura 2.1, se puede observar gráficamente la forma que adopta la carga.

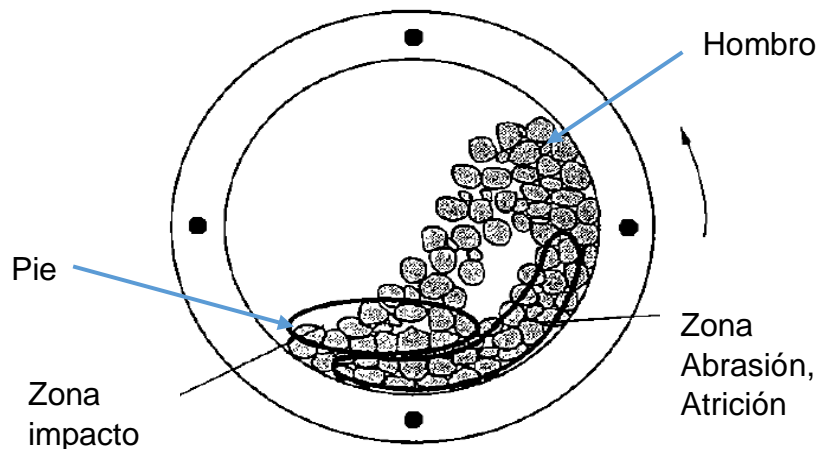


Figura 2.1. Forma de la carga al interior del molino.

Se definen 2 regiones donde ocurre la fractura, la primera es en el pie, donde ocurre fractura por impacto, dependiendo de la frecuencia con que la carga da vuelta y de la energía generada en el impacto. La segunda es en el cuerpo de la carga en donde la carga no se mueve como un cuerpo sólido, sino como una serie de capas que resbalan unas sobre otras promoviendo la fractura por abrasión y atrición [3].

Un proceso de conminución puede ser representado matemáticamente por una ecuación general de balance, en donde se consideran la velocidad específica con que las partículas de cada tamaño son fracturadas por una unidad de tiempo o energía, la distribución de tamaño como resultado del evento de fractura para cada partícula, y una posible clasificación al interior del equipo de conminución [5]. En pocas palabras, el modelo simplificado de molienda depende de la función selección y función fractura.

Se debe muestrear alimentación y descarga en el molino para poder determinar los parámetros cinéticos y de fractura, para posteriormente simular el proceso.

La función selección o S, está relacionada con la cinética de fractura de cada partícula, representando una fracción de tamaño que es fracturada en un intervalo de tiempo

Análisis, calibración y validación de modelos de potencia para molienda SAG en molinos de 32' x 15'. 24

pequeño. Sin embargo, como la molienda es controlada por el consumo específico de energía, se debe utilizar la función selección específica de fractura. Esta función guarda relación con la probabilidad de fractura a un incremento energético, y viene asociada a 3 mecanismos de acción. Los cuales son acción de la bola sobre la partícula para producir la fractura, acción de la roca sobre la partícula para producir fractura de esta, siendo menos eficiente que la acción del cuerpo moledor, y finalmente la autofractura de las rocas, viéndose favorecida a mayores tamaños de roca [5] según se puede apreciar en la Figura 2.2. La curva resultante es el promedio de los 3 mecanismos presentados anteriormente.

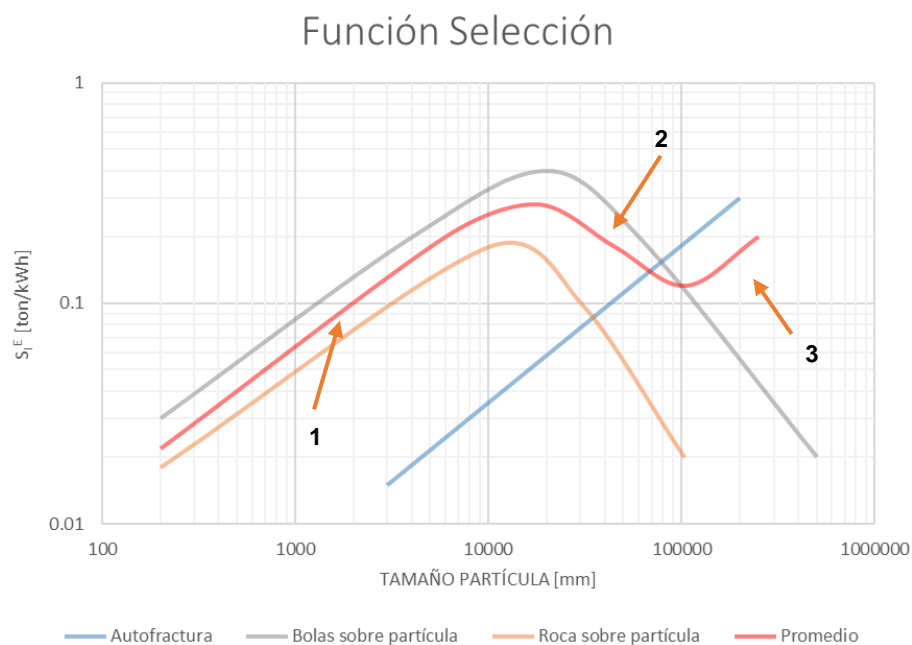


Figura 2.2. Función Selección Específica.

Se pueden distinguir 3 regiones en la Figura 2.2, definidas por los mecanismos descritos anteriormente, donde la región 1 establece un aumento constante en la velocidad de fractura. La región 2 presenta un comportamiento anormal de fractura ya que las partículas comienzan a ser más grandes que las bolas, por lo que la velocidad de fractura disminuye generándose partículas de diámetro crítico o “pebbles”. Finalmente, la región 3 evidencia que el mecanismo principal existente es la autofractura [6].

A su vez, la función fractura B representa una fracción de tamaño que al ser fracturada genera una nueva distribución granulométrica, es decir, luego del incremento energético es donde se reportan las partículas generadas. Es invariante de las condiciones de

Análisis, calibración y validación de modelos de potencia para molienda SAG en molinos de 32' x 15'. 25 operación, ya que es intrínseco del mineral [7]. En la Figura 2.3 se puede ver el comportamiento de un mineral genérico a la fractura, para diferentes fracciones de tamaño, siendo la fracción 1 la más gruesa, y fracción 2 el mineral fino.

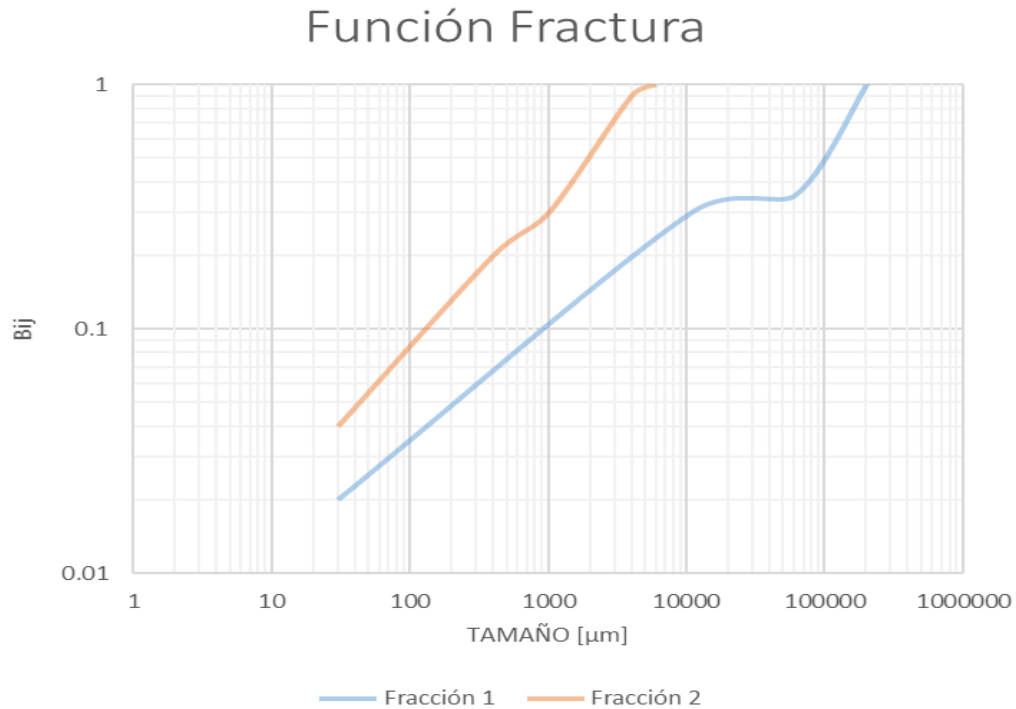


Figura 2.3. Función Fractura.

Conocidos los parámetros cinéticos y de fractura, se puede continuar con la simulación del proceso y generar el modelo de conminución, donde entran en juego las variables operacionales como: nivel de llenado con bolas y carga, velocidad de giro, y dimensiones del equipo. Al realizar la simulación, se puede establecer el punto óptimo de operación según las condiciones operacionales dadas.

Modelar el proceso de molienda permite generar las curvas de operación bajo diversos escenarios posibilitando la evaluación del rendimiento del equipo. Un análisis de la potencia puede ir relacionado a un nivel de llenado de bolas fijo, con nivel de carga variable, o también se puede generar en función del tonelaje, con lo cual se puede analizar el óptimo operacional. La Figura 2.4 muestra curvas generadas gracias a la alimentación fresca del molino y los niveles de bolas, se diferencia por niveles de carga en el molino.

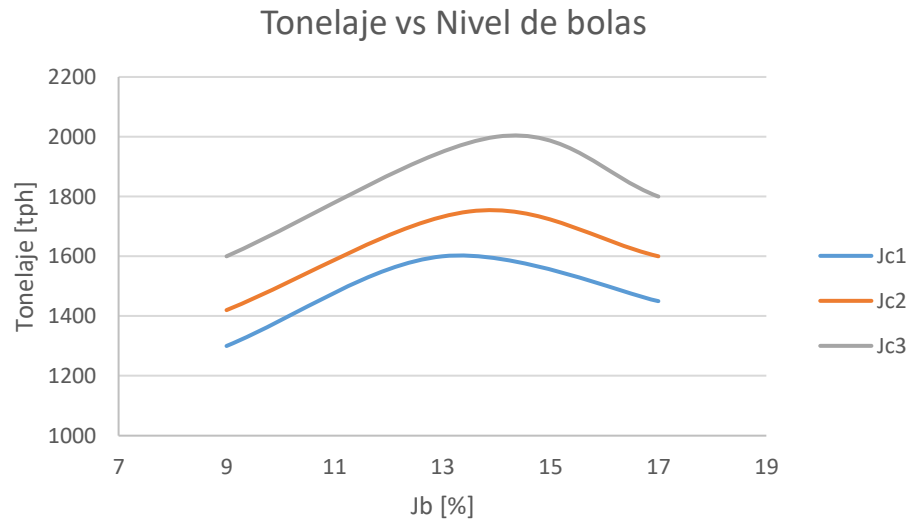


Figura 2.4. Curva tph vs nivel de bolas.

El uso de las curvas presentadas anteriormente permite llevar el control de la operación, permitiendo realizar la comparación del punto actual con el punto óptimo definido por el modelo de conminución desarrollado para cada operación, definiendo el punto óptimo donde se maximiza el tonelaje según la disponibilidad de potencia. Si la operación se encuentra a la derecha del punto óptimo se aumenta el consumo de bolas y energía, al estar operando a la izquierda del punto óptimo, se está procesando menos tonelaje. Mediante estos estudios se pueden generar mejoras a la operación y reducir costos asociados a una producción deficiente.

CAPÍTULO 3. ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS

A través del tiempo, se pueden diferenciar 3 grupos principales de modelos de potencia, el primero es considerando el movimiento de las partículas, para esto se realizaron estudios de laboratorio y algunas pruebas industriales. Luego están los modelos basados en el brazo de torque y la velocidad de giro, y finalmente están los modelos que consideran la trayectoria que generan las partículas al interior del molino mientras adquieren energía. A continuación, se presenta una descripción de diversos modelos de potencia y sus ecuaciones.

3.1. Modelos de potencia.

Un modelo de potencia es una relación matemática en función de variables operacionales, variables geométricas, niveles de carga y bolas que permite conocer la demanda de potencia del equipo. Cada modelo cuenta con un parámetro de ajuste, que permite ser calibrado para reducir el error de la predicción. Se utilizan los modelos de potencia para el cálculo de potencia o niveles al interior de molino, ya que son un método poco invasivo que requiere controles periódicos sin efectuar modificaciones importantes en la operación.

3.1.1. Modelo de Davis.

En 1919 Davis formuló un modelo de potencia empírico basado en el tratamiento teórico del movimiento de las partículas al interior de un molino, bajo la influencia de la gravedad y la fuerza centrífuga. La ecuación desarrollada funciona para la velocidad óptima de operación, definiéndola como la velocidad donde se maximizan los impactos de las partículas. Sin embargo, no se entregó evidencia de una predicción certera del consumo de potencia en molinos industriales, puesto que el desarrollo del modelo se basó en molinos de 3" de diámetro [8].

A continuación, se presenta la ecuación (3.1) obtenida para calcular la potencia en [hp].

$$P [hp] = W r_1^{\frac{3}{2}} \left\{ 0,004467 \frac{1 - K^3}{(1 + K^2)^{\frac{1}{8}}} - 0,0037 \frac{1 - K^5}{(1 + K^2)^{\frac{3}{8}}} + 0,00088 \frac{(1 - K^7)}{(1 + K^2)^{\frac{5}{8}}} \right\} \quad (3.1)$$

El parámetro K es función del nivel de carga, determinándose según la ecuación (3.2):

$$K = -0,024 + 0,39\sqrt{7 - 10 J_c} \quad (3.2)$$

Sin embargo, este modelo solo puede aplicarse si la velocidad de giro es la definida por la ecuación (3.3):

$$N = \frac{48,948}{r^{0,5} (1 + K^2)^{0,25}} \quad (3.3)$$

3.1.2. Modelo de Rose & Evans.

Modelo empírico basado en un mecanismo de accionamiento instrumentado de laboratorio. Se determinó el efecto de un amplio rango de variables de operación y diseño en un molino experimental con diámetro menor a 3". En 1956 se pudo establecer una ecuación de consumo de potencia basada en análisis dimensional, estableciendo la mayor cantidad de factores que afectaban a la potencia en la época. Se realizaron pruebas industriales en molinos de 6' de diámetro y 22,5' de largo, subestimando el consumo de potencia en un 20%. Para aplicar este modelo en molienda SAG, se debe corregir la densidad en función de densidad de mineral, bolas y fracciones de llenado [8].

En la ecuación (3.4) se entrega la forma de cálculo de potencia.

$$P[\text{kW}] = D^5 N^3 \rho \left(1 + 0,4 \left(\frac{\sigma}{\rho} \right) \right) \left(\frac{L}{D} \right) 3,13 \left(\frac{N_c}{N} \right) \phi'_3 J_c \quad (3.4)$$

La corrección a la densidad viene dada por la ecuación (3.5), donde se considera el mineral y las bolas.

$$\rho_c = \frac{J_b * \rho_b + J_m * \rho_m}{J_c} \quad (3.5)$$

3.1.3. Modelo de Bond.

En 1961, Bond desarrolla un modelo semi empírico donde estudia la potencia requerida para mover los medios de molienda en molinos de bolas convencionales, sin embargo, para aplicarlo en molinos SAG se debe aplicar un factor de corrección a la densidad en función de la densidad de bolas y mineral presente [4].

A continuación, se presenta la ecuación (3.6) para calcular potencia en kW [9].

$$P [kW] = K_B J_c \varphi_c (1 - 0,937J_c) \left(1 - \frac{0,1}{2^{(9-10\varphi_c)}}\right) \rho_b L D^{2,3} \quad (3.6)$$

La corrección de densidad se realiza cambiando la densidad de bolas por carga, según la ecuación (3.7):

$$\rho_c \left[\frac{t}{m^3} \right] = (1 - E) \frac{J_b \rho_b + J_m \rho_m}{J_c} \quad (3.7)$$

3.1.4. Modelo de Hogg y Fuerstenau.

En 1972 Hogg y Fuerstenau desarrollan un modelo fenomenológico, donde consideran que la carga del molino adopta la forma expuesta en la Figura 3.1. La cual corresponde a una descripción simplista de la superficie de carga, en donde se asume un ángulo de reposo constante en toda condición, otorgando una condición de equilibrio para la carga. Por lo tanto, solo consideraron la tasa en que las partículas ganaban energía potencial. Al momento en que la partícula llega al máximo punto de su trayectoria, se asume que debe rodar por la superficie inclinada de la carga para volver a ingresar en el punto más bajo [4].

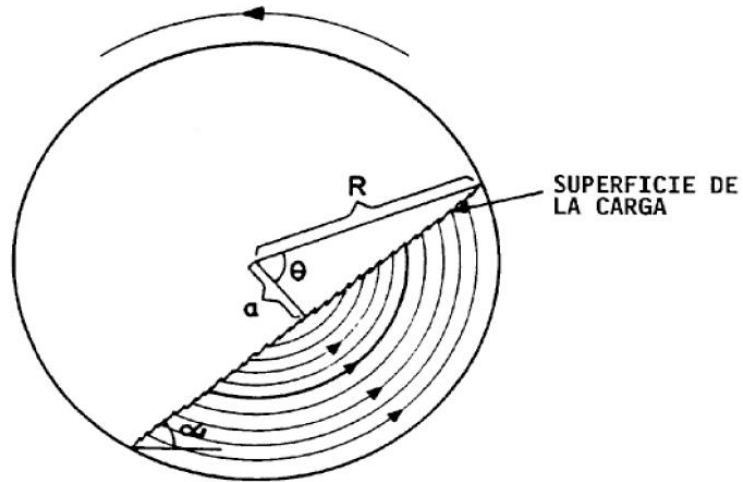


Figura 3.1. Movimiento de carga en cilindro rotatorio.

La ecuación (3.8) indica la forma de calcular la potencia según estos autores.

$$P \text{ [kW]} = K_{HF} \rho_c \phi_c L D^{2,5} (1 + \gamma) \text{sen } \alpha_{HF} \text{sen}^3 \theta \quad (3.8)$$

Operacionalmente, el uso de la ecuación (3.8) no es posible debido al desconocimiento del ángulo Θ . Para poder utilizar la ecuación anterior, se cambiaron términos en función de las variables de operación conocidas, dando origen a la ecuación (3.9) [5], la que permite obtener la potencia considerando las dimensiones en pies.

$$P \text{ [kW]} = 0,238 D^{2,5} L \phi_c \rho_{ap} (J_c - 1,065 J_c^2) \text{sen } \alpha_{HF} \quad (3.9)$$

3.1.5. Modelo de Arbiter y Harris.

En 1982, estos autores adoptaron el modelo de Hogg y Fuerstenau, considerando la demanda de potencia desde el punto de vista del torque y elaboraron un modelo semi empírico. Sin embargo, se obtuvo el mismo resultado de la ecuación obtenida en 1972. La Figura 3.2, muestra las consideraciones utilizadas [8].

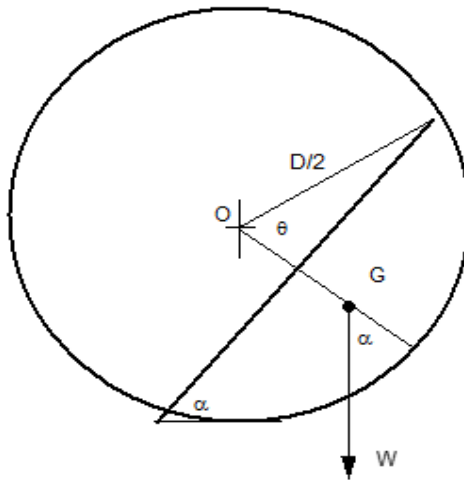


Figura 3.2. Consideraciones de Arbiter y Harris.

A continuación, la ecuación (3.10) es la utilizada para el cálculo de potencia.

$$P [kW] = \pi \rho g L D^3 \frac{\sin^3 \theta}{6} \sin \alpha_{AH} N \quad (3.10)$$

Al igual que en el modelo de Hogg-Fuerstenau, se desconoce un parámetro, por lo que no puede ser aplicado industrialmente desde la ecuación (3.10). Realizando un cambio de variables se obtiene la ecuación (3.11) y (3.12) que permiten calcular la potencia como sigue [8]:

$$P [kW] = \pi \rho g L D^3 \frac{4 L_f (1 - L_f)}{6} \sin \alpha_{AH} N \quad (3.11)$$

$$P [kW] = 1,33g \pi L D^3 \rho_c N J_c (1 - J_c) \sin \alpha_{AH} \quad (3.12)$$

3.1.6. Modelo de Liddell.

En 1986 Lidell desarrolló un modelo empírico. Se realizó un estudio que parece ser el primer intento experimental de determinar las variaciones de posición y forma de la carga del molino bajo un amplio rango de velocidades, llenado y condiciones reológicas de pulpa para relacionarlas con el consumo de potencia, sin embargo, no fue probada con data industrial. En la ecuación (3.13), se define la potencia como [8]:

$$P [kW] = 9,69 \rho \phi L D^{2,5} J_c (1 - 1,06 J_c) Y \quad (3.13)$$

3.1.7. Modelo de Moys.

En 1990, Moys reflejó un interés en los efectos de la viscosidad sobre el consumo de potencia, sumados al diseño de los revestimientos y velocidad de operación del molino. El modelo fenomenológico es similar al utilizado por Fuerstenau, ya que considera la carga en 2 fracciones. Una fracción se centrifuga, por lo tanto no aporta a la demanda de potencia ni torque, y una parte que no se centrifuga, siendo representada por torque [8].

La Figura 3.3, muestra la aproximación de la carga considerada por el autor.

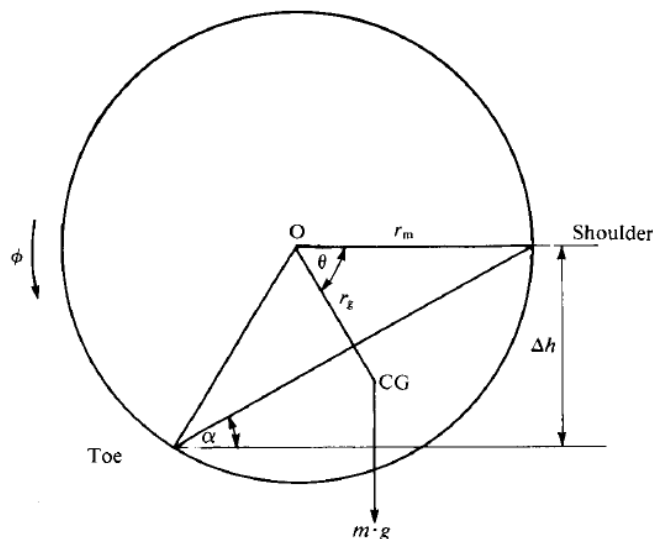


Figura 3.3. Aproximación de la carga en el molino.

La ecuación (3.14) determina la demanda de potencia desde la forma simplista.

$$\tau[Nm] = W C \sin\alpha \quad (3.14)$$

Sin embargo, considerando las condiciones reológicas del molino se puede calcular la potencia mediante la ecuación (3.15).

$$P = K_{MS} D_{eff}^{2,3} \sin\alpha \rho_c J_{eff} (1 - \beta J_{eff}) N_{eff} \quad (3.15)$$

3.1.8. Modelo de Austin.

En 1990, Austin propuso un modelo semi empírico en que la demanda de potencia en un molino viene dada por la suma de las potencias requeridas por la parte cilíndrica del molino y los conos de cierre. Para esto, utiliza elementos formulados por Hogg & Fuerstenau y Bond. Considera las energías cinética y potencial asociadas al movimiento de las partículas. La Figura 3.4, muestra las variables requeridas para el cálculo de potencia, y las consideraciones que se deben tener antes de aplicar este modelo [2]. Se recomienda utilizar el modelo de Austin para hacer evaluaciones de diseño, ya que no requiere de tantas variables de estudio.

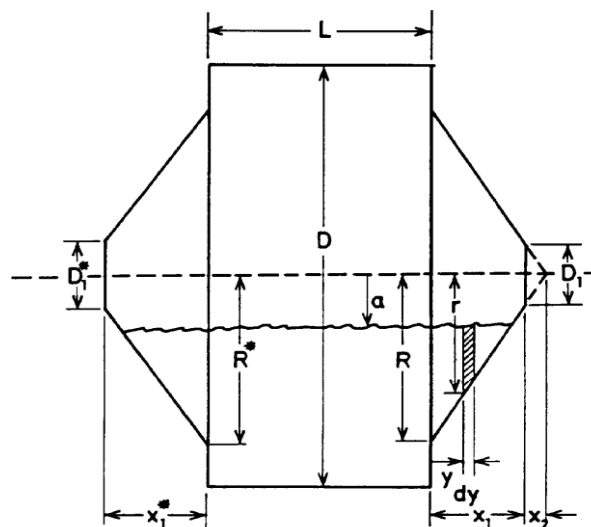


Figura 3.4. Corte transversal molino SAG con tapas diferentes.

La ecuación (3.16) permite calcular la potencia en [kW] es la siguiente.

$$P[kW] = K_A D^{2,5} L \phi_c \left(1 - \frac{0,1}{2^{(9-10\phi_c)}}\right) \rho_c J_c (1-1,03J_c)(1+f_3) \quad (3.16)$$

La ecuación (3.17) indica el factor de corrección f3.

$$f_3 = \frac{0.046}{J_c(1-1.03J_c)} \left[\frac{\frac{x_1}{L}}{\left(1-\frac{D_1}{2R}\right)} \left(\frac{2R}{d}\right)^3 \left\{ \left(\frac{1.25R}{0.5-J_c}\right)^{0.1} - \left(\frac{0.5-J_c}{1.25\frac{R}{D}}\right)^4 \right\} + \frac{\frac{x_1^*}{L}}{1-\left(\frac{D_1^*}{2R^*}\right)} \left\{ \left(\frac{1.25R}{0.5-J_c}\right)^{0.1} - \left(\frac{0.5-J_c}{\frac{1.25R^*}{D}}\right)^4 \right\} \right] \quad (3.17)$$

Se debe destacar que para utilizar este modelo con datos de planta se deben utilizar las siguientes variantes de la ecuación (3.16) para simplificar los cálculos [10] [11].

$$P[kW] = K_A D^{2,5} L (1 - AJ_c) \left[(1 - E) \left(\frac{\rho_m}{W_c}\right) J_c + 0,6 J_b \left(\rho_b - \frac{\rho_m}{W_c}\right) \right] \phi_c \left(1 - \frac{0,1}{2^{(9-10\phi_c)}}\right) \quad (3.18)$$

$$P[kW] = K_A D^{2,5} L (1 - AJ_c) \left(\frac{W}{V}\right) \phi_c \left[1 - \frac{0,1}{2^{(9-10\phi_c)}}\right] \quad (3.19)$$

$$P[kW] = K_A D^{2,5} L (1 - AJ_c) J_c \phi_c \left(1 - \frac{0,1}{2^{(9-10\phi_c)}}\right) \quad (3.20)$$

3.1.9. Modelo de Morrell.

En 1993, Stephen Morrell propuso un modelo semi empírico basado en el balance de energía para determinar la demanda de potencia, considerando un balance de torque, energías potencial y cinética, más un balance de fuerza de roce. Para esto, considera las secciones cónica y cilíndrica del molino. También, llamado “modelo C” por considerar que la carga adopta forma de c, y solo contribuye al consumo de potencia el mineral en contacto con la coraza. En la Figura 3.5 se puede ver la consideración que utiliza Morrell para realizar su estudio.

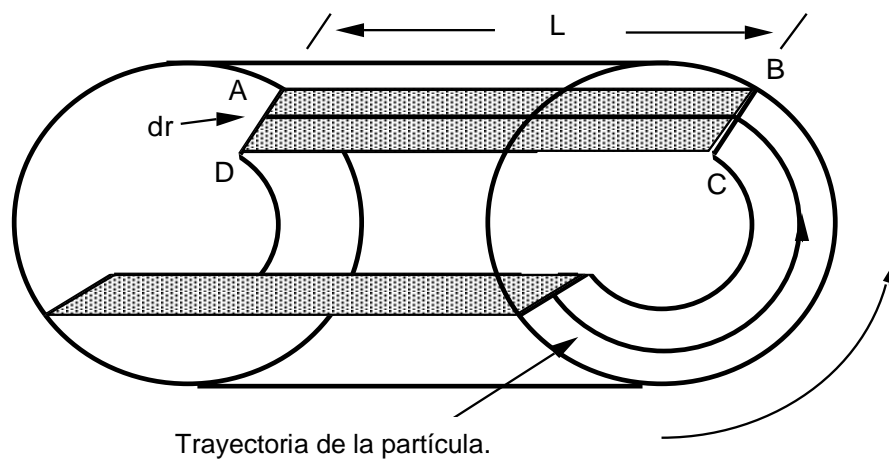


Figura 3.5. Forma de la carga por Morrell.

La ecuación (3.21) entrega la forma de cálculo para la potencia total, mientras que la ecuación (3.22) entrega la potencia neta en la sección cilíndrica, a su vez, la ecuación (3.23) es la potencia neta consumida por las secciones cónicas. La ecuación (3.24) es la potencia sin carga de mineral en [kW]. Ecuación (3.25) es el factor de corrección z [3].

$$P = \text{Potencia sin carga} + (K_M * (P1 + P2)) \quad (3.21)$$

$$P1[kW] = \frac{\pi g L N_m r_m}{3(r_m - z r_i)} \{ 2r_m^3 - 3z r_m^2 r_i + r_i^3 (3z - 2) \} \{ \rho_c (\sin\theta_S - \sin\theta_T) \rho_p (\sin\theta_T - \sin\theta_{TO}) \} + L \rho_c \left\{ \frac{N_m r_m \pi}{(r_m - z r_i)} \right\}^3 \{ (r_m - z r_i)^4 - r_i^4 (z - 1)^4 \} \quad (3.22)$$

$$P2[kW] = \frac{\pi g L_d N_m}{3(r_m - r_t)} \{ r_m^4 - 4z r_m r_i^3 + 3r_i^4 \} \{ \rho_c (\sin\theta_S - \sin\theta_T) + \rho_p (\sin\theta_T - \sin\theta_{TO}) \} + \left\{ \frac{2L_d \rho_c N_m^3 \pi^3}{5(r_m - r_t)} \right\} (r_m^5 - 5r_m r_i^4 + 4r_i^5) \quad (3.23)$$

$$P_{sin\ carga} [kW] = 1,68 (D^{2,5} \phi (0,667 L_d + L))^{0,82} \quad (3.24)$$

$$z = (1 - Jc)^{0,4532} \quad (3.25)$$

La Figura 3.6, muestra las consideraciones para los cálculos, debiendo conocerse los ángulos de hombro y pie que adopta la carga.

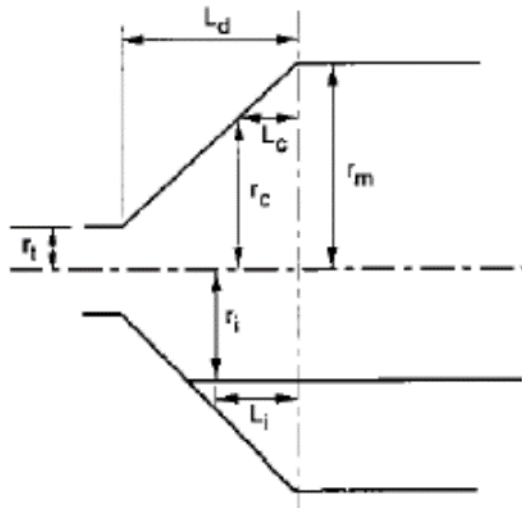


Figura 3.6. Sección transversal molino SAG Morrell.

Como este modelo requiere de múltiples variables para calcular la potencia se recomienda su uso para molinos que ya están instalados. Sin embargo, para ser aplicado en la industria debe ser simplificado para utilizar las variables operacionales conocidas.

A continuación, se presenta la ecuación (3.26) que simplifica el cálculo de la potencia [12].

$$P = 1,68D^{2,5}[\phi_c(0,667L_d + L)^{0,82}] + K_M D^{2,5} L_e \rho_c \alpha \delta \quad (3.26)$$

Donde α , δ y L_e se definen según las ecuaciones (3.27),(3.29) y (3.31) respectivamente.

$$\alpha = \frac{J_c(\omega - J_c)}{\omega^2} \quad (3.27)$$

$$\omega = 2(2,9863\phi_c - 2,2129\phi_c^2 - 0,49267) \quad (3.28)$$

$$\delta = \phi_c(1 - (1 - \phi_{m\acute{a}x}^*)e^{-19,42(\phi_{m\acute{a}x}^* - \phi_c)}) \quad (3.29)$$

$$\phi_{m\acute{a}x}^* = 0,954 - 0,135J_c \quad (3.30)$$

$$L_e = L \left(1 + 2,28J_c \left[1 - J_c \right] \frac{L_d}{L} \right) \quad (3.31)$$

$$\rho_c = \frac{J_c \rho_o (1 - E + EU\rho_p) + J_b(\rho_b - \rho_o)(1 - E)}{J_c} + \frac{J_c E U(1 - \rho_p)}{J_c} \quad (3.32)$$

CAPÍTULO 4. CALIBRACIÓN MODELOS DE POTENCIA.

El estudio de modelos de potencia se llevará a cabo implementando los modelos que requieran de variables operacionales conocidas. Luego del estudio bibliográfico, se determinó utilizar los modelos presentados por Arbiter-Harris, Austin, Bond, Hogg-Fuerstenau, y Morrell, ya que no presentan problemas de falta de información a nivel industrial, por lo que serán calibrados y validados con la data adquirida anteriormente.

4.1. Selección de Modelos.

Luego de analizar cada modelo desde el punto de vista operacional, se seleccionaron los modelos de:

- Arbiter-Harris.
- Austin.
- Bond.
- Hogg-Fuerstenau.
- Morrell.

Como estos modelos no presentan problemas de variables operacionales desconocidas al momento de su aplicación, se procederá a su calibración y posterior validación.

4.2. Obtención de datos.

Para efectos de la calibración, se deben conocer los niveles de carga y bolas para obtener el parámetro de ajuste, junto con las condiciones operacionales asociadas al momento de la calibración y las dimensiones del equipo. Los niveles de carga y bolas se obtienen mediante Crash Stop y Grind Out. Para obtener un mejor ajuste, el diámetro del equipo se corrige mediante un modelo de desgaste de revestimiento.

4.2.1. Crash Stop.

Este procedimiento se realiza para medir el llenado de carga al interior de un molino. Consiste en operar el molino en condición de estado estacionario y cortar la alimentación fresca, simultáneamente se procede a detener la operación del equipo. Posteriormente, al estar detenido el molino se ingresa y se realizan mediciones de altura desde la superficie de la carga hasta el techo del molino para estimar el porcentaje de carga volumétrico [13]. También, se puede realizar contando los “lifters” que quedan libres, y estimar el volumen ocupado mediante programas computacionales.

4.2.2. Grind Out.

Luego de realizar el Crash Stop, se debe sacar el mineral al interior del molino para obtener el nivel de bolas. Para esto, se debe operar a velocidad controlada con agua y sin alimentación de mineral, se busca que la presión de los descansos se estabilice para luego detener el equipo. Se realizan mediciones de altura de la carga de bolas hasta el techo del molino y se calcula la razón con el diámetro H/D para obtener el nivel de bolas presente en el molino mediante geometría [13]. De igual forma se puede utilizar el conteo de “lifters” descubiertos, lo que entrega una medición rápida y confiable mediante el uso de planillas Excel.

4.3. Dimensiones Molino SAG.

El molino SAG de 32' x 15' está equipado con un motor Siemens Gearless Drive, y sus revestimientos son desarrollados por Metso. Para aplicar un modelo de potencia se requiere el diámetro, largo y en algunos casos, el largo de la sección cónica de la tapa de descarga del molino.

La Figura 4.1 entrega las dimensiones del molino en estudio. Las dimensiones son 401” de diámetro total y 200” de largo, sin embargo, el largo efectivo a revestir es de 15’.

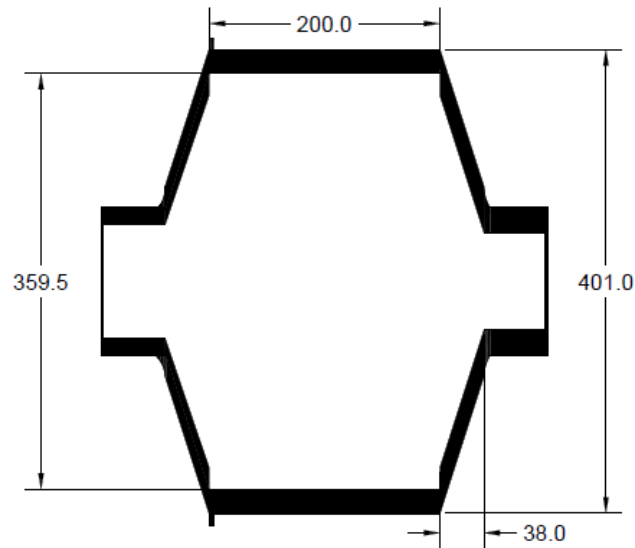


Figura 4.1. Dimensiones del molino.

El largo de la sección cónica sin revestimiento es de 38" mientras que el diámetro efectivo considerando revestimiento nuevo es de 359,5".

4.3.1. Modelo de desgaste de revestimientos.

Para estimar de mejor manera el diámetro real del molino a medida que el revestimiento se desgasta, se debe generar un modelo de desgaste del cilindro para evaluar cuantos milímetros de "lifter" y placa se gastan al día.

El mineral que alimenta el molino estudiado posee una densidad sin mayores variaciones, por lo que se puede asumir que el comportamiento del desgaste es lineal para el periodo de campaña. Si bien, el desgaste depende de la dureza, abrasividad del mineral y condiciones de operación, estas variables se asumirán constantes para la evaluación del desgaste.

La evaluación del desgaste de revestimientos se basó en las inspecciones realizadas por la empresa Elecmetal para la campaña de Mayo 2017, en donde se hace un estudio de los diámetros iniciales y finales del revestimiento del cilindro mediante medición con láser. En la Tabla 4.1 se encuentran las medidas reportadas en el informe de inspección.

Tabla 4.1. Medidas de inspección de revestimientos.

Fecha	Diámetro entre lifters [mm]		Diámetro entre placas [mm]	
	Alimentación	Descarga	Alimentación	Descarga
20-05-2017	8772	8772	9488	9488
07-09-2017	9191	9164	9512	9518

Se puede observar que la diferencia promedio entre el inicio y final de la campaña es de 216 [mm], lo que significa una variación de 8% en la potencia. Por lo tanto, se debe corregir el diámetro para evitar introducir error al cálculo de potencia.

Para efectos de cálculo se utilizaron los promedios entre las medidas de alimentación y descarga para “lifters” y placas. Además, para efectos prácticos, se considera que el desgaste de las placas y “lifters” tiene el mismo comportamiento, para esto se supone un revestimiento cilíndrico de igual espesor a través de la superficie. En la Tabla 4.2, se presentan los datos utilizados para evaluar el desgaste del revestimiento.

Tabla 4.2. Medidas para evaluar desgaste de revestimiento.

Fecha	Diámetro Promedio [mm]		Diámetro final
	Lifters	Placas	[mm]
20-05-2017	8772	9488	9130
07-09-2017	9178	9515	9346

Como resultado para una campaña con 110 días de operación se obtiene el comportamiento de la Figura 4.2. Donde la tasa de desgaste se expresa en [mm/día] y viene representada por la pendiente de la recta.

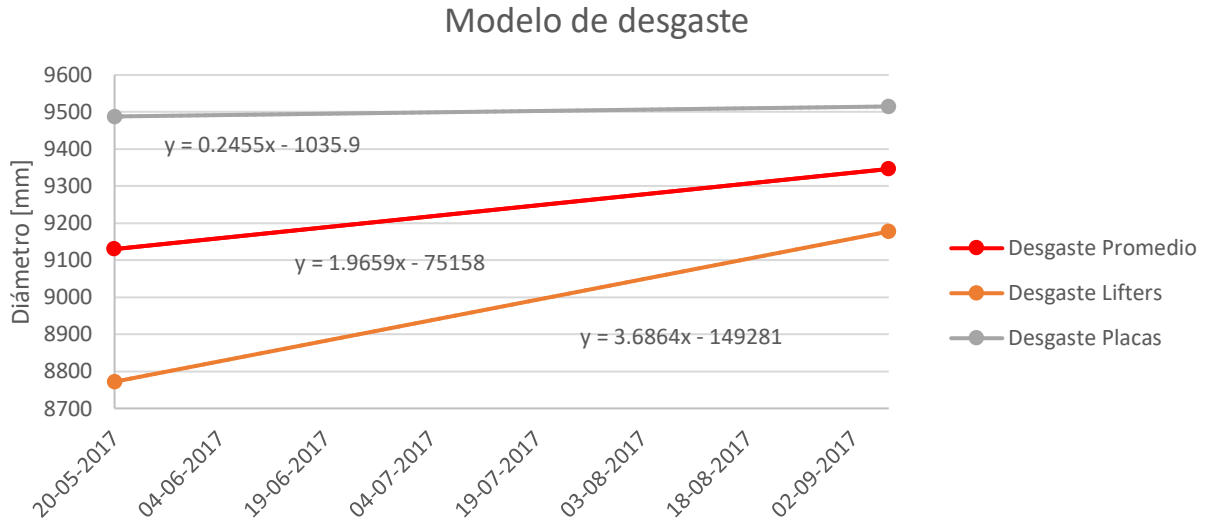


Figura 4.2. Modelo de desgaste de revestimiento.

Los resultados del desgaste diario de los revestimientos se pueden encontrar en la Tabla 4.3. Donde se asume que el desgaste diario para el revestimiento del molino viene dado por el desgaste promedio, esta cifra representa el desgaste diametral, se debe dividir por la mitad para evaluar el “lifter” o placa.

Tabla 4.3. Tasa de desgaste revestimientos.

Desgaste	[mm/día]
Promedio	1,97
Lifters	3,69
Placas	0,25

4.4. Datos para calibración.

Para efectos de la calibración, se utilizan los datos obtenidos por Crash Stop y Grind Out realizados al molino SAG con fechas 27 de Marzo, 11 de Abril, 28 de Abril, 26 de Junio y 27 de Agosto del año 2018. A continuación, la Tabla 4.4 presenta los datos obtenidos del análisis de las condiciones operacionales asociadas a cada Crash Stop y Grind Out. El nivel de carga y bolas fue determinado mediante conteo de “lifters”. Se asume una densidad de mineral constante de 2,8 [t/m³].

Tabla 4.4. Datos Crash Stop & Grind Out.

Fecha	Diámetro [m]	Velocidad [RPM]	Potencia [kW]	%Sólido [%]	Jc [%]	Jb [%]
27-03-2018	9,27	10,48	7634	77,60	30,65	11,78
11-04-2018	9,30	10,23	7736	78,60	30,65	13,79
28-04-2018	9,33	10,74	8011	73,66	27,67	12,77
26-06-2018	9,22	10,77	7969	69,97	24,84	14,86
27-08-2018	9,34	10,45	7653	78,73	24,84	12,77

Estos datos representan 2 campañas de revestimientos, diferenciándose entre fechas 27 de marzo-28 de abril como campaña 1, y 26 de junio-27 de agosto para la campaña 2.

4.5. Implementación de Modelos.

Para poder calibrar los modelos de potencia se procedió a generar planillas Excel de los autores seleccionados previamente. El objeto de implementar un sistema que permita comparar rápidamente los modelos seleccionados con la data entregada implica poder determinar cuál modelo se ajusta mejor a las condiciones de operación dadas, además de facilitar su uso para la implementación en otras operaciones de la corporación. La implementación de estos modelos busca minimizar el error entre el dato de potencia operacional y el valor obtenido mediante modelación bajo las condiciones operacionales cargadas al programa.

Para implementar estos modelos se elaboraron planillas en Excel, generando una hoja principal dónde se ingresan las variables requeridas para permitir el funcionamiento de cada modelo. Las variables requeridas son las dimensiones del equipo (Diámetro y Largo), densidad de mineral, densidad de bolas, densidad de pulpa, velocidad de giro, velocidad crítica, nivel de carga, nivel de bolas, el nivel de mineral se asume como la diferencia entre niveles de carga y bolas, porosidad de carga se asume constante ($E=0,4$), la fracción de pulpa entre los intersticios también se asume constante ($U=1$, $J_p=0,6$), y porcentaje de sólido presente en la pulpa. Luego de cargados los datos, se selecciona el modelo para calibrar. A continuación, la Figura 4.3 muestra la hoja inicial donde se ingresan las variables.

Datos:	S.I	pies
Diámetro	9.3 [m]	30.64
Largo	4.57 [m]	15.00
Largo sección cono	0.965 [m]	
Densidad mineral	2.8 [t/m ³]	
Densidad bolas	7.75 [t/m ³]	
Densidad pulpa	2.02 [t/m ³]	
Velocidad giro	10.45 [rpm]	
Velocidad crítica	13.84 [rpm]	
Ø crítica	0.76 [-]	
Jc	24.84 [%]	
Jb	12.77 [%]	
Jm	12.07 [%]	
A	1.065 [-]	
E	0.4 [-]	
U	1 [-]	
%sólido	78.73 [%]	
Potencia	7653 [kW]	

Modelo Arbitr-Harris


Modelo Austin

Modelo Bond

Modelo Hogg-Fuerstenau

Modelo Morrell

Seguimiento Diario



Nomenclatura

Figura 4.3. Planilla variables operacionales.

Al momento de pulsar sobre un modelo, se abre la hoja dónde se realiza la calibración, encontrándose organizado según la variable a modificar, la potencia modelada, y el porcentaje de error. Las planillas se encuentran distribuidas como se muestra a continuación en la Figura 4.4.

Modelo Austin

K	12.72	[-]
P	7328	[kW]
Error	1.1E+05	%

Calibrar

Volver a Variables operacionales

$$P = KD^{2.5}L(1-A)\left[\left(1-\epsilon_b\right)\left(\frac{\rho_{sólido}}{W_c}\right)J + 0,6J_b\left(\rho_b - \frac{\rho_{sólido}}{W_c}\right)\right]\phi_c\left(1 - \frac{0,1}{2^{9-10\phi_c}}\right)$$

K: Cte.	ε _b : Porosidad de carga (0,4)
D: Diámetro.	ρ _{sólido} : Densidad de mineral.
L: Largo.	W _c : Porcentaje de sólido en carga.
P: Potencia	ρ _b : Densidad de bolas.
J: Nivel de llenado total.	φ _c : Fracción de velocidad crítica.
J _b : Nivel de bolas.	A: 1,065

Figura 4.4. Planilla Modelo Austin.

Dependiendo del modelo, las variables a calibrar van a ser constantes K o ángulos de inclinación de la carga α.

Para efectos de rapidez, se diseñó una planilla donde se ingresan las variables operacionales de cada Crash Stop y Grind Out y se hace correr simultáneamente para encontrar las constantes de calibración automáticamente para los 5 modelos.

4.6. Calibración modelos de potencia.

El proceso de calibración implica una corrección de las ecuaciones que modelan el consumo de potencia para representar de manera fiel el consumo de potencia. Para calibrar las ecuaciones, se debe relacionar la potencia del equipo obtenida en línea mediante sistema de control distribuido (DCS) y la potencia modelada. Se busca minimizar la diferencia entre la potencia real y la modelada mediante la variación del parámetro de ajuste. Se utiliza la fórmula presente en la ecuación (4.1) para el cálculo del error, el que se minimiza para encontrar la constante de ajuste adecuada.

$$Error^2 = (P_{DCS} - P_{Modelada})^2 \quad (4.1)$$

En el caso del modelo de Arbiter y Harris, se debe calibrar la ecuación variando el ángulo α , al igual que en el caso de Hogg-Fuerstenau. Los modelos de Austin, Bond, y Morrell requieren de una calibración mediante variación del parámetro K.

Para calibrar los modelos, se deben utilizar los datos obtenidos en los Crash Stop y Grind Out, cargar los datos a la planilla y ejecutar el programa. Los resultados obtenidos para las calibraciones se encuentran en la Tabla 4.5.

Tabla 4.5. Parámetros de ajuste calibradas por modelo.

Calibración	Parámetros de ajuste				
	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
1	22,40°	13,64	22,25	54,69°	6,41
2	21,76°	13,33	21,32	52,26°	6,37
3	22,71°	13,48	22,19	54,68°	6,60
4	22,80°	13,32	21,58	53,81°	6,87
5	22,60°	13,79	22,09	54,10°	6,65
Promedio	22,45°	13,51	21,89	53,91	6,58

Si se estudia la variabilidad de los parámetros según modelo, basándose en el promedio de los parámetros, se puede establecer que el modelo de Austin tiene el rango de variación más acotado con un rango de 3,5%. El modelo de Bond tiene un rango de variabilidad de 4,2%, mientras que el modelo de Arbiter-Harris en conjunto con Hogg-Fuerstenau tienen un rango de variación de 4,5%. Finalmente el modelo de Morrell es el que tiene un rango de variabilidad mayor, con un 7,6% según se puede observar en la Figura 4.5.

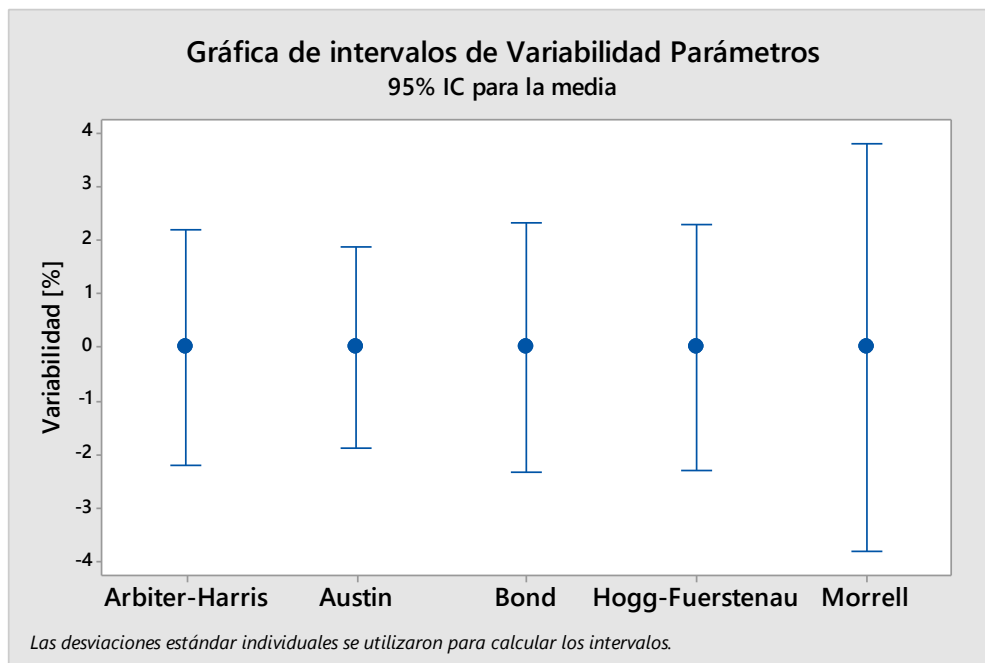


Figura 4.5. Gráfica de intervalos de Variabilidad Parámetros.

4.7. Relación parámetros de ajuste y variables operacionales.

Con los datos obtenidos en Tabla 4.4 y Tabla 4.5, se procede a analizar el comportamiento de los parámetros de ajuste a la variación de velocidad, potencia, y %sólido, para esto se trazan tendencias lineales en todos los modelos.

Para el caso de los modelos de Arbiter-Harris y Hogg-Fuerstenau, el comportamiento de los parámetros de ajuste a la velocidad se puede observar en la Figura 4.6, donde se observa que el modelo de Arbiter y Harris depende de la velocidad, no así el modelo de Hogg-Fuerstenau.

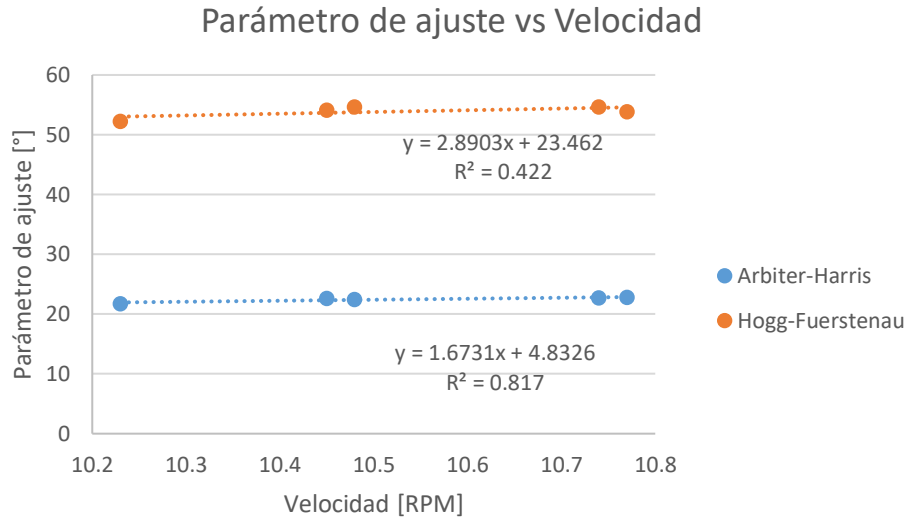


Figura 4.6. Parámetro de ajuste vs Velocidad modelos A-H y H-F.

Por otro lado, los modelos de Austin y Bond no se ven afectados por la velocidad, sin embargo, el modelo de Morrell tiende a correlacionarse con la velocidad según se muestra en la Figura 4.7.

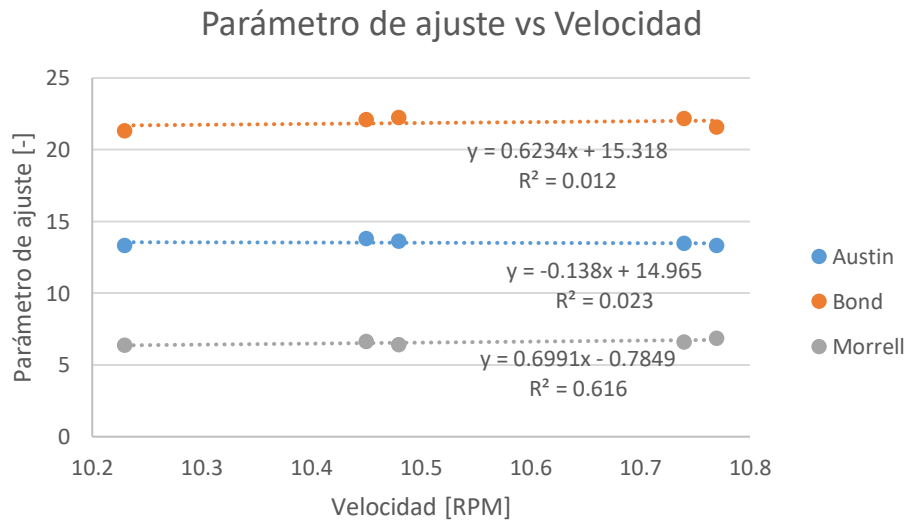


Figura 4.7. Parámetro de ajuste vs Velocidad modelos Austin, Bond y Morrell.

El comportamiento de los parámetros a la potencia no presenta gran significancia para los modelos según se observa en la Figura 4.8 y Figura 4.9 .

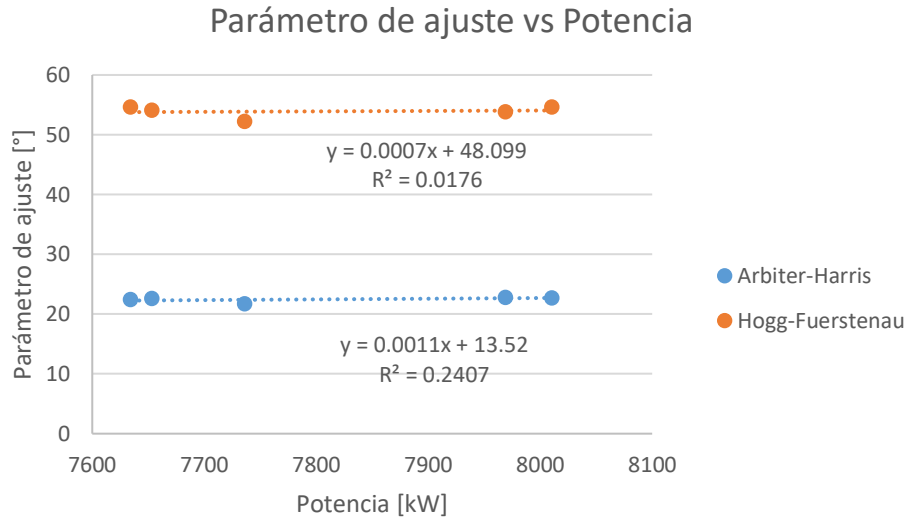


Figura 4.8. Parámetro de ajuste vs Potencia modelos A-H y H-F.

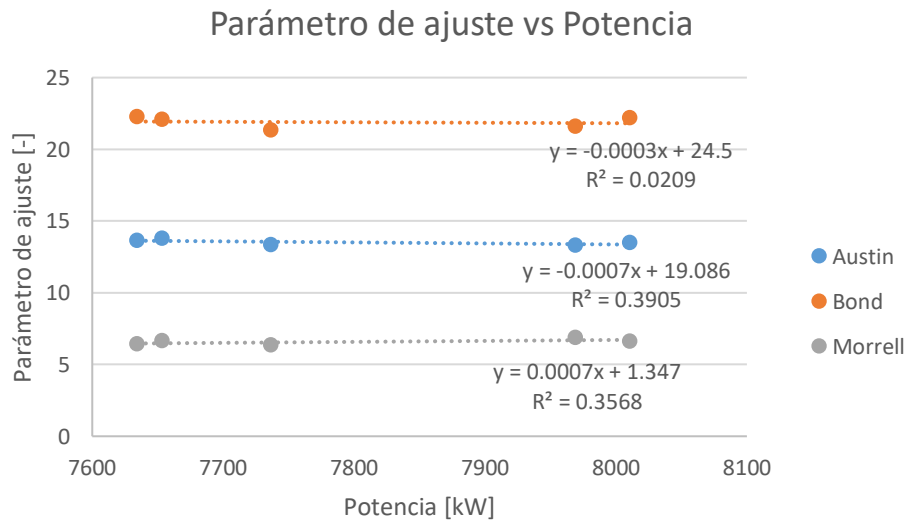


Figura 4.9. Parámetro de ajuste vs Potencia modelos Austin, Bond y Morrell.

Finalmente, el comportamiento de los parámetros al %sólido se estudia a continuación. Se puede observar en la Figura 4.10 que para los modelos de Arbiter-Harris y Hogg-Fuerstenau no tienen correlación.

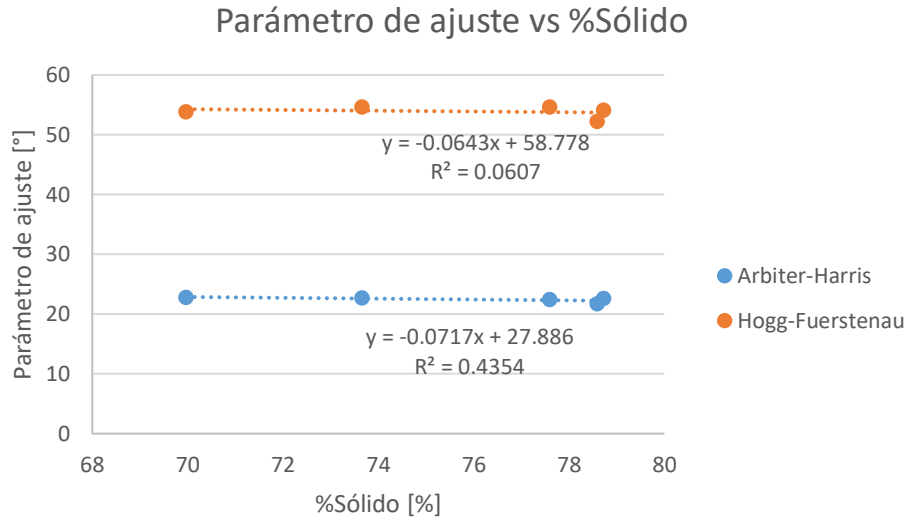


Figura 4.10. Parámetro de ajuste vs %sólido modelos A-H y H-F.

En cambio, para los modelos de Austin, Bond y Morrell, se obtiene que el modelo de Morrell considera de mejor manera el %sólido para determinar el parámetro de ajuste. Se puede observar en la Figura 4.11 el ajuste obtenido para cada modelo.

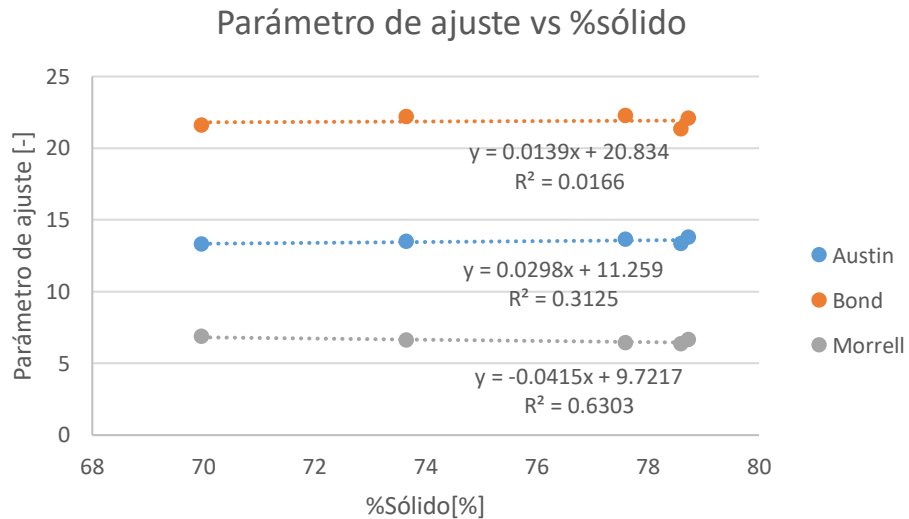


Figura 4.11. Parámetro de ajuste vs %sólido modelo Austin, Bond y Morrell.

CAPÍTULO 5. IMPLEMENTACIÓN MODELOS.

Para mantener un control diario de la operación, se deben utilizar los modelos de potencia para predecir el nivel de bolas, y verificar el punto de operación para compararlo con el óptimo económico, con el fin de determinar mejoras al proceso, ya sea en la recarga de bolas o aumento de tonelaje fresco. A continuación, se presenta la metodología utilizada para generar el set de datos diario y las correcciones realizadas.

5.1. Obtención de Datos.

Para establecer un control diario de la operación, se debe realizar un seguimiento diario del nivel de bolas con el modelo de potencia. Se busca analizar un periodo de operación en donde se complemente con las calibraciones realizadas previamente. Los datos día a día son obtenidos mediante información disponible en línea, la cual se adquiere mediante DCS (Distributed Control System) y se obtiene con ayuda de software. Se adquieren datos diarios a cada minuto, para luego generar un set de datos representativo en base a la velocidad más frecuente del día.

5.1.1. PI System.

Se utiliza el programa PI System para obtener los datos operacionales en un periodo de 8 meses a partir del 1 de Marzo de 2018 hasta el 31 de Octubre de 2018. El intervalo de tiempo utilizado para adquirir los datos es de 1 minuto.

El set de datos generado sirve para evaluar el comportamiento del equipo y determinar las paradas de la operación. Además, para realizar un seguimiento del consumo de potencia y establecer las condiciones para determinar el nivel de bolas, se deben adquirir los datos de las variables operacionales más importantes. Como lo son la potencia, velocidad de giro, presión en los descansos y tonelaje pasando en la correa.

Posteriormente la data adquirida debe ser filtrada para obtener datos representativos de la operación.

Las variables utilizadas para la obtención de los datos en PI System se encuentran indicados en la Tabla 5.1.

Tabla 5.1. Variables del Proceso en PI System.

Variable	Unidad
Flujo mineral a SAG A.	[tph]
Toneladas alimentación fresca SAG A.	[tph]
Tonelaje procesado hoy CT-A.	[tph]
Flujo agua SAG A.	[m ³ /h]
%Sólido alimentación SAG A.	[%]
Velocidad giro molino SAG A.	[RPM]
Potencia molino SAG A.	[MW]
Presión lubricación Descansos SAG A.	[Kg/cm ²]

5.2. Criterios de Filtro.

A continuación, se indican las formas de filtrar y seleccionar los valores para generar un set de datos representativo de la operación del molino SAG.

5.2.1. Filtro de datos no útiles.

Para obtener un set de datos representativo de la operación, se procede a eliminar las celdas que presentan falta de datos en alguna de las variables seleccionadas. En consecuencia, se descartaron los valores indicados en la Tabla 5.2 por presentar falla en la medición o falta de información.

Tabla 5.2. Valores descartados por falta de información.

Valores descartados por falta de información.		
No Data	Bad	Failed
Shutdown	Error	I/O Timeout

El siguiente paso fue determinar las paradas del equipo en el intervalo de tiempo estudiado. Velocidades de operación menores a 7,0 [RPM] se consideran como parada del equipo. Luego de efectuar el filtro, se establece que el equipo se detuvo 309 veces, de las cuales 2 fueron por cambio de revestimientos con fecha 7-Mayo-2018 hasta el 11-Mayo-2018 y 27-Agosto-2018 hasta 30-Agosto-2018. Para tener data fidedigna de la operación, se procede a eliminar las paradas de planta.

El set de datos inicial consistía en 352.804 valores por variable de estudio, luego de aplicados los filtros mencionados anteriormente, se redujo el set de datos a 316.916 datos por cada columna.

5.2.2. Clasificación de Velocidad.

Para generar un set de datos que represente la operación del molino SAG, se utilizó como principal parámetro la velocidad. La velocidad de giro se clasificó en 10 clases, en intervalos de 0,4 [RPM] desde el valor 7,0 hasta 11,0 [RPM]. A continuación, la Tabla 5.3 entrega los valores utilizados. La velocidad mínima es 7,0 [RPM] y la máxima es 10,93 [RPM], las que representan un rango de fracción de velocidad crítica de 0,57-0,79 para la operación.

Tabla 5.3. Clases de velocidad de giro.

Clase	Velocidad [RPM]	
	Inicial	Final
V1	7,0	7,4
V2	7,4	7,8
V3	7,8	8,2
V4	8,2	8,6
V5	8,6	9,0
V6	9,0	9,4
V7	9,4	9,8
V8	9,8	10,2
V9	10,2	10,6
V10	10,6	11

Con las clases definidas, se procede a analizar por día los datos, identificando la frecuencia de cada clase, el promedio de velocidad y la moda de clase con el fin de identificar la velocidad representativa del día. El código de VBA utilizado para esta operación se encuentra en Anexo A Filtro de datos. Identificada la clase de velocidad más frecuente, se procede a calcular los valores promedios de presión, potencia, y porcentaje de sólido asociados a la clase. Los datos para cada día se encuentran disponibles en Anexo B Datos diarios.

5.3. Datos obtenidos.

A continuación, se presentan los datos promedio de la operación diaria basada en la clasificación de velocidad. Se puede observar en la Figura 5.1 que existen 3 segmentos de operación, los cuales corresponden de izquierda a derecha: al final de una campaña de revestimientos, una campaña completa, y el “ramp up” de una tercera campaña de revestimientos. Los puntos negros representan los días donde se realizaron las calibraciones.

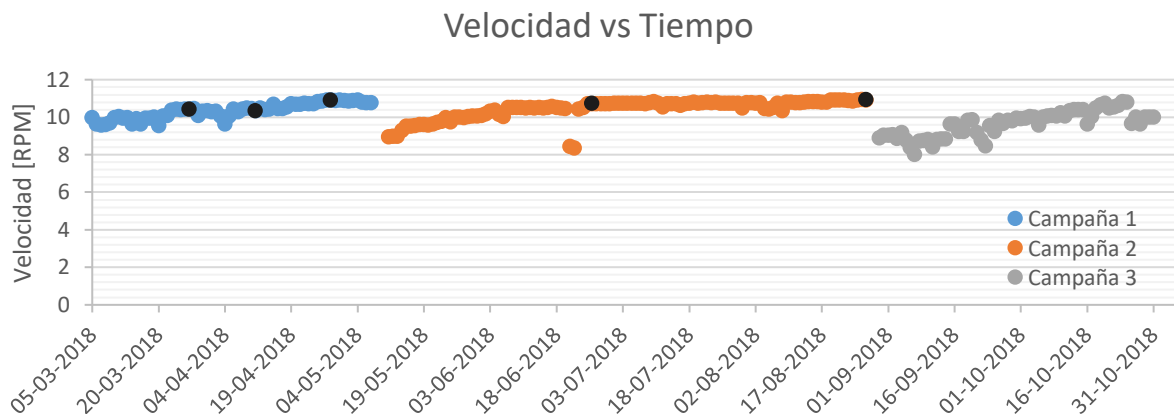


Figura 5.1. Velocidad de operación.

Se puede observar que al comenzar a operar con revestimientos nuevos la velocidad aumenta paulatinamente hasta el final de la campaña. Se opera a menores velocidades cuando los revestimientos están nuevos para evitar el golpeteo de bolas contra los “lifters” con el fin de evitar fracturarlos. Se observan 2 puntos que están fuera de control, lo que se puede deber a un cambio de operación en los molinos de bolas posteriores al SAG.

El 88% de los datos de velocidad se encuentran distribuidos entre las clases 7, 8, 9, y 10. Siendo la clase 10 la que concentra el 35% de las velocidades de operación, representando 83 días.

Por otro lado, se puede ver que la presión disminuye a medida que el tiempo avanza, esto se debe al cambio de masa de bolas por mineral y agua sumado a un desgaste de los revestimientos. Este comportamiento se puede apreciar en la Figura 5.2 que viene a continuación.

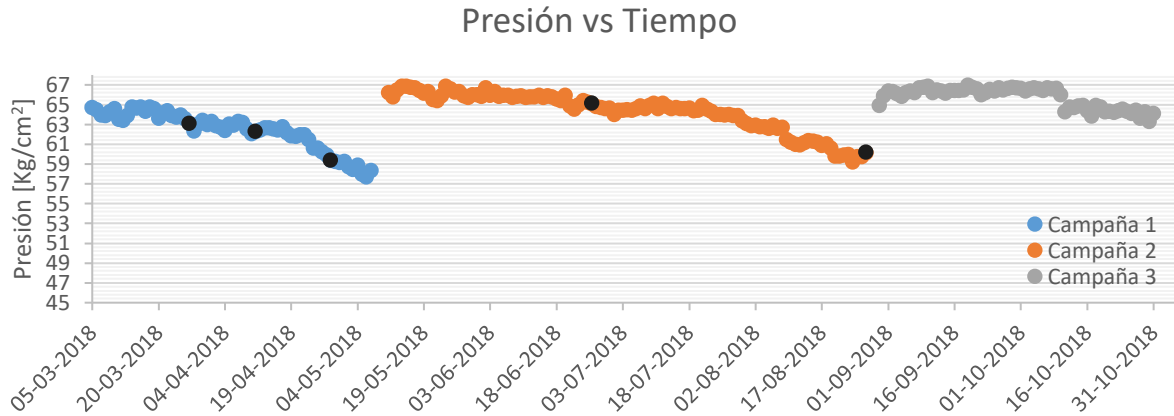


Figura 5.2. Presión de operación.

Al analizar la potencia, se espera que al aumentar la velocidad de giro la potencia demandada aumente, lo que se puede comprobar en la Figura 5.3, ya que esta presenta una relación de proporción directa con la potencia, además al avanzar durante la campaña de revestimiento el volumen disponible aumenta, lo que contribuye a aumentar la potencia.

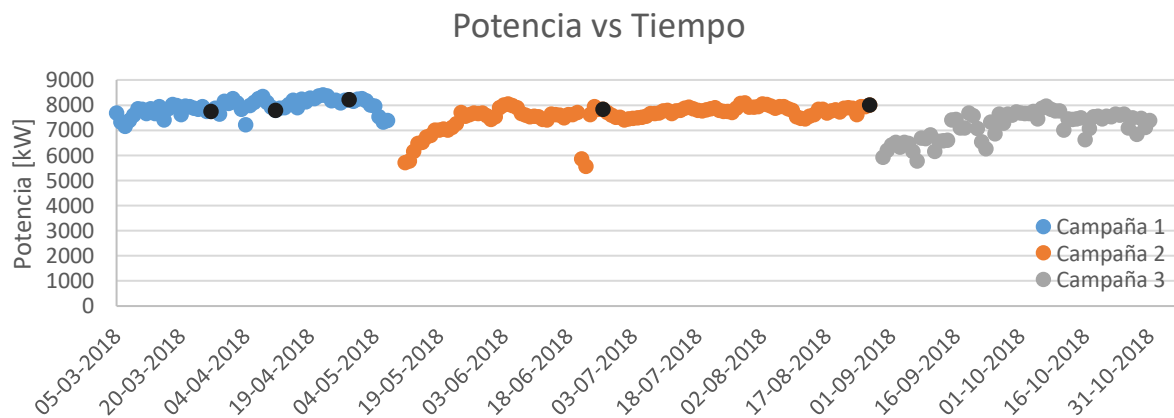


Figura 5.3. Potencia vs tiempo.

El porcentaje de sólido presente al interior del molino se mantiene operando con muy poca dispersión según se puede observar en la Figura 5.4, lo que permite establecer que la densidad de pulpa se mantendrá sin mayores variaciones, sumado a que el mineral estudiado tiene muy poca variación en cuanto a su mineralogía.

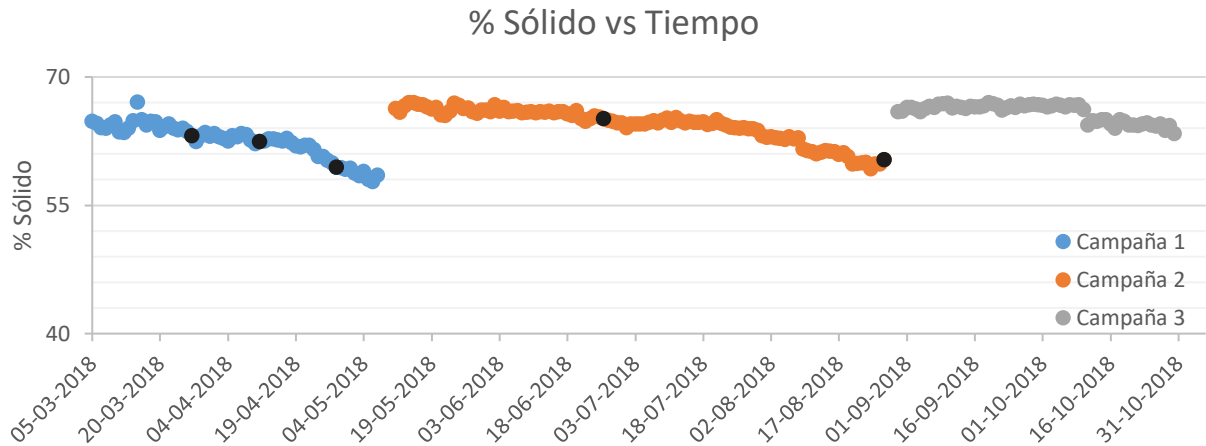


Figura 5.4. %Sólido vs tiempo.

5.4. Análisis de datos.

Como se estudió anteriormente, un modelo de potencia posee 3 incógnitas, las cuales son el parámetro de ajuste, el nivel de bolas y el nivel de carga. Con el fin de utilizar los modelos de potencia para realizar un seguimiento diario, se deben conocer los parámetros de calibración y nivel de carga para poder predecir el nivel de bolas. Como los modelos fueron calibrados en el capítulo anterior, se deben encontrar relaciones metalúrgicas que permitan estimar el nivel de carga a partir de los niveles de carga reales.

Para determinar las relaciones metalúrgicas que permitan estimar el nivel de carga, se deben analizar los datos obtenidos en cada Crash Stop y Grind Out con el objeto de relacionar la presión en los descansos y el porcentaje de nivel asociado a cada fecha.

A continuación se presentan los estudios realizados a los datos obtenidos en cada fecha de calibración.

5.4.1. Datos Crash Stop & Grind Out.

Mediante inspección de los datos de la Tabla 4.4, se pueden generar los niveles de carga y presión asociada a la carga. Para esto, se utilizan las presiones y niveles asociados al nivel de carga (Jc) y bolas (Jb).

El nivel de mineral se obtiene mediante una simple sustracción del nivel de bolas al nivel de carga. De igual forma, la presión de mineral es la diferencia de presión asociada a Jc y Jb. En la Tabla 5.4, se encuentran los valores calculados para cada día.

Tabla 5.4. Valores asociados a la carga de mineral.

Fecha	Campaña	Presión Jc [Kg/cm ²]	Presión Jb [kg/cm ²]	Presión Jm [Kg/cm ²]	Jc [%]	Jb [%]	Jm [%]
27-03-2018	1	63,39	54,72	8,67	30,65	11,78	18,87
11-04-2018	1	62,60	54,87	7,73	30,65	13,79	16,86
28-04-2018	1	59,16	51,24	7,92	27,67	12,77	14,90
26-06-2018	2	66,39	56,70	9,69	24,84	14,86	9,98
27-08-2018	2	60,43	52,49	7,94	24,84	12,77	12,07

Para predecir el nivel de carga, se debe calcular cuánto equivale un 1% de nivel de mineral en presión de mineral asociada al molino y 1% de bolas en presión de bolas. Para esto basta con realizar la razón de Presión de mineral y Jm como se ve en la Tabla 5.5 .

Tabla 5.5. Equivalencia de 1% de mineral en presión.

Fecha	Campaña	Pb/Jb [Kg/cm ² %]	Pm/Jm [Kg/cm ² %]
27-03-2018	1	4,65	0,46
11-04-2018	1	3,98	0,46
28-04-2018	1	4,01	0,53
26-06-2018	2	3,82	0,97
27-08-2018	2	4,11	0,66

Al graficar los datos de presión de bolas y nivel de bolas, se obtiene la Figura 5.5, donde se puede observar que los comportamientos entre campañas no permiten generar

conclusiones, dado que la campaña 1 difiere del comportamiento de la campaña 2, por lo tanto no se pueden establecer relaciones concluyentes.

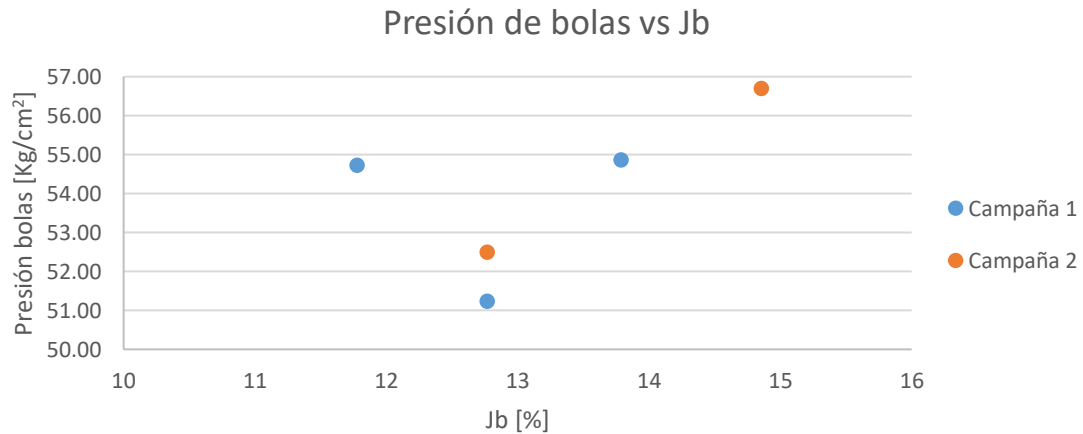


Figura 5.5. Presión de bolas vs Jb.

De igual forma, se grafica la presión de mineral y llenado de mineral, donde no se pueden obtener relaciones concluyentes, ya que entre campañas el comportamiento varía. La campaña 2 presenta una disminución de presión de mineral al aumentar el nivel de mineral, por lo que se decide revisar los datos asociados a los Grind Out de cada fecha. En la Figura 5.6 se puede ver el comportamiento de los datos para presión de mineral y nivel de mineral.

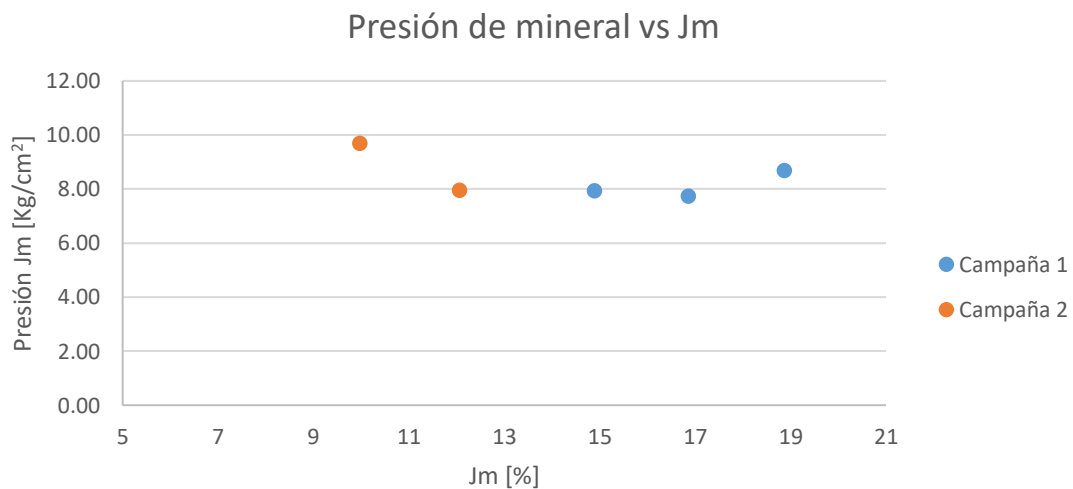


Figura 5.6. Presión de mineral vs Jm.

5.4.1.1. Análisis de Grind Out.

Para que los datos obtenidos mediante Grind Out sean representativos de la operación, se debe procurar que la presión de los descansos disminuya hasta estabilizarse en el tiempo. Sin embargo, mediante inspección de los datos se pudo establecer que este criterio no se cumplía al momento de realizar el Grind Out, lo que contribuye a generar error en el análisis de los datos en cuanto a presión. Sin embargo, el nivel de bolas se considera correcto puesto que el mineral presente luego de transcurrido el tiempo es fino y se encuentra entre los intersticios de las bolas, por lo que no afecta las mediciones de nivel.

Se procedió a analizar cada Grind Out, graficar su tendencia para establecer la presión estable, y compararla con el punto donde se detuvo la operación del molino. A continuación se presentan las gráficas obtenidas en la Figura 5.7 hasta la Figura 5.11, donde el punto naranja es el momento en que se detuvo la operación del molino.

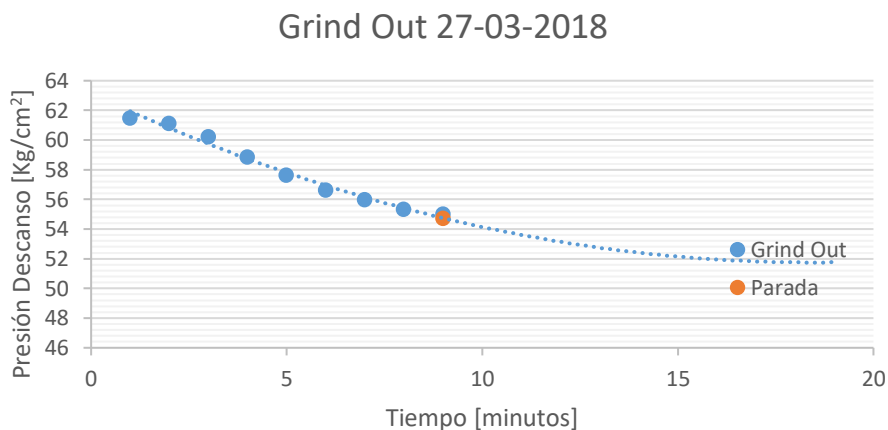


Figura 5.7. Grind Out 27-03-2018.

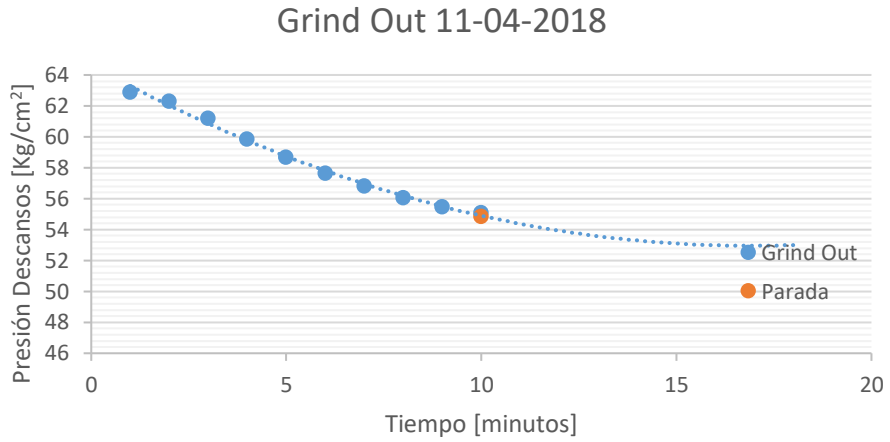


Figura 5.8. Grind Out 11-04-2018.

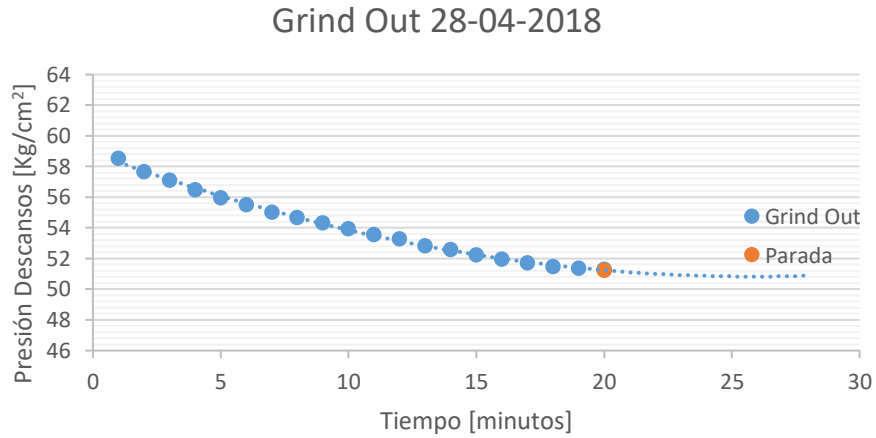


Figura 5.9. Grind Out 28-04-2018.

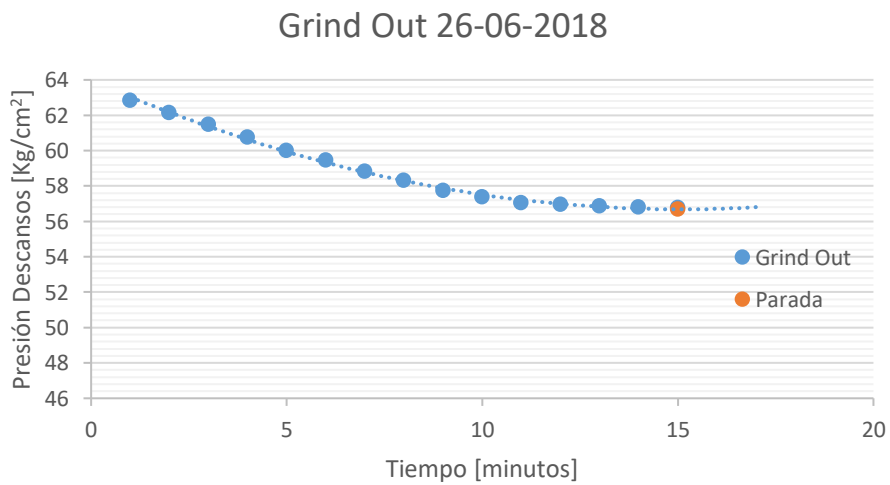


Figura 5.10. Grind Out 26-06-2018.

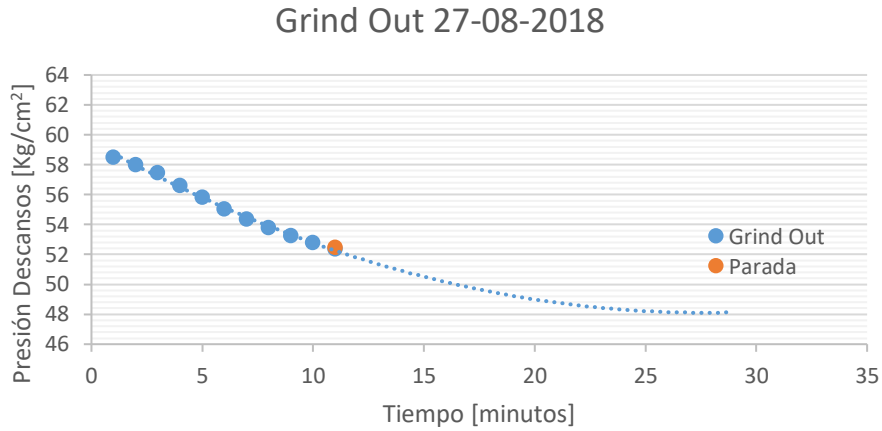


Figura 5.11. Grind Out 27-08-2018.

Se puede establecer que las presiones estables que se deben cumplir para que los Grind Out sean válidos son las que se encuentran en la Tabla 5.6, según la inspección de las gráficas realizadas anteriormente.

Tabla 5.6. Presión Jb Corregida.

Fecha	Presión Jb	Presión Jb Corregida
	[Kg/cm ²]	[Kg/cm ²]
27-03-2018	54,72	51,76
11-04-2018	54,87	53,02
28-04-2018	51,24	50,85
26-06-2018	56,70	56,69
27-08-2018	52,49	48,12

5.4.1.2. Datos con Grind Out corregido.

A continuación, se procede a realizar el mismo análisis de la sección 5.4.1, entregando los datos expuestos en la Tabla 5.7.

Tabla 5.7. Datos Grind Out corregido.

Fecha	Presión Jc [Kg/cm ²]	Presión Jb [Kg/cm ²]	Presión Jm [Kg/cm ²]	PJm/Jm [Kg/cm ² %]	PJb/Jb [Kg/cm ² %]
27-03-2018	63,39	51,76	11,63	1,62	4,39
11-04-2018	62,60	53,02	9,58	1,76	3,84
28-04-2018	59,16	50,85	8,31	1,79	3,98
26-06-2018	66,39	56,69	9,71	1,03	3,81
27-08-2018	60,43	48,12	12,31	0,98	3,77

En la Figura 5.12 se puede observar el comportamiento de los datos, entregando una clara tendencia de comportamiento a diferencia de los datos iniciales de la Figura 5.6. Se observa un cambio en la pendiente de las curvas entre campañas, lo que es atribuible a un cambio en el sistema hidráulico de los descansos, o a un cambio de diseño o material en los revestimientos.

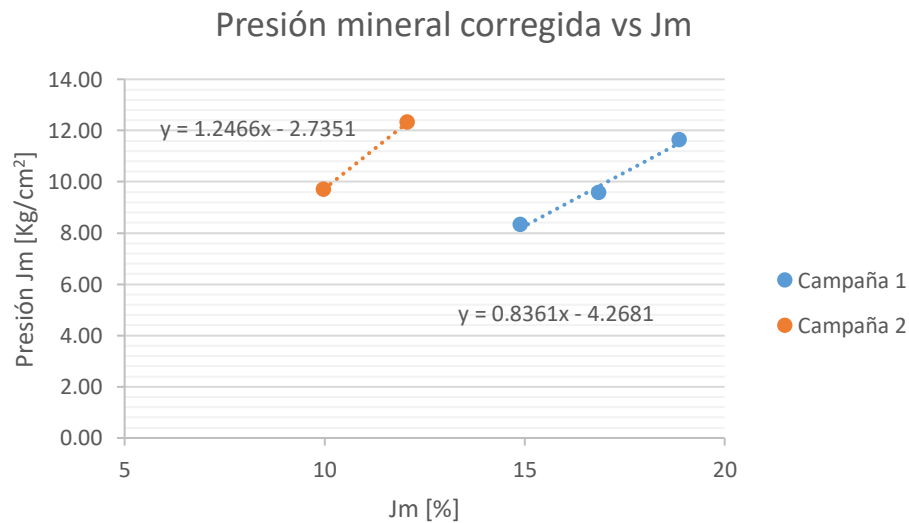


Figura 5.12. Presión mineral corregida vs Jm.

Al analizar el comportamiento de cuánto equivale un 1% de mineral en la presión, se evidencia el cambio en el sistema de presión o revestimientos, dado que en la campaña

1, el promedio era de 1,72 [Kg/cm²], mientras que para la campaña 2, este disminuyó a 1 [Kg/cm²] para la variación de 1% de mineral.

Para obtener el nivel de carga, nuevamente se busca establecer relaciones de equivalencia entre porcentaje de bolas y presión, donde se establece que el promedio para la campaña 1 es de 4,1 [Kg/cm²] y la campaña 2 el promedio es de 3,8 [Kg/cm²] para una variación de un 1% en bolas.

Para efectos prácticos en la estimación del nivel de carga, se considera el promedio de los datos de ambas campañas para obtener una relación metalúrgica que permita establecer el nivel a través del tiempo. Los datos utilizados se pueden ver en Tabla 5.8.

Tabla 5.8. Relaciones de 1% de nivel en presión.

	PJm/Jm [Kg/cm²%]	PJb/Jb [Kg/cm²%]
Campaña 1	1,7	4,1
Campaña 2	1,0	3,8
Promedio	1,4	3,9

Por lo tanto, se considera que una variación de un 1% en el nivel de bolas repercute en un cambio de 3,9 [Kg/cm²] para la presión en los descansos, a su vez, variar en 1% el nivel de mineral cambia en 1,4 [Kg/cm²] la presión en los descansos.

Para comprobar que las relaciones obtenidas anteriormente son válidas, se puede hacer un símil entre las densidades de bolas (7,75 ton/m³) y mineral (2,8 ton/m³), se establece esta relación como base, dando un valor de 2,77.

Si se realiza el mismo procedimiento calculando una gravedad específica con las relaciones obtenidas en la Tabla 5.8, se obtiene un valor de 2,88. La diferencia entre los valores calculados es de 4,1%, por lo que se considera que las relaciones metalúrgicas obtenidas anteriormente son válidas y permiten generar un acercamiento al nivel de carga.

Estas relaciones metalúrgicas serán utilizadas en la validación de los modelos de consumo de potencia, donde se buscará establecer el nivel de carga diario en el molino mediante la ayuda del carguío de bolas.

5.5. Carguío de bolas.

El carguío de bolas se realiza para mantener o variar el nivel de bolas al interior del molino considerando el consumo de acero de los medios de molienda. Para efectos de utilizar diariamente los modelos de potencia, se debe estimar el nivel de carga diario al interior del molino a partir de los datos obtenidos por Crash Stop. Para esto, se determinó el efecto del carguío de cuerpos moledores de 5" de diámetro. El sistema de carga de las bolas es mediante tachos con una masa conocida, la que se indica en la Tabla 5.9. Los datos se pueden ver en Anexo C Carguío de bolas.

Tabla 5.9. Carguío de bolas.

Carga [Kg/día]
10.000
12.000
14.500
20.000
24.000
29.000

5.6. Nivel de carga.

Para predecir el nivel de carga diario, se realizan 2 consideraciones utilizando el carguío de bolas diario. Para generar la predicción del nivel de carga, se debe partir desde un valor real, es decir obtenido mediante Crash Stop y analizar las variaciones de velocidad, presión y potencia para determinar los factores que determinan la variación del nivel.

Para esto, se deben utilizar las relaciones metalúrgicas obtenidas anteriormente. Se debe considerar que el nivel de carga va a variar si el carguío de bolas es constante, donde el cambio de nivel esta atribuido al mineral presente en el molino ($\frac{\Delta P}{1.4}$). Mientras que, si el carguío de bolas es variable, se considera un aporte de bolas y mineral para predecir el nuevo nivel de carga, para esto, se utiliza el promedio de las relaciones obtenidas anteriormente y el cambio de nivel viene dado por $\frac{\Delta P}{2.7}$. Se debe señalar que el cálculo del nivel de carga diario está relacionado con el control experto de cada persona.

CAPÍTULO 6. VALIDACIÓN MODELOS DE POTENCIA.

A continuación, se presentan los 2 métodos utilizados para validar los modelos de potencia. El primero consiste en reemplazar la constante de calibración, mientras que el segundo utiliza el promedio acumulado de las constantes, con el fin de predecir el nivel de bolas presente en el molino.

6.1. Validación 1, constante directa.

Para validar los modelos mediante calibración directa, se utilizaron las constantes obtenidas directamente de la calibración, es decir, los datos de la Tabla 4.5. El procedimiento consiste en utilizar las constantes de la calibración 1 hasta el momento de la calibración 2, luego la constante de calibración 2 en el momento de la constante 3, repetir sucesivamente hasta la constante 5, este procedimiento se basa en el desconocimiento de la siguiente constante de ajuste. Con esto se busca determinar qué tan buena es la predicción del nivel de bolas al suponer una constante fija para el segundo periodo de calibración.

La consideración utilizada para el cálculo de las constantes se presenta en la ecuación (6.1) a continuación.

$$\text{Constante} = \text{Constante} (i - 1), \forall i \in [2,5] \quad (6.1)$$

La forma de validar es mediante la minimización del error cuadrado entre la potencia real y la modelada, mediante la variación del nivel de bolas. Con el objeto de encontrar el mínimo error, se debe ingresar el nivel de carga real, el cual se obtuvo en los Crash Stop realizados.

Las constantes utilizadas para esta validación se encuentran en la Tabla 6.1 a continuación:

Tabla 6.1. Parámetros de ajuste Validación 1.

Calibración	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	22,40°	13,64	22,25	54,69°	6,41
3	21,76°	13,33	21,32	52,26°	6,37
4	22,71°	13,48	22,19	54,68°	6,60
5	22,80°	13,32	21,58	53,81°	6,87

6.1.1. Análisis Validación 1.

A continuación, se evaluarán los resultados obtenidos para el nivel de bolas por cada modelo y periodo de calibración.

Se consideran los datos desde la calibración 2, puesto que en la calibración 1, no se presenta diferencia de nivel por utilizar la constante correcta al periodo de tiempo estudiado. La comparación del nivel de bolas obtenido se presenta en las Tabla 6.2 y Tabla 6.3.

Tabla 6.2. Jb real vs Jb modelos Validación 1, constante directa.

Calibración	Jb [%] Validación 1					
	Real	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	13.79	12.72	12.89	12.49	12.67	13.43
3	12.77	14.24	13.20	13.93	13.81	14.43
4	14.86	14.99	14.38	14.07	14.51	16.57
5	12.77	12.49	13.97	13.41	12.88	11.42

A continuación, en la Figura 6.1 se presenta visualmente la comparación de los modelos y su capacidad de predicción con respecto al nivel de bolas. Se puede observar que, para el tipo de validación utilizado los modelos no presentan una tendencia clara al momento de predecir el nivel de bolas. El modelo propuesto por Morrell genera una mayor diferencia con respecto al nivel de bolas real, lo que se puede observar en las calibraciones 3, 4 y 5.

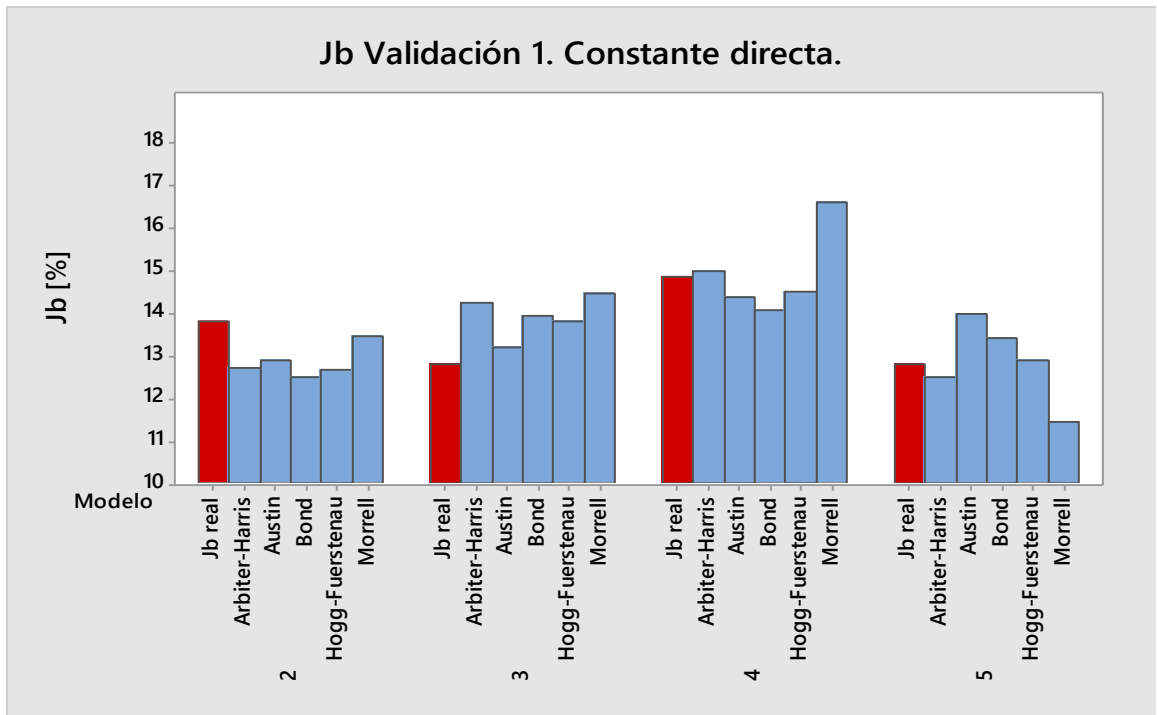


Figura 6.1. Jb [%] Validación 1.

Para continuar con el análisis, se procede a calcular el error relativo del nivel de bolas real respecto al modelado, el cual se presenta en la Tabla 6.3. La fórmula utilizada para el cálculo de este error se presenta en la ecuación (6.2).

$$Error\ relativo\ [\%] = \frac{Jb_{modelo} - Jb_{real}}{Jb_{modelo}} * 100 \quad (6.2)$$

Tabla 6.3. Error relativo Jb [%] Validación 1.

Calibración	Error relativo Jb [%]				
	Arbitrer-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	-8,4	-6,9	-10,4	-8,8	-2,7
3	10,3	3,3	8,3	7,5	11,5
4	0,9	-3,4	-5,6	-2,4	10,3
5	-2,2	8,6	4,7	0,9	-11,9
Promedio	0,1	0,4	-0,7	-0,7	1,8

Los resultados de error relativo se grafican para estudiar su comportamiento y realizar un control interno. En la Figura 6.2 se pueden observar los modelos y determinar si están sobreestimando el nivel de bolas o en caso contrario, subestimando.

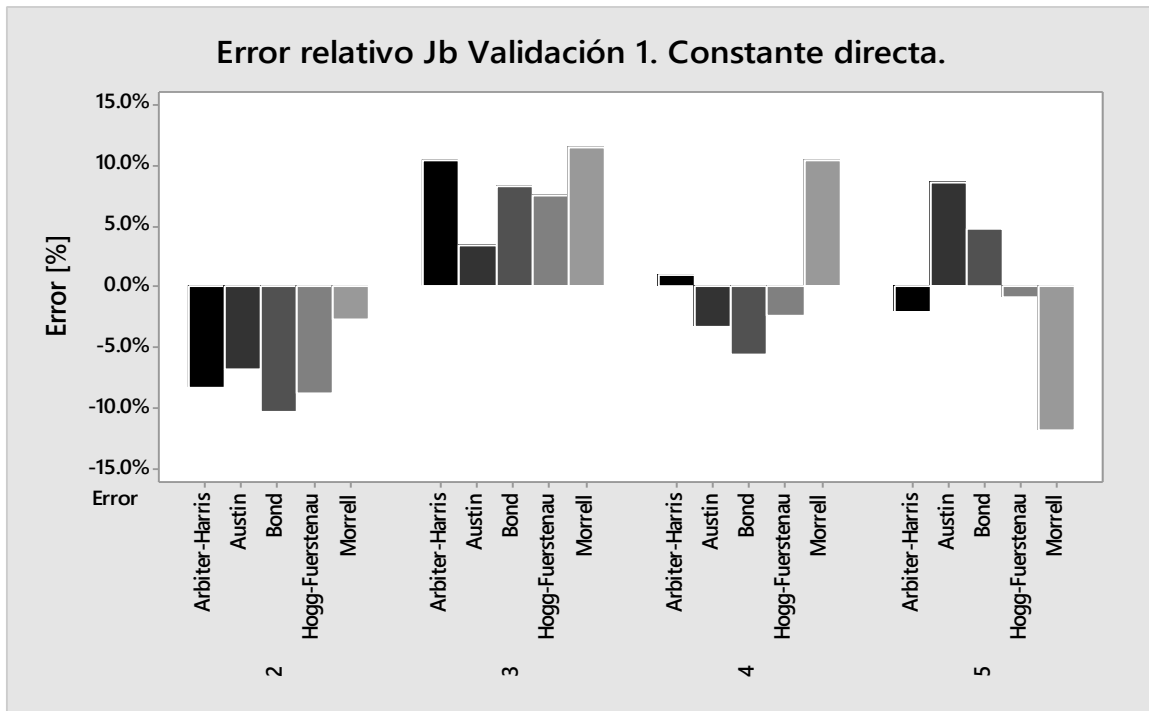


Figura 6.2. Error relativo Jb Validación 1.

En el instante de la calibración 2, se puede observar que todos los modelos tienden a subestimar el nivel de bolas, sin embargo, para la calibración 3, ocurre lo contrario. No se puede concluir una tendencia de los modelos a la respuesta del nivel de bolas, por lo que no se pueden introducir factores de corrección a los modelos, se continúa con el análisis de error absoluto.

Para efectos de comparar los modelos, se presenta la diferencia absoluta entre el valor de Jb real y Jb modelo en la Tabla 6.4. La menor diferencia entre el valor real y el modelado está dada por los modelos de Hogg-Fuerstenau y Arbiter-Harris, mientras que la mayor diferencia está dada por Morrell.

Tabla 6.4. Diferencia Absoluta Jb real Jb modelo Validación 1.

Calibración	Diferencia [-]				
	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	1,1	0,9	1,3	1,1	0,4
3	1,5	0,4	1,2	1,0	1,7
4	0,1	0,5	0,8	0,4	1,7
5	0,3	1,2	0,6	0,1	1,4
Promedio	0,7	0,8	1,0	0,7	1,3

Para determinar qué modelo es el que genera una mejor predicción al nivel de bolas, se procede a estudiar el error absoluto para cada periodo de calibración. La fórmula utilizada para el cálculo del error absoluto se presenta en la ecuación (6.3).

$$Error [\%] = \frac{Abs(Jb_{modelo} - Jb_{real})}{Jb_{modelo}} * 100 \quad (6.3)$$

Tabla 6.5. Error absoluto Jb [%] Validación 1.

Error absoluto Jb [%] Validación 1.					
Calibración	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	8,4	6,9	10,4	8,8	2,7
3	10,3	3,3	8,3	7,5	11,5
4	0,9	3,4	5,6	2,4	10,3
5	2,2	8,6	4,7	0,9	11,9
Promedio	5,4	5,5	7,3	4,9	9,1

Gráficamente los errores absolutos se pueden ver en la Figura 6.3 a continuación. Se observa que los modelos de Bond y Hogg Fuerstenau tienden a disminuir el error a medida que se generan nuevas calibraciones. Por otro lado, Arbiter y Harris posee aleatoriedad en conjunto con el modelo de Austin. Morrell tiende generar el mayor error a medida que transcurre el tiempo.

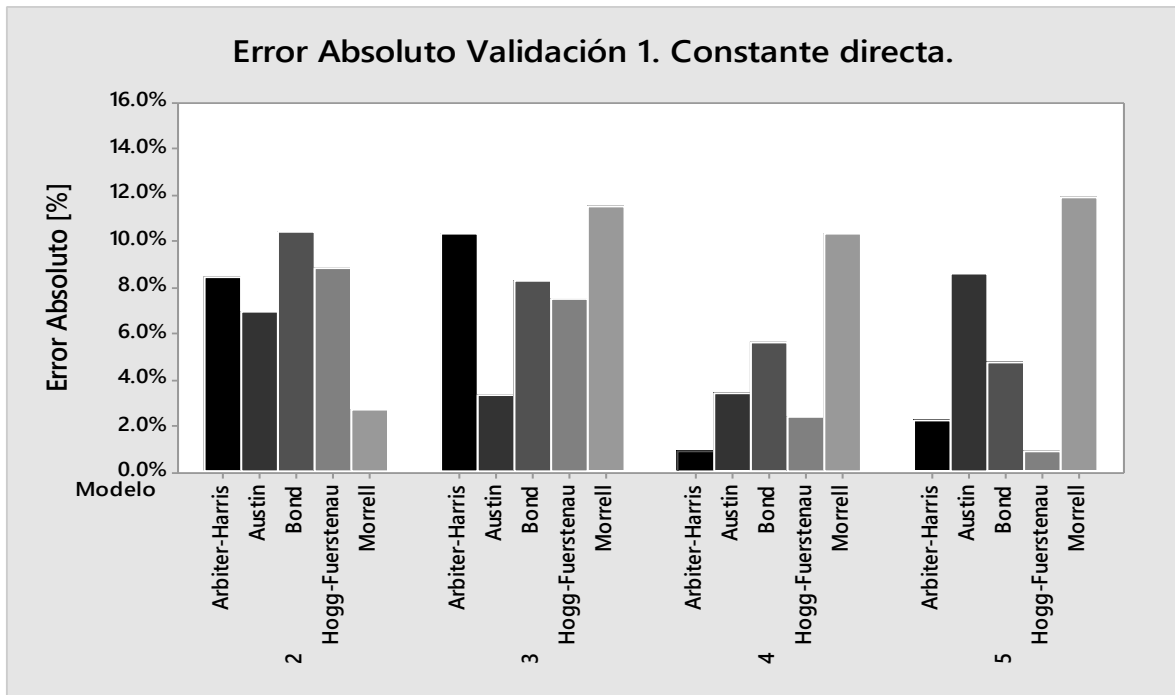


Figura 6.3. Error Absoluto Validación 1.

En base a los errores de la Tabla 6.5 se pueden seleccionar los modelos según el mínimo error. Para tales efectos, se considera Hogg -Fuerstenau como el modelo con menor error, seguido por Arbiter-Harris, Austin, Bond y finalmente Morrell.

6.2. Validación 2, promedio de constantes.

La segunda forma de validación se basa en la utilización de la constante 1 en el tiempo de la 2, y luego promediar la constante 1 con la 2 hasta el momento de la calibración 3, luego ir promediando acumulativamente las constantes hasta el instante de calibración 5, según se puede observar en la ecuación (6.4).

$$Constante = \frac{\sum_{i=2}^5 Constante\ i - 1}{i - 1} \quad (6.4)$$

Al igual que la validación anterior, se busca minimizar el error mediante la variación del nivel de bolas de cada modelo. Las constantes utilizadas para la validación se encuentran en la Tabla 6.6.

Tabla 6.6. Parámetros de ajuste Validación 2.

Calibración	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	22,40°	13,64	22,25	54,69°	6,41
3	21,76°	13,33	21,32	52,26°	6,37
4	22,08°	13,48	21,78	53,47°	6,39
5	22,29°	13,48	21,92	53,88°	6,46

6.2.1. Análisis Validación 2.

Para el análisis, se realiza el mismo procedimiento del punto 6.1.1, y se mantienen los criterios de estudio.

En la Tabla 6.7 se presenta el nivel de bolas obtenido en comparación con el nivel real. La calibración 1 no presenta diferencia con respecto al nivel de bolas, por lo que no se presenta, mientras que la calibración 2, mantiene el mismo resultado de la Validación 1.

Tabla 6.7. Jb [%] Validación 2.

Calibración	Jb [%] Validación 2.					
	Real	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	13,79	12,72	12,89	12,49	12,67	13,43
3	12,77	13,73	12,75	13,30	13,27	14,26
4	14,86	15,94	14,36	14,41	14,83	17,56
5	12,77	13,21	13,65	13,09	12,87	13,31

En la Figura 6.4 se procede a graficar los resultados obtenidos en la Tabla 6.7 para tener una comparación visual.

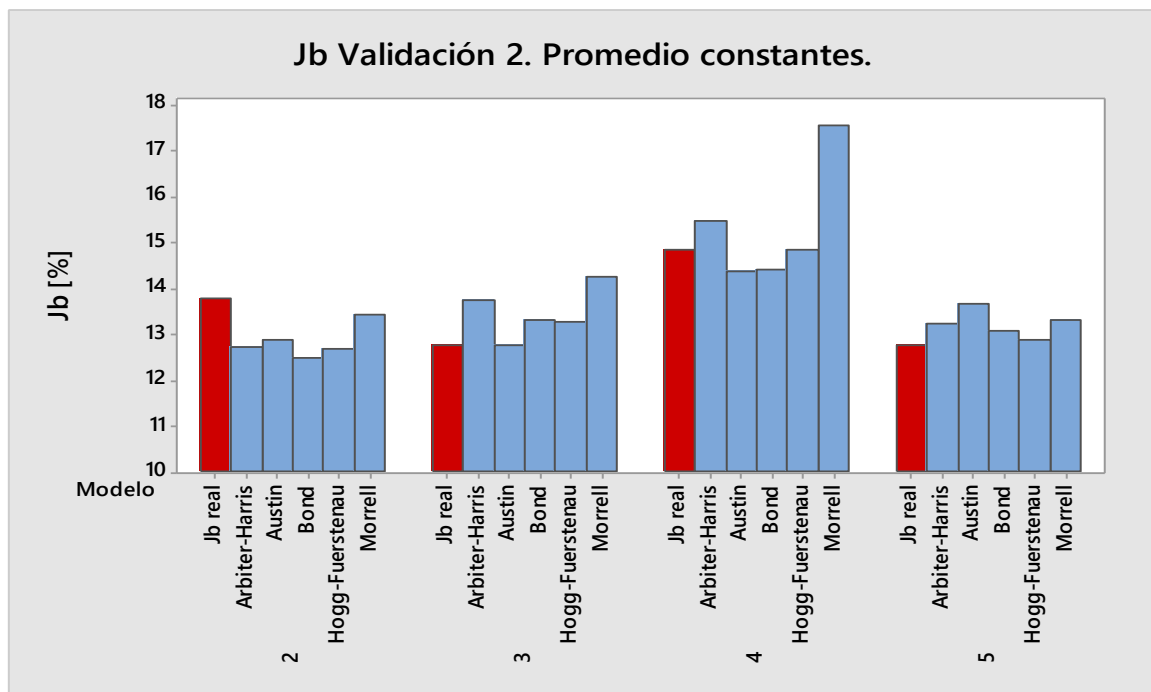


Figura 6.4. Jb [%] Validación 2.

Con respecto a la Validación 1, se puede apreciar una disminución de las diferencias entre Jb para las calibraciones. Sin embargo, se debe calcular el error relativo para generar un control interno de cada modelo. En la Tabla 6.8 se presentan los errores relativos.

Tabla 6.8. Error relativo Jb [%] Validación 2.

Calibración	Error relativo Jb [%]				
	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	-8,4	-6,9	-10,4	-8,8	-2,7
3	7,0	-0,2	4,0	3,8	10,5
4	6,8	-3,5	-3,1	-0,2	15,4
5	3,3	6,5	2,4	0,7	4,0
Promedio	2,2	-1,02	-1,8	-1,1	6,8

Se grafica el resultado de los errores relativos para observar el comportamiento de los modelos a la subestimación o sobreestimación del nivel de bolas. En la Figura 6.5 se presenta la gráfica. No se puede asegurar un comportamiento determinado para los modelos con tan pocos datos, ya que tiende a ser aleatorio por lo que no se pueden introducir factores de corrección a los modelos por efectos de sub o sobreestimación.

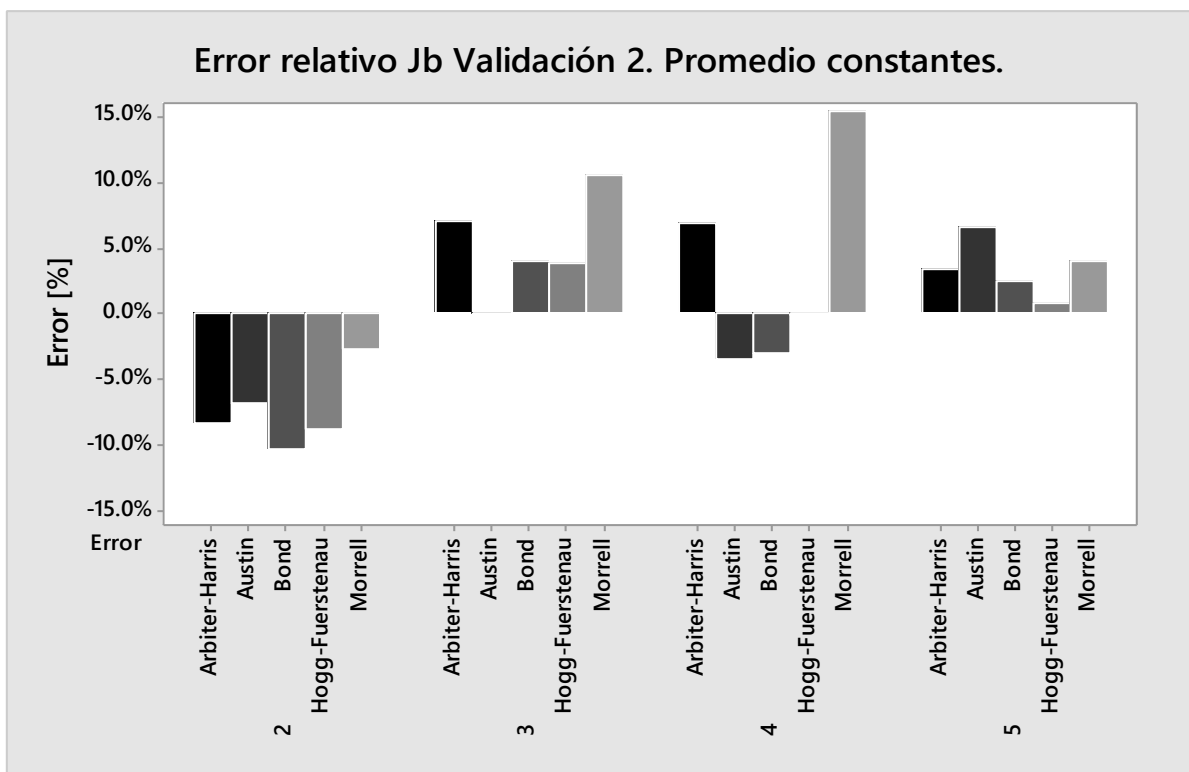


Figura 6.5. Error relativo Jb Validación 2.

Diego Andrés Urrutia Ricouz

Para evaluar la selección de modelos que mejor predicción generan al nivel de bolas, se debe analizar la diferencia absoluta entre el nivel de bolas real y el modelado. En la Tabla 6.9 se encuentran los datos, donde se mantiene el modelo de Hogg Fuerstenau como el que menor diferencia genera entre los niveles de bolas, y Morrell es el modelo que genera mayor diferencia.

Tabla 6.9. Diferencia Absoluta Jb real y Jb modelo Validación 2.

Calibración	Diferencia [-]				
	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	1,1	0,9	1,3	1,1	0,4
3	1,0	0,0	0,5	0,5	1,5
4	1,1	0,5	0,5	0,0	2,7
5	0,4	0,9	0,3	0,1	0,5
Promedio	0,9	0,6	0,6	0,4	1,3

El siguiente análisis por realizar es calcular el error absoluto y compararlo para determinar los modelos que generan el menor error con respecto al Jb real. Los datos se presentan en la Tabla 6.10.

Tabla 6.10. Error absoluto Jb [%] Validación 2.

Calibración	Error absoluto Jb [%] Validación 2.				
	Arbiter-Harris	Austin	Bond	Hogg-Fuerstenau	Morrell
2	8,4	6,9	10,4	8,8	2,7
3	7,0	0,2	4,0	3,8	10,5
4	6,8	3,5	3,1	0,2	15,4
5	3,3	6,5	2,4	0,7	4,0
Promedio	6,4	4,3	5,0	3,4	8,1

Los resultados de la Tabla 6.10 se observan gráficamente en la Figura 6.6. Se observa que los modelos de Arbiter-Harris y Bond disminuyen el error a medida que se promedian las constantes, sin embargo los modelos de Austin, Hogg-Fuerstenau y Morrell presentan un comportamiento periódico, disminuyendo el error y luego aumentando en el caso de Austin y Hogg-Fuerstenau. Para el caso de Morrell, el comportamiento es inverso.

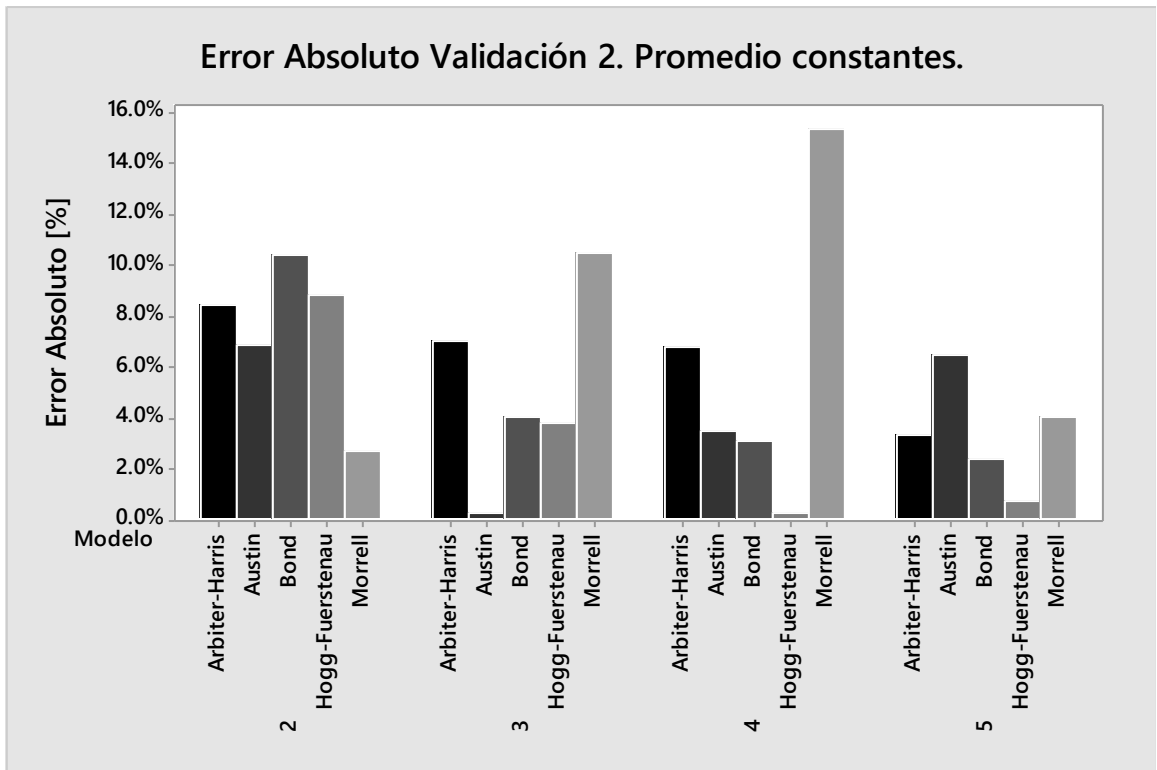


Figura 6.6. Error Absoluto Validación 2.

El modelo que menor error absoluto presenta al nivel de bolas es Hogg-Fuerstenau, seguido por Austin, Bond, Arbiter-Harris y finalmente Morrell, basado en el análisis de los errores promedio.

6.3. Comparación Validaciones 1 y 2.

A continuación, se comparan los resultados obtenidos para el error absoluto con respecto al nivel de bolas por modelo, utilizando los métodos de las validaciones realizadas. Se busca determinar que método es mejor para predecir el nivel de bolas.

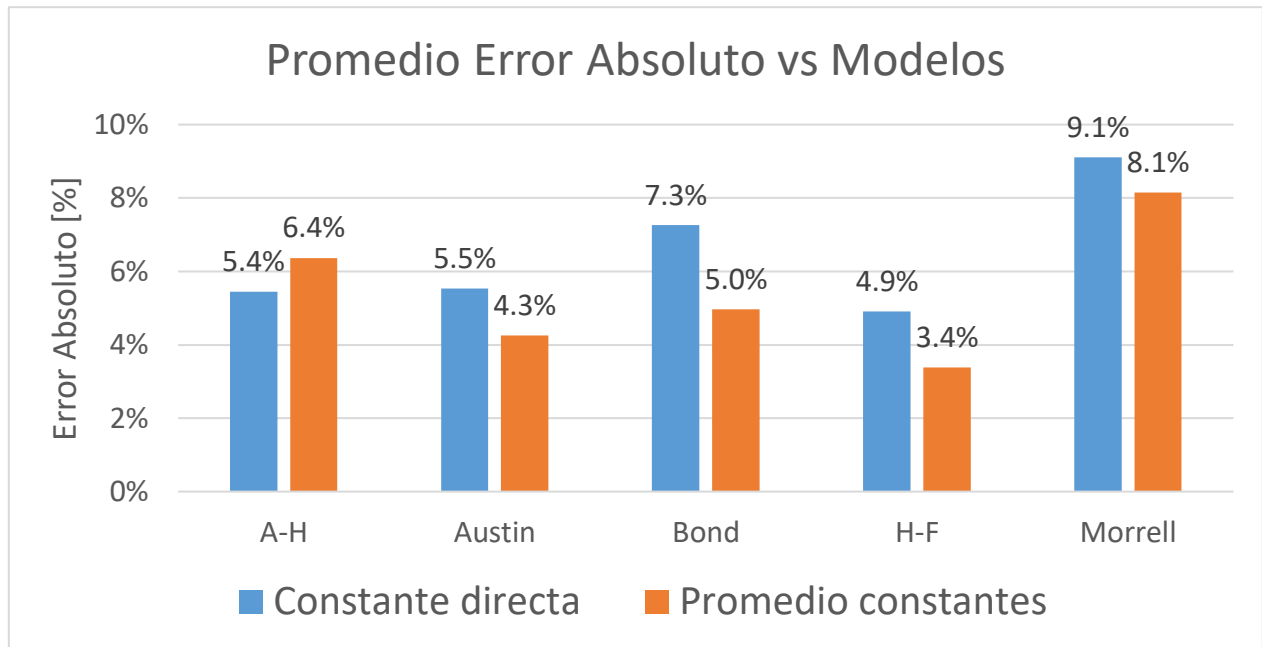


Figura 6.7. Promedio Error Absoluto vs Modelos.

En la Figura 6.7 se puede observar que la Validación 2, utilizando el promedio de las constantes de calibración reduce el error con respecto al nivel de bolas real para los modelos de Austin, Bond, Hogg-Fuerstenau y Morrell, sin embargo, para el modelo de Arbiter-Harris, la Validación 1 utilizando las constantes directas genera un menor error.

Para efectos prácticos, se selecciona el método de Validación 2 como la mejor forma de predicción para el nivel de bolas, por lo que se sugiere la utilización de los promedios acumulados de las constantes para determinar el nivel de bolas con ayuda de modelos de potencia.

En la Figura 6.8 se puede observar el ajuste de las curvas generadas por la modelación del modelo y el nivel de bolas real. Se puede comprobar que el ajuste aumenta al utilizar la metodología de promediar los parámetros de ajuste.

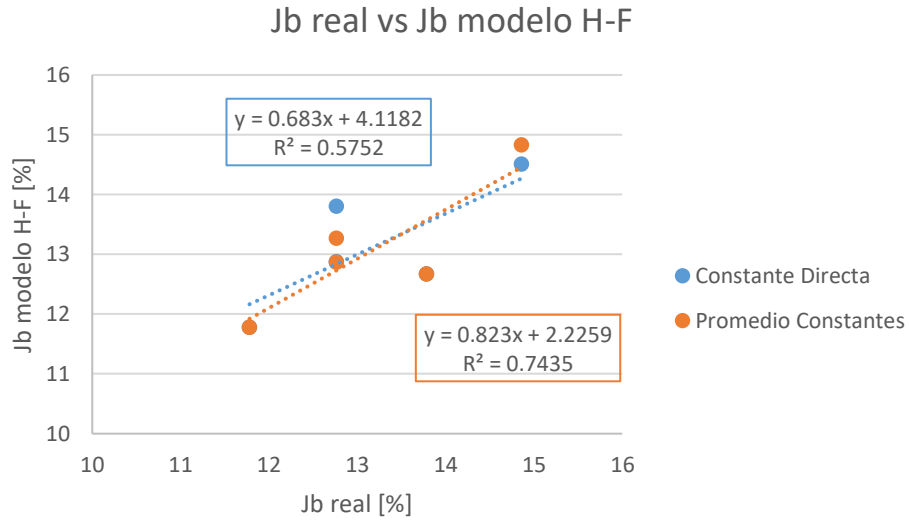


Figura 6.8. Jb real vs Jb modelo H-F.

A continuación, en la Figura 6.9 se observa el nivel de carga generado día a día con las relaciones metalúrgicas establecidas anteriormente. El nivel de bolas se obtiene mediante el uso del modelo de Hogg-Fuerstenau y el método de promediar las constantes de calibración dado por la Validación 2.

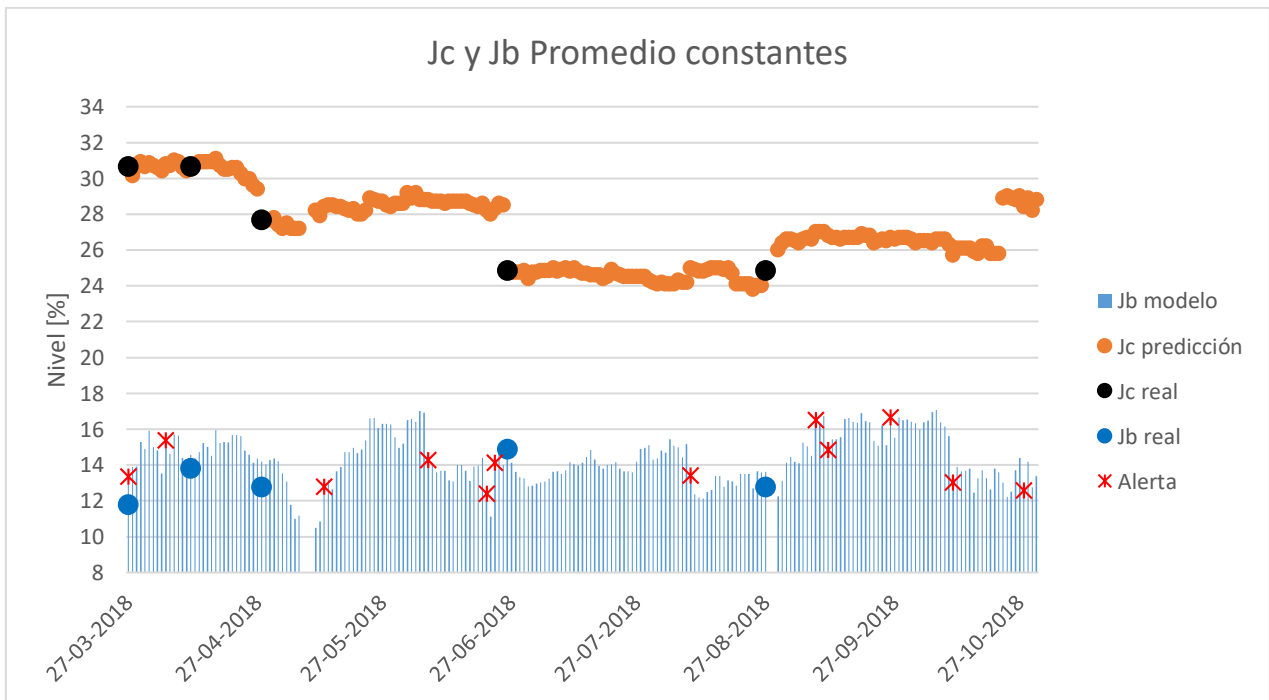


Figura 6.9. Nivel de carga y bolas diario Modelo H-F, promediando constantes.

Los puntos de color azul representan el nivel real de bolas obtenido mediante Grind Out. Los puntos de color negro representan el nivel de carga obtenido por Crash Stop. Al momento de cambiar los revestimientos, se consideró un aumento de 1% en el nivel de carga al día siguiente. En Anexo D Planilla seguimiento diario, se muestra una imagen de la planilla utilizada para generar el seguimiento de los datos. Los asteriscos rojos indican una alerta para variación de nivel de bolas igual o superior a 1,5% diario.

Se puede observar que el nivel de carga no sufre mayores variaciones al utilizar las relaciones metalúrgicas, sin embargo, se recomienda implementar un sensor de nivel en línea para reducir errores humanos al momento de evaluar el nivel de carga. El nivel de bolas generado mediante el uso del modelo de Hogg-Fuerstenau promedia 14%, sufriendo pequeñas variaciones diarias. Se puede recomendar el uso de este modelo para generar el control diario y verificar la operación, ya que presenta 12 días en el periodo de estudio en donde la diferencia de bolas es mayor a 1,5% de nivel entre días consecutivos.

Si se considera el parámetro generado para la última calibración de la metodología de promediar constantes, el resultado obtenido se puede observar en la Figura 6.10 a continuación.

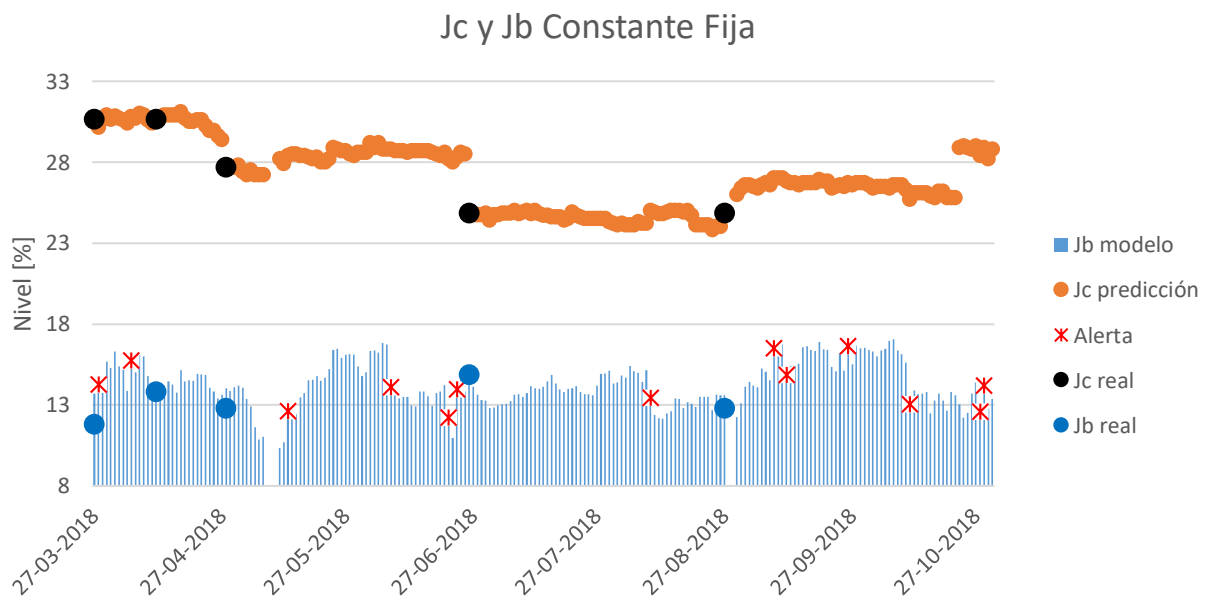


Figura 6.10. Nivel de carga y bolas diario Modelo H-F, constante fija.

En comparación con la variable anterior, se visualiza un aumento de 1 día en las alertas por diferencia mayor a 1,5% en el nivel de bolas, además el promedio de nivel de bolas aumenta de 14% a 14,3%.

6.4. Robustez de los parámetros de ajuste modelo H-F.

Se estudio la robustez de los parámetros obtenidos frente a la variación de velocidad, %sólido, porosidad de carga y diámetro. Se utilizaron los datos de velocidad generados en esta memoria para elaborar un set de datos con distribución normal, basados en el promedio (10,36 RPM) y desviación estándar (0,42). El %sólido también se basó en los datos iniciales, generando una distribución normal aleatoria con promedio 64.29% y desviación estándar 2.36. El diámetro se varió aleatoriamente en una distribución uniforme según las dimensiones posibles originadas por el desgaste del revestimiento. La porosidad de carga fue estudiada con distribución normal basada en un promedio de 0.4 y desviación estándar de 0.04.

Para iniciar el estudio, se generaron 15000 datos aleatorios de velocidad, %sólido y diámetro. Se utilizó el parámetro de ajuste obtenido mediante metodología de promediar constantes para la última medición realizada ($\alpha=53.86^\circ$). Se procedió a recalibrar el modelo en base a los parámetros aleatorios basados en nivel de carga y bolas de la calibración n°5.

Del set aleatorio generado, se eliminaron las combinaciones que no permitían obtener un parámetro de ajuste. Por otro lado, existían combinaciones que no eran posibles operacionalmente, las cuales fueron eliminadas, pero no se puede descartar la posibilidad de que existan combinaciones poco probables operacionalmente. El set de datos resultante fue de aproximadamente 10.000 datos.

El 90% de los parámetros obtenidos poseen una distribución normal, el promedio obtenido es 62° . El valor mínimo para el parámetro es 50° y el máximo 75° , todos los valores obtenidos se encuentran en el rango $\bar{x} \pm 2\sigma$, lo que equivale a un intervalo de confianza de 95% según se observa en la Figura 6.11 a continuación.

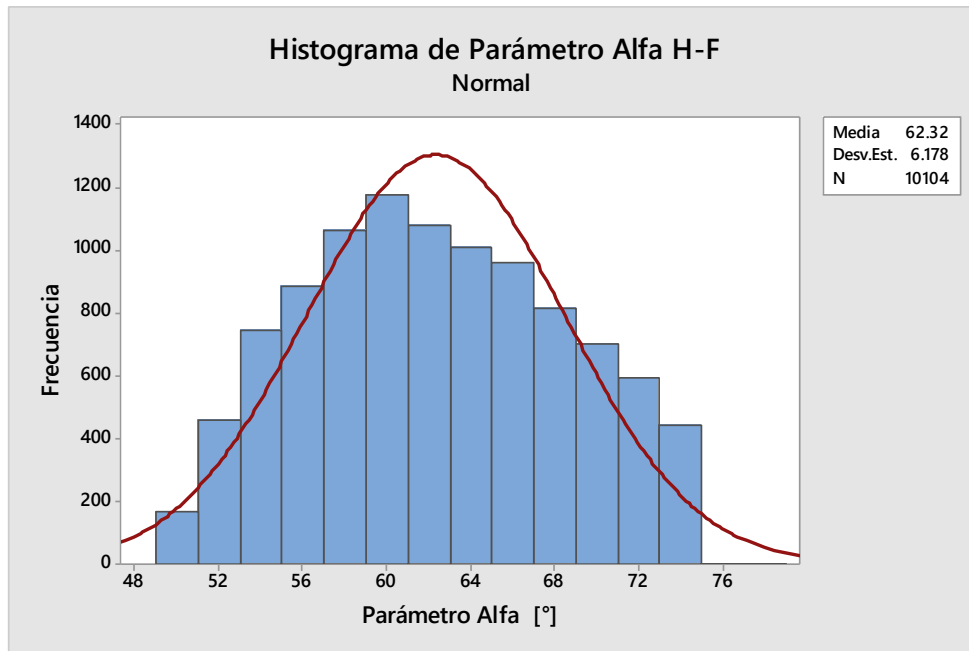


Figura 6.11. Histograma de Parámetro alfa.

Los parámetros obtenidos en esta memoria se encuentran distribuidos en el 25% inferior de la población generada aleatoriamente, como se muestra en la Figura 6.12 a continuación.

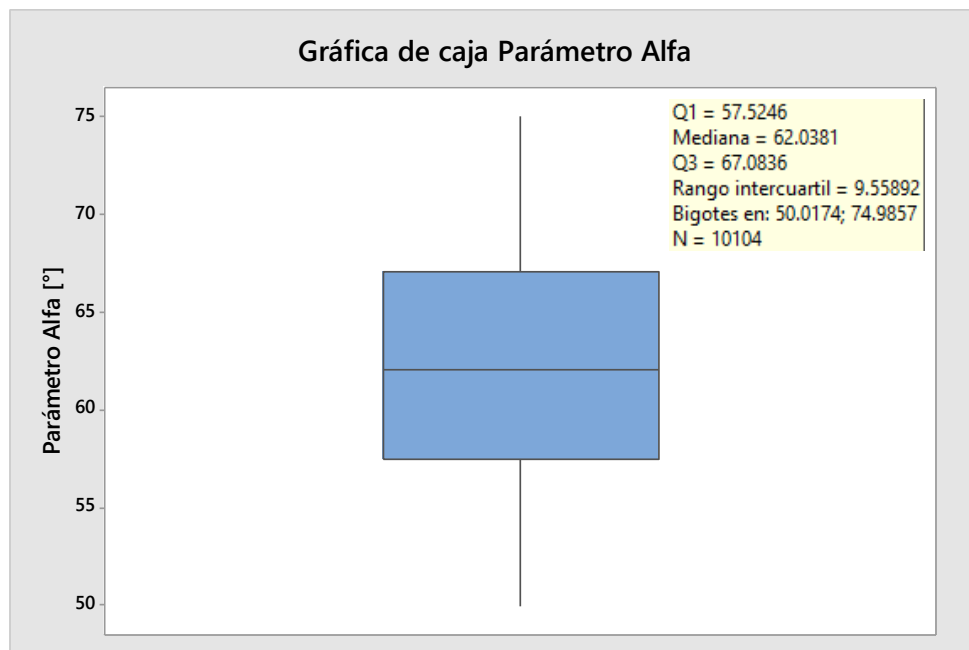


Figura 6.12. Gráfica de caja Parámetro Alfa.

Frente a la variación de diámetro según desgaste de revestimiento, el parámetro alfa no presenta correlación. La velocidad de giro del molino tampoco presenta correlación al parámetro. La densidad de carga influye en la determinación del parámetro alfa, pero su factor de correlación es débil ($R^2 = 0,54$), por lo que no se puede decir que genera una variación significativa. Por otro lado, la porosidad de carga influye al igual que la densidad de carga, con una correlación baja ($R^2 = 0,54$), lo que no es significativo.

CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

7.1. Conclusiones

A continuación, se presentan las conclusiones obtenidas para el molino SAG con dimensiones de 32' x 15' y velocidades de operación en el rango 0,57-0,79 de la velocidad crítica.

Se puede concluir que luego de realizar 2 tipos de validaciones para predecir el nivel de bolas mediante modelos de consumo de potencia, la Validación 2 presenta el menor error con respecto al nivel de bolas real. El uso de las constantes promediadas genera un mejor ajuste en comparación a la utilización de la constante directamente para la predicción del J_b .

Los modelos de consumo de potencia, categorizados por menor error absoluto promedio con respecto al J_b son: 1) Hogg-Fuerstenau con 3,4%, 2) Austin con 4,3%, 3) Bond con 5,0%, 4) Arbiter-Harris con 6,4% y finalmente 5) Morrell con 8,1% respectivamente. Por lo que se puede corroborar la hipótesis inicial considerando los modelos de Hogg-Fuerstenau, Austin y Bond.

Los modelos de Arbiter-Harris, Austin, Bond, Hogg-Fuerstenau y Morrell presentan facilidad para ser utilizados industrialmente mediante sus ecuaciones simplificadas, puesto que no necesitan de variables desconocidas operacionalmente o que no se encuentran disponibles.

Para el caso del modelo de Morrell, los datos modelados generan la mayor diferencia con respecto a los datos reales para ambas validaciones realizadas.

Para efectos de calibración y validación de modelos de potencia, las planillas generadas pueden ser utilizadas para molinos SAG de diversas medidas y velocidades de operación por no presentar restricciones operacionales.

Las relaciones metalúrgicas obtenidas para predecir el nivel de carga son válidas por tener una diferencia menor al 5%, por lo que son útiles para generar el nivel día a día.

7.2. Recomendaciones.

1. Para efectos de controlar el nivel de bolas en el molino SAG de 32' x 15', se recomienda utilizar el modelo de Hogg-Fuerstenau, por presentar el menor error absoluto y simpleza en la implementación.
2. Con el objeto de reducir la variación en la predicción del nivel de bolas, se recomienda el uso de la metodología de promediar las constantes de calibración utilizada en la Validación 2, la cual reduce el error absoluto entre niveles de bolas real y modelado.
3. Verificar por lo menos una vez el nivel de bolas a lo largo de una campaña de revestimiento, para poder calibrar el modelo.
4. Se recomienda generar un modelo de constantes de calibración a lo largo de una campaña de revestimientos, con el fin de reducir la variabilidad en la predicción del Jb.
5. Aumentar el tiempo de Grind Out hasta estabilizar presión, trabajando a velocidad controlada para evitar fractura de revestimientos, manteniendo los procedimientos divisionales.
6. Realizar seguimiento diario de la operación del molino con la ayuda de modelos de potencia para mantener el nivel de bolas controlado, utilizando las planillas generadas para obtener un análisis rápido y verídico.
7. Verificar semanalmente el nivel de carga para mantener controlada la operación, y poder ajustar de mejor manera el nivel de carga en la predicción diaria.
8. Implementar un sensor de nivel de carga en línea, para evitar detenciones del equipo y eliminar el factor humano al momento de estimar los niveles de carga.
9. Utilizar las planillas generadas para realizar las calibraciones de los modelos.

REFERENCIAS

- [1] M. Fuerstenau y K. Han., Principles of Mineral Processing, Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2003.
- [2] A. Gupta y D. Yan, Mineral Processing Design and Operations. An Introduction, Perth, Australia, 2006.
- [3] T. Napier-Munn, S. Morrell y R. Morrison, Mineral Comminution Circuits, Their Operation and Optimization, Queensland, Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, UQ, 1996.
- [4] L. Austin y F. Concha, Diseño y Simulación de Circuitos de Molienda y Clasificación, Concepción, Chile, 1994.
- [5] J. Sepúlveda y L. Gutiérrez, Dimensionamiento y Optimización de Plantas Concentradoras Mediante Técnicas de Modelación Matemática., Centro de Investigación Minera y Metalúrgica, 1986.
- [6] L. Austin, C. Barahona y J. Menacho, Investigation of Autogenous and Semi-Autogenous Grinding in Tumbling Mills, Pennsylvania, USA: Powder Technology, 1986.
- [7] J. Sepulveda, Un modelo fenomenológico de la molienda semiautogena, MolyCop, 2000.
- [8] S. Morrell, The prediction of power draw in wet tumbling mills, 1993.
- [9] K. Liddell y M. Moys, «The effects of mill speed and filling on the behaviour of the load in a rotary grinding mill,» *J.S. Afr. Inst. Min. Metall.*, vol. 88, nº 2, pp. 49-57, 1988.
- [10] S. Morrell, G. Lane y M. Daniel, Consolidation and validation of several tumbling mill power models, Santiago, Chile: Procemin, 2010.

- [11] A. Doll, An updated data set for mill power model calibration, Quebec, Canada: XXVIII International Mineral Process Congress, 2016.
- [12] S. Morrell, Power draw of wet tumbling mills and its relationship to charge dynamics- Part 2: An empirical approach to modelling of mill power draw, 1996.
- [13] B. Clermont y B. d. Haas., «Optimization of mill performance by using online ball and pulp measurements,» *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy.*, 2010.

ANEXO

A. Filtro de datos.

A.1. Código Macro análisis frecuencias

Sub rangofecha2()	Dim V9 As Double	Dim S1 As Double
Dim fecha As Date	Dim V10 As Double	Dim S2 As Double
Dim fechadias As Date	'VARIABLES PRESION	Dim S3 As Double
'VARIABLES PROMEDIO VELOCIDAD	Dim F1 As Double	Dim S4 As Double
Dim P1 As Double	Dim F2 As Double	Dim S5 As Double
Dim P2 As Double	Dim F3 As Double	Dim S6 As Double
Dim P3 As Double	Dim F4 As Double	Dim S7 As Double
Dim P4 As Double	Dim F5 As Double	Dim S8 As Double
Dim P5 As Double	Dim F6 As Double	Dim S9 As Double
Dim P6 As Double	Dim F7 As Double	Dim S10 As Double
Dim P7 As Double	Dim F8 As Double	'PROMEDIO %SOLIDO
Dim P8 As Double	Dim F9 As Double	Dim PS1 As Double
Dim P9 As Double	Dim F10 As Double	Dim PS2 As Double
Dim P10 As Double	'PROMEDIO PRESIÓN	Dim PS3 As Double
'VARIABLES VELOCIDAD	Dim PF1 As Double	Dim PS4 As Double
Dim V1 As Double	Dim PF2 As Double	Dim PS5 As Double
Dim V2 As Double	Dim PF3 As Double	Dim PS6 As Double
Dim V3 As Double	Dim PF4 As Double	Dim PS7 As Double
Dim V4 As Double	Dim PF5 As Double	Dim PS8 As Double
Dim V5 As Double	Dim PF6 As Double	Dim PS9 As Double
Dim V6 As Double	Dim PF7 As Double	Dim PS10 As Double
Dim V7 As Double	Dim PF8 As Double	'VARIABLES POTENCIA
Dim V8 As Double	Dim PF9 As Double	Dim D1 As Double
	Dim PF10 As Double	Dim D2 As Double
	'VARIABLES %SOLIDO	

Dim D3 As Double	Dim PD6 As Double	Dim G9 As Double
Dim D4 As Double	Dim PD7 As Double	Dim G10 As Double
Dim D5 As Double	Dim PD8 As Double	'PROMEDIO
Dim D6 As Double	Dim PD9 As Double	ALIMENTACION
Dim D7 As Double	Dim PD10 As Double	Dim PG1 As Double
Dim D8 As Double	'ALIMENTACION SAG	Dim PG2 As Double
Dim D9 As Double	Dim G1 As Double	Dim PG3 As Double
Dim D10 As Double	Dim G2 As Double	Dim PG4 As Double
'PROMEDIO POTENCIA	Dim G3 As Double	Dim PG5 As Double
Dim PD1 As Double	Dim G4 As Double	Dim PG6 As Double
Dim PD2 As Double	Dim G5 As Double	Dim PG7 As Double
Dim PD3 As Double	Dim G6 As Double	Dim PG8 As Double
Dim PD4 As Double	Dim G7 As Double	Dim PG9 As Double
Dim PD5 As Double	Dim G8 As Double	Dim PG10 As Double

Sheets("Datos sin parada").Activate

i = 0	V3 = 0	P7 = 0	PF1 = 0
x = 0	V4 = 0	P8 = 0	PF2 = 0
C1 = 0	V5 = 0	P9 = 0	PF3 = 0
C2 = 0	V6 = 0	P10 = 0	PF4 = 0
C3 = 0	V7 = 0	F1 = 0	PF5 = 0
C4 = 0	V8 = 0	F2 = 0	PF6 = 0
C5 = 0	V9 = 0	F3 = 0	PF7 = 0
C6 = 0	V10 = 0	F4 = 0	PF8 = 0
C7 = 0	P1 = 0	F5 = 0	PF9 = 0
C8 = 0	P2 = 0	F6 = 0	PF10 = 0
C9 = 0	P3 = 0	F7 = 0	S1 = 0
C10 = 0	P4 = 0	F8 = 0	S2 = 0
V1 = 0	P5 = 0	F9 = 0	S3 = 0
V2 = 0	P6 = 0	F10 = 0	S4 = 0

S5 = 0	PS9 = 0	PD3 = 0	G7 = 0
S6 = 0	PS10 = 0	PD4 = 0	G8 = 0
S7 = 0	D1 = 0	PD5 = 0	G9 = 0
S8 = 0	D2 = 0	PD6 = 0	G10 = 0
S9 = 0	D3 = 0	PD7 = 0	PG1 = 0
S10 = 0	D4 = 0	PD8 = 0	PG2 = 0
PS1 = 0	D5 = 0	PD9 = 0	PG3 = 0
PS2 = 0	D6 = 0	PD10 = 0	PG4 = 0
PS3 = 0	D7 = 0	G1 = 0	PG5 = 0
PS4 = 0	D8 = 0	G2 = 0	PG6 = 0
PS5 = 0	D9 = 0	G3 = 0	PG7 = 0
PS6 = 0	D10 = 0	G4 = 0	PG8 = 0
PS7 = 0	PD1 = 0	G5 = 0	PG9 = 0
PS8 = 0	PD2 = 0	G6 = 0	
PG10 = 0			

a = Range("AF2").Value

Set rango = ActiveSheet.UsedRange

ultimafila = rango.Rows.Count

If b <= a Then

If a = b Then

Do While x <= ultimafila

If Cells(5 + x, 11) = 1 Then

C1 = C1 + 1

Cells(5 + i, 20).Copy

V1 = Cells(5 + x, 12).Value

P1 = P1 + V1

Range("AE2").PasteSpecial

F1 = Cells(5 + x, 16).Value

Paste:=xlPasteValues

PF1 = PF1 + F1

b = Range("AE2").Value

S1 = Cells(5 + x, 10).Value

PS1 = PF1 + S1

Cells(5 + x, 4).Copy

D1 = Cells(5 + x, 14).Value

Range("AF2").PasteSpecial

PD1 = PD1 + D1

Paste:=xlPasteValues

$$G1 = \text{Cells}(5 + x, 6).\text{Value}$$

$$PG1 = PG1 + G1$$

$$x = x + 1$$

Elsif Cells(5 + x, 11) = 2 Then

$$C2 = C2 + 1$$

$$V2 = \text{Cells}(5 + x, 12).\text{Value}$$

$$P2 = P2 + V2$$

$$F2 = \text{Cells}(5 + x, 16).\text{Value}$$

$$PF2 = PF2 + F2$$

$$S2 = \text{Cells}(5 + x, 10).\text{Value}$$

$$PS2 = PF2 + S2$$

$$D2 = \text{Cells}(5 + x, 14).\text{Value}$$

$$PD2 = PD2 + D2$$

$$G2 = \text{Cells}(5 + x, 6).\text{Value}$$

$$PG2 = PG2 + G2$$

$$x = x + 1$$

Elsif Cells(5 + x, 11) = 3 Then

$$C3 = C3 + 1$$

$$V3 = \text{Cells}(5 + x, 12).\text{Value}$$

$$P3 = P3 + V3$$

$$F3 = \text{Cells}(5 + x, 16).\text{Value}$$

$$PF3 = PF3 + F3$$

$$S3 = \text{Cells}(5 + x, 10).\text{Value}$$

$$PS3 = PF3 + S3$$

$$D3 = \text{Cells}(5 + x, 14).\text{Value}$$

$$PD3 = PD3 + D3$$

$$G3 = \text{Cells}(5 + x, 6).\text{Value}$$

$$PG3 = PG3 + G3$$

$$x = x + 1$$

Elsif Cells(5 + x, 11) = 4 Then

$$C4 = C4 + 1$$

$$V4 = \text{Cells}(5 + x, 12).\text{Value}$$

$$P4 = P4 + V4$$

$$F4 = \text{Cells}(5 + x, 16).\text{Value}$$

$$PF4 = PF4 + F4$$

$$S4 = \text{Cells}(5 + x, 10).\text{Value}$$

$$PS4 = PF4 + S4$$

$$D4 = \text{Cells}(5 + x, 14).\text{Value}$$

$$PD4 = PD4 + D4$$

$$G4 = \text{Cells}(5 + x, 6).\text{Value}$$

$$PG4 = PG4 + G4$$

$$x = x + 1$$

Elsif Cells(5 + x, 11) = 5 Then

$$C5 = C5 + 1$$

$$V5 = \text{Cells}(5 + x, 12).\text{Value}$$

$$P5 = P5 + V5$$

$$F5 = \text{Cells}(5 + x, 16).\text{Value}$$

$$PF5 = PF5 + F5$$

$$S5 = \text{Cells}(5 + x, 10).\text{Value}$$

$$PS5 = PF5 + S5$$

$$D5 = \text{Cells}(5 + x, 14).\text{Value}$$

$$PD5 = PD5 + D5$$

$$G5 = \text{Cells}(5 + x, 6).\text{Value}$$

$$PG5 = PG5 + G5$$

$x = x + 1$

Elsif Cells(5 + x, 11) = 6 Then

$C6 = C6 + 1$

$V6 = \text{Cells}(5 + x, 12).\text{Value}$

$P6 = P6 + V6$

$F6 = \text{Cells}(5 + x, 16).\text{Value}$

$PF6 = PF6 + F6$

$S6 = \text{Cells}(5 + x, 10).\text{Value}$

$PS6 = PF6 + S6$

$D6 = \text{Cells}(5 + x, 14).\text{Value}$

$PD6 = PD6 + D6$

$G6 = \text{Cells}(5 + x, 6).\text{Value}$

$PG6 = PG6 + G6$

$x = x + 1$

Elsif Cells(5 + x, 11) = 7 Then

$C7 = C7 + 1$

$V7 = \text{Cells}(5 + x, 12).\text{Value}$

$P7 = P7 + V7$

$F7 = \text{Cells}(5 + x, 16).\text{Value}$

$PF7 = PF7 + F7$

$S7 = \text{Cells}(5 + x, 10).\text{Value}$

$PS7 = PF7 + S7$

$D7 = \text{Cells}(5 + x, 14).\text{Value}$

$PD7 = PD7 + D7$

$G7 = \text{Cells}(5 + x, 6).\text{Value}$

$PG7 = PG7 + G7$

$x = x + 1$

Elsif Cells(5 + x, 11) = 8 Then

$C8 = C8 + 1$

$V8 = \text{Cells}(5 + x, 12).\text{Value}$

$P8 = P8 + V8$

$F8 = \text{Cells}(5 + x, 16).\text{Value}$

$PF8 = PF8 + F8$

$S8 = \text{Cells}(5 + x, 10).\text{Value}$

$PS8 = PF8 + S8$

$D8 = \text{Cells}(5 + x, 14).\text{Value}$

$PD8 = PD8 + D8$

$G8 = \text{Cells}(5 + x, 6).\text{Value}$

$PG8 = PG8 + G8$

$x = x + 1$

Elsif Cells(5 + x, 11) = 9 Then

$C9 = C9 + 1$

$V9 = \text{Cells}(5 + x, 12).\text{Value}$

$P9 = P9 + V9$

$F9 = \text{Cells}(5 + x, 16).\text{Value}$

$PF9 = PF9 + F9$

$S9 = \text{Cells}(5 + x, 10).\text{Value}$

$PS9 = PF9 + S9$

$D9 = \text{Cells}(5 + x, 14).\text{Value}$

$PD9 = PD9 + D9$

$G9 = \text{Cells}(5 + x, 6).\text{Value}$

$PG9 = PG9 + G9$

$x = x + 1$

```

Then
    Elself Cells(5 + x, 11) = 10
        C10 = C10 + 1
        V10 = Cells(5 + x, 12).Value
        P10 = P10 + V10
        F10 = Cells(5 + x, 16).Value
        PF10 = PF10 + F10
        S10 = Cells(5 + x, 10).Value
        PS10 = PF10 + S10
        D10 = Cells(5 + x, 14).Value
        PD10 = PD10 + D10
        G10 = Cells(5 + x, 6).Value
        PG10 = PG10 + G10
        x = x + 1
    End If
Else
    Cells(5 + i, 21) = C1
    Cells(5 + i, 22) = C2
    Cells(5 + i, 23) = C3
    Cells(5 + i, 24) = C4
    Cells(5 + i, 25) = C5
    Cells(5 + i, 26) = C6
    Cells(5 + i, 27) = C7
    Cells(5 + i, 28) = C8
    Cells(5 + i, 29) = C9
    Cells(5 + i, 30) = C10
    If C1 = 0 Then
        C1 = C1 + 1
    End If
    If C2 = 0 Then
        C2 = C2 + 1
    End If
    If C3 = 0 Then
        C3 = C3 + 1
    End If
    If C4 = 0 Then
        C4 = C4 + 1
    End If
    If C5 = 0 Then
        C5 = C5 + 1
    End If
    If C6 = 0 Then
        C6 = C6 + 1
    End If
    If C7 = 0 Then
        C7 = C7 + 1
    End If
    If C8 = 0 Then
        C8 = C8 + 1
    End If
    If C9 = 0 Then
        C9 = C9 + 1
    End If
    If C10 = 0 Then
        C10 = C10 + 1
    End If
    Cells(5 + i, 31) = P1 / C1

```

$$\text{Cells}(5 + i, 32) = P2 / C2$$

$$\text{Cells}(5 + i, 33) = P3 / C3$$

$$\text{Cells}(5 + i, 34) = P4 / C4$$

$$\text{Cells}(5 + i, 35) = P5 / C5$$

$$\text{Cells}(5 + i, 36) = P6 / C6$$

$$\text{Cells}(5 + i, 37) = P7 / C7$$

$$\text{Cells}(5 + i, 38) = P8 / C8$$

$$\text{Cells}(5 + i, 39) = P9 / C9$$

$$\text{Cells}(5 + i, 40) = P10 / C10$$

$$\text{Cells}(5 + i, 43) = PF1 / C1$$

$$\text{Cells}(5 + i, 44) = PF2 / C2$$

$$\text{Cells}(5 + i, 45) = PF3 / C3$$

$$\text{Cells}(5 + i, 46) = PF4 / C4$$

$$\text{Cells}(5 + i, 47) = PF5 / C5$$

$$\text{Cells}(5 + i, 48) = PF6 / C6$$

$$\text{Cells}(5 + i, 49) = PF7 / C7$$

$$\text{Cells}(5 + i, 50) = PF8 / C8$$

$$\text{Cells}(5 + i, 51) = PF9 / C9$$

$$\text{Cells}(5 + i, 52) = PF10 / C10$$

$$\text{Cells}(5 + i, 54) = PS1 / C1$$

$$\text{Cells}(5 + i, 55) = PS2 / C2$$

$$\text{Cells}(5 + i, 56) = PS3 / C3$$

$$\text{Cells}(5 + i, 57) = PS4 / C4$$

$$\text{Cells}(5 + i, 58) = PS5 / C5$$

$$\text{Cells}(5 + i, 59) = PS6 / C6$$

$$\text{Cells}(5 + i, 60) = PS7 / C7$$

$$\text{Cells}(5 + i, 61) = PS8 / C8$$

$$\text{Cells}(5 + i, 62) = PS9 / C9$$

$$\text{Cells}(5 + i, 63) = PS10 / C10$$

$$\text{Cells}(5 + i, 65) = PD1 / C1$$

$$\text{Cells}(5 + i, 66) = PD2 / C2$$

$$\text{Cells}(5 + i, 67) = PD3 / C3$$

$$\text{Cells}(5 + i, 68) = PD4 / C4$$

$$\text{Cells}(5 + i, 69) = PD5 / C5$$

$$\text{Cells}(5 + i, 70) = PD6 / C6$$

$$\text{Cells}(5 + i, 71) = PD7 / C7$$

$$\text{Cells}(5 + i, 72) = PD8 / C8$$

$$\text{Cells}(5 + i, 73) = PD9 / C9$$

$$\text{Cells}(5 + i, 74) = PD10 / C10$$

$$\text{Cells}(5 + i, 76) = PG1 / C1$$

$$\text{Cells}(5 + i, 77) = PG2 / C2$$

$$\text{Cells}(5 + i, 78) = PG3 / C3$$

$$\text{Cells}(5 + i, 79) = PG4 / C4$$

$$\text{Cells}(5 + i, 80) = PG5 / C5$$

$$\text{Cells}(5 + i, 81) = PG6 / C6$$

$$\text{Cells}(5 + i, 82) = PG7 / C7$$

$$\text{Cells}(5 + i, 83) = PG8 / C8$$

$$\text{Cells}(5 + i, 84) = PG9 / C9$$

$$\text{Cells}(5 + i, 85) = PG10 / C10$$

$$i = i + 1$$

$$C1 = 0$$

$$C2 = 0$$

$$C3 = 0$$

$$C4 = 0$$

$$C5 = 0$$

$$C6 = 0$$

$$C7 = 0$$

$$C8 = 0$$

C9 = 0	F8 = 0
C10 = 0	F9 = 0
V1 = 0	F10 = 0
V2 = 0	PF1 = 0
V3 = 0	PF2 = 0
V4 = 0	PF3 = 0
V5 = 0	PF4 = 0
V6 = 0	PF5 = 0
V7 = 0	PF6 = 0
V8 = 0	PF7 = 0
V9 = 0	PF8 = 0
V10 = 0	PF9 = 0
P1 = 0	PF10 = 0
P2 = 0	S1 = 0
P3 = 0	S2 = 0
P4 = 0	S3 = 0
P5 = 0	S4 = 0
P6 = 0	S5 = 0
P7 = 0	S6 = 0
P8 = 0	S7 = 0
P9 = 0	S8 = 0
P10 = 0	S9 = 0
F1 = 0	S10 = 0
F2 = 0	PS1 = 0
F3 = 0	PS2 = 0
F4 = 0	PS3 = 0
F5 = 0	PS4 = 0
F6 = 0	PS5 = 0
F7 = 0	PS6 = 0

PS7 = 0	G3 = 0
PS8 = 0	G4 = 0
PS9 = 0	G5 = 0
PS10 = 0	G6 = 0
D1 = 0	G7 = 0
D2 = 0	G8 = 0
D3 = 0	G9 = 0
D4 = 0	G10 = 0
D5 = 0	PG1 = 0
D6 = 0	PG2 = 0
D7 = 0	PG3 = 0
D8 = 0	PG4 = 0
D9 = 0	PG5 = 0
D10 = 0	PG6 = 0
PD1 = 0	PG7 = 0
PD2 = 0	PG8 = 0
PD3 = 0	PG9 = 0
PD4 = 0	PG10 = 0
PD5 = 0	End If
PD6 = 0	Else
PD7 = 0	Exit Do
PD8 = 0	
PD9 = 0	End If
PD10 = 0	Loop
G1 = 0	End Sub
G2 = 0	

B. Datos diarios.

		Velocidad promedio	Presión promedio	%Sólido Promedio	Potencia Promedio	Alimentación promedio
Fecha	Clase Velocidad	[RPM]	[Kg/cm2]	[%]	[MW]	[TPH]
01-03-2018	9	10,53	64,40	64,58	7,76	1691,68
02-03-2018	9	10,45	64,51	64,64	7,71	1729,50
03-03-2018	9	10,49	64,12	64,19	7,69	1677,33
04-03-2018	9	10,52	65,07	65,16	7,87	1757,99
05-03-2018	8	9,96	64,68	64,84	7,66	1873,40
06-03-2018	7	9,62	64,48	64,59	7,31	1824,03
07-03-2018	7	9,58	63,95	64,08	7,14	1846,55
08-03-2018	7	9,59	63,90	64,03	7,37	1938,54
09-03-2018	7	9,67	64,30	64,41	7,59	1864,33
10-03-2018	8	9,96	64,63	64,76	7,85	1845,77
11-03-2018	8	10,02	63,53	63,60	7,81	1820,83
12-03-2018	8	9,95	63,43	63,53	7,64	1881,11
13-03-2018	8	9,97	63,92	64,04	7,85	1845,96
14-03-2018	7	9,62	64,74	64,88	7,65	1822,92
15-03-2018	8	9,90	64,65	67,09	7,92	1910,37
16-03-2018	7	9,62	64,79	65,02	7,40	1852,10
17-03-2018	8	9,92	64,33	64,41	7,84	1810,47
18-03-2018	8	9,92	64,76	64,85	8,00	1775,71
19-03-2018	8	9,99	64,60	64,75	7,98	1744,05
20-03-2018	7	9,55	63,63	63,75	7,62	1524,78
21-03-2018	8	10,05	64,15	64,23	7,94	1731,41
22-03-2018	8	10,08	64,38	64,53	7,94	1721,91
23-03-2018	9	10,35	63,91	64,00	7,86	1593,29
24-03-2018	9	10,43	63,76	63,83	7,81	1578,84
25-03-2018	9	10,38	63,95	64,01	7,93	1544,23
26-03-2018	9	10,42	63,58	63,64	7,73	1652,42
27-03-2018	9	10,41	63,08	63,15	7,74	1741,10
28-03-2018	9	10,44	62,37	62,43	7,87	1949,09
29-03-2018	8	10,07	63,05	63,13	7,63	1816,95
30-03-2018	9	10,32	63,41	63,49	8,13	1823,67
31-03-2018	9	10,32	63,01	63,07	8,04	1657,87
01-04-2018	9	10,28	63,30	63,37	8,25	1702,33
02-04-2018	9	10,31	62,90	62,99	8,07	1633,04
03-04-2018	8	10,04	62,74	62,84	7,82	1630,61
04-04-2018	7	9,61	62,40	62,54	7,21	1833,15
05-04-2018	8	10,05	63,02	63,13	7,97	1747,07
06-04-2018	9	10,41	62,94	63,00	8,09	1557,37

		Velocidad promedio	Presión promedio	%Sólido Promedio	Potencia Promedio	Alimentación promedio
Fecha	Clase Velocidad	[RPM]	[Kg/cm2]	[%]	[MW]	[TPH]
07-04-2018	9	10,28	63,32	63,38	8,24	1635,72
08-04-2018	9	10,41	63,20	63,26	8,33	1600,49
09-04-2018	9	10,46	62,54	62,63	8,09	1671,04
10-04-2018	9	10,44	62,10	62,18	7,90	1733,79
11-04-2018	9	10,32	62,27	62,47	7,78	1823,58
12-04-2018	9	10,48	62,44	62,50	7,86	1757,76
13-04-2018	9	10,39	62,69	62,75	7,88	1754,62
14-04-2018	9	10,41	62,68	62,76	8,01	1615,30
15-04-2018	10	10,68	62,56	62,64	8,18	1730,00
16-04-2018	9	10,43	62,44	62,51	7,88	1776,17
17-04-2018	9	10,45	62,76	62,83	8,22	1670,45
18-04-2018	9	10,53	62,21	62,31	8,11	1731,31
19-04-2018	10	10,70	61,87	61,93	8,26	1743,91
20-04-2018	10	10,69	61,78	61,84	8,24	1739,87
21-04-2018	10	10,69	61,97	62,03	8,35	1718,31
22-04-2018	10	10,74	61,98	62,03	8,39	1710,02
23-04-2018	10	10,71	61,46	61,53	8,35	1673,38
24-04-2018	10	10,72	60,64	60,70	8,16	1570,58
25-04-2018	10	10,81	60,63	60,69	8,18	1409,85
26-04-2018	10	10,84	60,24	60,29	8,08	1702,60
27-04-2018	10	10,89	59,92	59,97	8,17	1590,64
28-04-2018	10	10,89	59,37	59,43	8,20	1546,88
29-04-2018	10	10,88	59,29	59,37	8,15	1649,43
30-04-2018	10	10,90	59,16	59,21	8,22	1706,02
01-05-2018	10	10,86	59,29	59,34	8,24	1759,93
02-05-2018	10	10,83	58,73	58,79	8,16	1686,93
03-05-2018	10	10,86	58,44	58,49	8,00	1720,61
04-05-2018	10	10,91	58,89	58,94	7,95	1943,61
05-05-2018	10	10,78	57,97	58,03	7,52	1664,51
06-05-2018	10	10,76	57,70	57,76	7,32	1641,92
07-05-2018	10	10,76	58,33	58,52	7,37	1709,17
08-05-2018	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada
09-05-2018	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada
10-05-2018	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada
11-05-2018	5	8,95	66,21	66,30	5,69	1301,51
12-05-2018	5	8,97	65,79	65,87	5,76	1308,97
13-05-2018	5	8,97	66,49	66,60	6,15	1196,78
14-05-2018	6	9,29	66,84	67,02	6,45	1361,62
15-05-2018	7	9,51	66,89	66,99	6,51	1481,00

		Velocidad promedio	Presión promedio	%Sólido Promedio	Potencia Promedio	Alimentación promedio
Fecha	Clase Velocidad	[RPM]	[Kg/cm2]	[%]	[MW]	[TPH]
16-05-2018	7	9,52	66,76	66,83	6,71	1387,75
17-05-2018	7	9,54	66,68	66,73	6,78	1343,85
18-05-2018	7	9,61	66,46	66,51	6,99	1354,20
19-05-2018	7	9,60	66,16	66,23	6,99	1382,56
20-05-2018	7	9,57	66,34	66,43	7,03	1322,45
21-05-2018	7	9,61	65,49	65,57	6,98	1072,44
22-05-2018	7	9,72	65,39	65,49	7,10	1250,18
23-05-2018	7	9,75	65,89	65,99	7,25	1290,42
24-05-2018	8	9,96	66,87	66,95	7,69	1322,59
25-05-2018	7	9,74	66,57	66,67	7,53	1601,46
26-05-2018	8	10,00	66,26	66,32	7,61	1731,11
27-05-2018	8	10,01	66,33	66,39	7,67	1683,72
28-05-2018	8	9,97	65,89	65,94	7,64	1769,44
29-05-2018	8	10,02	65,71	65,79	7,67	1754,57
30-05-2018	8	10,05	66,01	66,15	7,56	1823,31
31-05-2018	8	10,04	65,99	66,12	7,43	2013,90
01-06-2018	8	10,09	65,85	65,93	7,52	1898,08
02-06-2018	8	10,15	66,71	66,78	7,88	1742,75
03-06-2018	9	10,29	65,95	66,03	7,98	1466,40
04-06-2018	9	10,36	66,33	66,42	8,02	1518,44
05-06-2018	8	10,13	65,85	65,94	7,97	1546,55
06-06-2018	8	10,03	65,93	66,03	7,87	1606,39
07-06-2018	9	10,49	65,94	66,04	7,65	1515,51
08-06-2018	9	10,50	65,74	65,79	7,59	1434,74
09-06-2018	9	10,51	65,85	65,86	7,52	1603,72
10-06-2018	9	10,50	65,88	65,95	7,54	1598,70
11-06-2018	9	10,48	65,74	65,80	7,52	1434,46
12-06-2018	9	10,50	65,81	65,91	7,43	1368,36
13-06-2018	9	10,48	65,81	65,88	7,40	1734,56
14-06-2018	9	10,49	65,93	66,00	7,62	1789,64
15-06-2018	9	10,46	65,75	65,82	7,60	1706,10
16-06-2018	9	10,51	65,90	65,96	7,58	1559,36
17-06-2018	9	10,56	65,79	65,92	7,48	1785,37
18-06-2018	9	10,50	65,57	65,69	7,62	1694,43
19-06-2018	9	10,47	65,41	65,48	7,61	1958,23
20-06-2018	9	10,43	65,95	66,08	7,69	2083,39
21-06-2018	4	8,43	64,85	65,14	5,84	1972,64
22-06-2018	4	8,36	64,57	64,84	5,55	1732,76
23-06-2018	9	10,41	64,98	65,12	7,61	1889,96

		Velocidad promedio	Presión promedio	%Sólido Promedio	Potencia Promedio	Alimentación promedio
Fecha	Clase Velocidad	[RPM]	[Kg/cm2]	[%]	[MW]	[TPH]
24-06-2018	9	10,50	65,39	65,46	7,92	1615,12
25-06-2018	10	10,70	65,25	65,31	7,82	1710,98
26-06-2018	10	10,71	65,09	65,15	7,82	1706,12
27-06-2018	10	10,70	64,80	64,97	7,70	1863,36
28-06-2018	10	10,70	64,73	64,80	7,58	1867,15
29-06-2018	10	10,70	64,58	64,65	7,51	1940,79
30-06-2018	10	10,69	64,63	64,64	7,50	1826,86
01-07-2018	10	10,74	63,99	64,06	7,39	1896,99
02-07-2018	10	10,74	64,44	64,50	7,43	1702,74
03-07-2018	10	10,73	64,42	64,51	7,46	1515,88
04-07-2018	10	10,73	64,47	64,54	7,49	1750,43
05-07-2018	10	10,73	64,46	64,54	7,50	1728,32
06-07-2018	10	10,73	64,60	64,67	7,55	1736,15
07-07-2018	10	10,72	64,85	64,91	7,65	1705,11
08-07-2018	10	10,72	64,58	64,64	7,65	1631,96
09-07-2018	10	10,77	64,90	64,96	7,66	1606,04
10-07-2018	10	10,82	65,12	65,17	7,76	1645,68
11-07-2018	10	10,72	64,62	64,72	7,79	1719,35
12-07-2018	9	10,53	65,16	65,26	7,64	1750,65
13-07-2018	10	10,71	64,82	64,91	7,75	1819,62
14-07-2018	10	10,71	64,59	64,65	7,78	1888,88
15-07-2018	10	10,69	64,69	64,81	7,85	1804,46
16-07-2018	10	10,62	64,61	64,67	7,90	1564,99
17-07-2018	10	10,71	64,63	64,69	7,83	1692,80
18-07-2018	10	10,74	64,63	64,75	7,78	1855,22
19-07-2018	10	10,79	64,38	64,46	7,76	1835,31
20-07-2018	10	10,74	64,46	64,54	7,79	1753,66
21-07-2018	10	10,76	64,95	65,02	7,84	1784,09
22-07-2018	10	10,78	64,53	64,59	7,88	1772,64
23-07-2018	10	10,77	64,32	64,38	7,78	1918,73
24-07-2018	10	10,78	64,01	64,12	7,75	1549,28
25-07-2018	10	10,75	64,01	64,08	7,73	1828,39
26-07-2018	10	10,73	63,95	64,04	7,70	1921,68
27-07-2018	10	10,72	63,99	64,08	7,85	2040,27
28-07-2018	10	10,74	63,90	63,96	8,05	1996,31
29-07-2018	10	10,74	63,89	63,97	8,07	1900,08
30-07-2018	9	10,48	63,38	63,77	7,90	1797,74
31-07-2018	10	10,77	63,10	63,16	7,91	1740,75
01-08-2018	10	10,77	62,88	62,94	7,93	1830,31

		Velocidad promedio	Presión promedio	%Sólido Promedio	Potencia Promedio	Alimentación promedio
Fecha	Clase Velocidad	[RPM]	[Kg/cm2]	[%]	[MW]	[TPH]
02-08-2018	10	10,73	62,94	63,03	8,02	1979,85
03-08-2018	10	10,76	62,79	62,88	8,01	1930,16
04-08-2018	9	10,44	62,78	62,86	7,96	1581,89
05-08-2018	9	10,43	62,60	62,69	7,86	1681,37
06-08-2018	9	10,51	62,92	63,02	7,92	1713,53
07-08-2018	10	10,72	62,60	62,73	7,94	1688,07
08-08-2018	9	10,34	62,72	62,86	7,84	895,99
09-08-2018	10	10,78	61,50	61,60	7,78	1313,10
10-08-2018	10	10,79	61,21	61,36	7,52	1921,68
11-08-2018	10	10,77	61,02	61,25	7,45	2054,34
12-08-2018	10	10,76	60,93	61,04	7,43	1903,85
13-08-2018	10	10,78	61,15	61,22	7,55	1866,03
14-08-2018	10	10,81	61,36	61,42	7,62	1872,54
15-08-2018	10	10,81	61,30	61,36	7,82	1649,32
16-08-2018	10	10,81	61,22	61,27	7,82	1636,07
17-08-2018	10	10,80	60,89	60,94	7,66	1802,53
18-08-2018	10	10,79	61,04	61,12	7,76	1835,11
19-08-2018	10	10,89	60,63	60,68	7,79	1783,43
20-08-2018	10	10,91	59,81	59,81	7,71	1803,47
21-08-2018	10	10,90	59,83	59,89	7,86	1652,49
22-08-2018	10	10,91	59,93	59,98	7,88	1857,99
23-08-2018	10	10,88	59,96	60,04	7,87	1995,10
24-08-2018	10	10,84	59,19	59,29	7,60	1985,97
25-08-2018	10	10,91	59,76	59,82	7,92	1947,16
26-08-2018	10	10,92	59,77	59,82	7,93	1879,43
27-08-2018	10	10,91	60,16	60,33	7,99	1771,92
28-08-2018	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada
29-08-2018	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada	Parada
30-08-2018	5	8,89	64,91	65,93	5,91	1138,34
31-08-2018	6	9,01	65,92	66,03	6,18	1388,76
01-09-2018	6	9,03	66,36	66,44	6,41	1475,92
02-09-2018	6	9,06	66,34	66,42	6,49	1442,50
03-09-2018	5	8,87	66,09	66,27	6,30	1352,91
04-09-2018	6	9,18	65,82	65,91	6,51	1183,53
05-09-2018	5	8,77	66,24	66,34	6,45	1374,36
06-09-2018	4	8,38	66,40	66,54	6,13	1225,00
07-09-2018	3	8,00	66,23	66,44	5,77	1322,96
08-09-2018	5	8,72	66,71	66,82	6,68	1260,26
09-09-2018	5	8,73	66,78	66,86	6,65	1269,90

		Velocidad promedio	Presión promedio	%Sólido Promedio	Potencia Promedio	Alimentación promedio
Fecha	Clase Velocidad	[RPM]	[Kg/cm2]	[%]	[MW]	[TPH]
10-09-2018	5	8,80	66,86	66,93	6,80	1323,73
11-09-2018	4	8,40	66,22	66,39	6,14	1317,46
12-09-2018	5	8,80	66,47	66,55	6,54	1417,60
13-09-2018	5	8,82	66,39	66,47	6,56	1445,74
14-09-2018	5	8,82	66,19	66,30	6,58	1536,09
15-09-2018	7	9,61	66,43	66,59	7,39	1557,19
16-09-2018	7	9,63	66,44	66,52	7,43	1492,97
17-09-2018	6	9,22	66,45	66,53	7,07	1618,59
18-09-2018	6	9,23	66,48	66,61	7,07	1581,51
19-09-2018	8	9,83	66,98	67,03	7,66	1575,37
20-09-2018	8	9,84	66,76	66,88	7,57	1673,03
21-09-2018	6	9,17	66,61	66,69	7,06	1633,00
22-09-2018	5	8,78	65,99	66,15	6,54	1843,99
23-09-2018	4	8,46	66,21	66,38	6,25	1735,93
24-09-2018	7	9,54	66,54	66,64	7,30	1638,65
25-09-2018	6	9,22	66,36	66,47	6,84	1750,39
26-09-2018	8	9,81	66,68	66,85	7,62	1905,99
27-09-2018	7	9,66	66,51	66,60	7,27	2136,45
28-09-2018	8	9,81	66,68	66,77	7,63	1789,97
29-09-2018	7	9,78	66,76	66,82	7,59	1621,63
30-09-2018	8	9,93	66,72	66,78	7,71	1828,29
01-10-2018	8	9,92	66,66	66,72	7,67	1801,90
02-10-2018	8	9,92	66,40	66,48	7,65	1509,03
03-10-2018	8	10,01	66,57	66,64	7,66	1573,74
04-10-2018	8	10,00	66,72	66,79	7,74	1630,14
05-10-2018	7	9,56	66,61	66,71	7,43	1370,16
06-10-2018	8	10,00	66,44	66,50	7,87	1504,75
07-10-2018	8	10,04	66,71	66,77	7,95	1671,13
08-10-2018	8	10,08	66,61	66,67	7,83	1768,60
09-10-2018	8	10,04	66,66	66,73	7,75	1770,68
10-10-2018	9	10,21	66,01	66,21	7,75	1679,73
11-10-2018	8	10,04	64,28	64,41	7,00	1860,96
12-10-2018	9	10,33	64,78	64,85	7,43	1790,04
13-10-2018	9	10,39	64,73	64,81	7,42	1730,53
14-10-2018	9	10,40	64,87	64,99	7,44	1653,53
15-10-2018	9	10,40	64,93	65,02	7,48	1670,14
16-10-2018	7	9,62	64,38	64,49	6,62	2063,98
17-10-2018	8	10,01	63,86	64,02	7,06	1621,59
18-10-2018	9	10,48	64,94	65,01	7,53	1647,21

		Velocidad promedio	Presión promedio	%Sólido Promedio	Potencia Promedio	Alimentación promedio
Fecha	Clase Velocidad	[RPM]	[Kg/cm2]	[%]	[MW]	[TPH]
19-10-2018	10	10,64	64,76	64,83	7,55	1590,71
20-10-2018	10	10,74	64,29	64,38	7,44	1513,72
21-10-2018	9	10,49	64,32	64,40	7,54	1728,45
22-10-2018	9	10,53	64,23	64,31	7,53	1812,45
23-10-2018	10	10,63	64,41	64,51	7,63	1621,18
24-10-2018	10	10,81	64,57	64,66	7,58	1676,66
25-10-2018	10	10,78	64,33	64,41	7,63	1677,38
26-10-2018	7	9,64	64,11	64,26	7,07	1468,11
27-10-2018	8	9,99	64,45	64,52	7,49	1781,86
28-10-2018	7	9,63	63,61	63,76	6,81	1720,89
29-10-2018	8	9,99	64,26	64,35	7,45	1761,58
30-10-2018	8	9,99	63,29	63,38	7,11	1887,22
31-10-2018	8	9,98	64,11	73,36	7,37	1797,54

C. Carguío de bolas y nivel de carga.

	Carguío bolas			Carguío bolas	
Fecha	[Kg/día]	Jc	Fecha	[Kg/día]	Jc
27-03-2018	20.000	30,65	04-05-2018	10000	27.5
28-03-2018	20.000	30.15	05-05-2018	0	27.2
29-03-2018	20.000	30.65	06-05-2018	0	27.2
30-03-2018	20.000	30.9	07-05-2018	0	27.2
31-03-2018	20.000	30.65	11-05-2018	12000	28.2
01-04-2018	20000	30.85	12-05-2018	12000	27.9
02-04-2018	10000	30.7	13-05-2018	12000	28.4
03-04-2018	10000	30.6	14-05-2018	0	28.5
04-04-2018	10000	30.4	15-05-2018	24000	28.5
05-04-2018	10000	30.8	16-05-2018	24000	28.4
06-04-2018	10000	30.7	17-05-2018	24000	28.4
07-04-2018	10000	31	18-05-2018	12000	28.3
08-04-2018	10000	30.9	19-05-2018	24000	28.2
09-04-2018	0	30.6	20-05-2018	24000	28.3
10-04-2018	20000	30.4	21-05-2018	0	28
11-04-2018	0	30.65	22-05-2018	12000	28
12-04-2018	10000	30.75	23-05-2018	24000	28.2
13-04-2018	10000	30.90	24-05-2018	24000	28.9
14-04-2018	10000	30.9	25-05-2018	12000	28.8
15-04-2018	10000	30.9	26-05-2018	24000	28.7
16-04-2018	10000	30.9	27-05-2018	12000	28.7
17-04-2018	10000	31.1	28-05-2018	12000	28.5
18-04-2018	10000	30.7	29-05-2018	12000	28.4
19-04-2018	10000	30.5	30-05-2018	12000	28.6
20-04-2018	10000	30.5	31-05-2018	12000	28.6
21-04-2018	10000	30.6	01-06-2018	24000	28.6
22-04-2018	10000	30.6	02-06-2018	24000	29.2
23-04-2018	10000	30.25	03-06-2018	12000	28.9
24-04-2018	0	29.95	04-06-2018	12000	29.2
25-04-2018	10000	29.95	05-06-2018	12000	28.8
26-04-2018	10000	29.6	06-06-2018	0	28.8
27-04-2018	10000	29.4	07-06-2018	24000	28.8
28-04-2018	20000	27.67	08-06-2018	24000	28.7
29-04-2018	10000	27.67	09-06-2018	0	28.7
30-04-2018	10000	27.67	10-06-2018	12000	28.7
01-05-2018	10000	27.8	11-06-2018	12000	28.6
02-05-2018	10000	27.4	12-06-2018	0	28.7
03-05-2018	10000	27.2	13-06-2018	12000	28.7

	Carguío bolas			Carguío bolas	
Fecha	[Kg/día]	Jc	Fecha	[Kg/día]	Jc
14-06-2018	12000	28.7	22-07-2018	12000	24.7
15-06-2018	0	28.7	23-07-2018	12000	24.6
16-06-2018	12000	28.7	24-07-2018	0	24.5
17-06-2018	12000	28.6	25-07-2018	12000	24.5
18-06-2018	12000	28.5	26-07-2018	12000	24.5
19-06-2018	12000	28.4	27-07-2018	24000	24.5
20-06-2018	0	28.6	28-07-2018	12000	24.5
21-06-2018	12000	28.2	29-07-2018	12000	24.5
22-06-2018	12000	28	30-07-2018	0	24.3
23-06-2018	12000	28.3	31-07-2018	12000	24.2
24-06-2018	12000	28.6	01-08-2018	24000	24.1
25-06-2018	12000	28.5	02-08-2018	24000	24.2
26-06-2018	12000	24.84	03-08-2018	0	24.1
27-06-2018	0	24.74	04-08-2018	0	24.1
28-06-2018	12000	24.74	05-08-2018	12000	24.1
29-06-2018	12000	24.74	06-08-2018	12000	24.3
30-06-2018	12000	24.84	07-08-2018	0	24.2
01-07-2018	12000	24.4	08-08-2018	12000	24.2
02-07-2018	12000	24.75	09-08-2018	12000	25
03-07-2018	12000	24.75	10-08-2018	0	24.9
04-07-2018	12000	24.85	11-08-2018	12000	24.8
05-07-2018	12000	24.85	12-08-2018	12000	24.8
06-07-2018	12000	24.85	13-08-2018	12000	24.9
07-07-2018	12000	25	14-08-2018	12000	25
08-07-2018	12000	24.8	15-08-2018	24000	25
09-07-2018	0	24.9	16-08-2018	12000	25
10-07-2018	12000	25	17-08-2018	24000	24.9
11-07-2018	24000	24.8	18-08-2018	12000	25
12-07-2018	12000	25	19-08-2018	12000	24.7
13-07-2018	12000	24.8	20-08-2018	12000	24.1
14-07-2018	12000	24.7	21-08-2018	24000	24.1
15-07-2018	12000	24.7	22-08-2018	12000	24.1
16-07-2018	12000	24.6	23-08-2018	12000	24.1
17-07-2018	24000	24.6	24-08-2018	24000	23.8
18-07-2018	0	24.6	25-08-2018	12000	24
19-07-2018	0	24.4	26-08-2018	0	24
20-07-2018	0	24.5	27-08-2018	0	24.84
21-07-2018	0	24.9	30-08-2018	0	26

	Carguío bolas			Carguío bolas	
Fecha	[Kg/día]	Jc	Fecha	[Kg/día]	Jc
31-08-2018	24000	26.4	01-10-2018	12000	26.6
01-09-2018	12000	26.6	02-10-2018	12000	26.4
02-09-2018	12000	26.6	03-10-2018	0	26.5
03-09-2018	0	26.5	04-10-2018	0	26.5
04-09-2018	12000	26.4	05-10-2018	12000	26.5
05-09-2018	24000	26.6	06-10-2018	12000	26.4
06-09-2018	12000	26.7	07-10-2018	12000	26.6
07-09-2018	12000	26.6	08-10-2018	12000	26.6
08-09-2018	12000	27	09-10-2018	0	26.6
09-09-2018	12000	27	10-10-2018	0	26.3
10-09-2018	12000	27	11-10-2018	12000	25.7
11-09-2018	24000	26.8	12-10-2018	12000	26.1
12-09-2018	24000	26.7	13-10-2018	24000	26.1
13-09-2018	24000	26.7	14-10-2018	0	26.1
14-09-2018	0	26.6	15-10-2018	24000	26.1
15-09-2018	24000	26.7	16-10-2018	12000	25.9
16-09-2018	12000	26.7	17-10-2018	0	25.8
17-09-2018	12000	26.7	18-10-2018	12000	26.2
18-09-2018	24000	26.7	19-10-2018	24000	26.2
19-09-2018	12000	26.9	20-10-2018	24000	25.8
20-09-2018	12000	26.8	21-10-2018	12000	25.8
21-09-2018	12000	26.8	22-10-2018	12000	25.8
22-09-2018	12000	26.4	23-10-2018	12000	28.9
23-09-2018	12000	26.5	24-10-2018	29000	29
24-09-2018	0	26.6	25-10-2018	14500	28.9
25-09-2018	24000	26.5	26-10-2018	14500	28.8
26-09-2018	24000	26.7	27-10-2018	14500	29
27-09-2018	12000	26.6	28-10-2018	14500	28.4
28-09-2018	12000	26.7	29-10-2018	14500	28.9
29-09-2018	12000	26.7	30-10-2018	14500	28.2
30-09-2018	12000	26.7	31-10-2018	14500	28.80

D. Planilla seguimiento diario.

	Calibración	1	2	3	4	5
Arbiter Harris	α	22.40	21.76	22.71	22.80	22.60
Austin	K	13.64	13.33	13.48	13.32	13.79
Bond	K	22.25	21.32	22.19	21.58	22.09
Hogg Fuerstenau	α	54.69	52.26	54.68	53.81	54.10
Morrell	K	6.41	6.37	6.60	6.87	6.65



Fecha	Diámetro [m]	Velocidad [RPM]	%Velocidad Crítica	Presión [Kg/cm2]	Potencia [KW]	%Sólido [%]	Jc [-]	Jb [-]	Jb [-]					Potencia [KW]					Error2				
									Arbiter-Harris	Austin	Bond	H-F	Morrell	Arbiter-Harris	Austin	Bond	H-F	Morrell	Arbiter-Harris	Austin	Hogg-Fuerstenau	Bond	Morrell
27-03-2018	9.27	10.41	0.75	63.1	7745	63	30.65	11.78	13.93	8.12	12.41	13.34	15.52	7745	7745	7745	7745	7745	2.06795E-23	0	8.27181E-25	8.27181E-25	8.27181E-25
28-03-2018	9.27	10.44	0.75	62.4	7872	62	30.10		14.60	8.75	12.90	13.90	16.60	7872	7872	7872	7872	7872	3.30872E-24	8.27181E-25	8.27181E-25	7.4446E-24	0
29-03-2018	9.27	10.07	0.72	63.0	7627	63	30.60		14.56	8.66	12.73	13.91	16.76	7627	7627	7627	7627	7627	0	0	0	3.3087E-24	3.3087E-24
30-03-2018	9.27	10.32	0.74	63.4	8134	63	30.60		16.10	11.02	14.07	15.32	18.99	8134	8134	8134	8134	8134	3.30872E-24	0	0	8.2718E-25	8.27181E-25
31-03-2018	9.27	10.32	0.74	63.0	8044	63	30.30		15.71	10.38	13.74	14.93	18.41	8044	8044	8044	8044	8044	8.27181E-25	8.27181E-25	0	0	0
74 01-04-2018	9.28	10.28	0.74	63.3	8251	63	30.50		16.81	11.86	14.60	15.96	20.16	8251	8251	8251	8251	8251	1.32349E-23	3.3087E-24	0	3.3087E-24	0
75 02-04-2018	9.28	10.31	0.74	62.9	8068	63	30.40		15.81	10.43	13.82	15.03	18.57	8068	8068	8068	8068	8068	3.3087E-24	0	7.44463E-24	8.2718E-25	0
76 03-04-2018	9.28	10.04	0.72	62.7	7824	63	30.30		15.63	9.94	13.54	14.86	18.49	7824	7824	7824	7824	7824	8.27181E-25	8.27181E-25	8.27181E-25	8.2718E-25	8.27181E-25
77 04-04-2018	9.28	9.61	0.69	62.4	7213	63	30.10		14.23	7.73	12.27	13.56	16.44	7213	7213	7213	7213	7213	8.27181E-25	0	0	3.3087E-24	8.27181E-25
78 05-04-2018	9.28	10.05	0.72	63.0	7969	63	30.50		16.21	10.79	14.01	15.41	19.37	7969	7969	7969	7969	7969	0	3.3087E-24	0	3.3087E-24	8.27181E-25
79 06-04-2018	9.29	10.41	0.75	62.9	8090	63	30.50		15.41	9.99	13.57	14.67	17.83	8090	8090	8090	8090	8090	8.27181E-25	0	8.27181E-25	0	0
80 07-04-2018	9.29	10.28	0.74	63.3	8236	63	30.20		16.64	11.72	14.48	15.78	19.91	8236	8236	8236	8236	8236	3.3087E-24	0	0	0	0
81 08-04-2018	9.29	10.41	0.75	63.2	8331	63	30.20		16.56	11.69	14.49	15.71	19.66	8331	8331	8331	8331	8331	3.3087E-24	0	0	0	3.3087E-24
82 09-04-2018	9.29	10.46	0.75	62.5	8087	63	30.00		15.25	9.78	13.46	14.49	17.59	8087	8087	8087	8087	8087	0	0	7.44463E-24	0	0
83 10-04-2018	9.29	10.44	0.75	62.1	7896	62	29.90		14.47	8.51	12.81	13.76	16.41	7896	7896	7896	7896	7896	7.44463E-24	8.27181E-25	8.27181E-25	7.4446E-24	0
84 11-04-2018	9.30	10.32	0.74	62.3	7777	62	30.65	13.79	15.14	9.00	13.76	14.57	16.17	7777	7777	7777	7777	7777	8.27181E-25	8.27181E-25	8.27181E-25	0	8.27181E-25
85 12-04-2018	9.30	10.48	0.76	62.4	7859	63	30.65		14.95	8.91	13.70	14.40	15.74	7859	7859	7859	7859	7859	8.27181E-25	8.27181E-25	8.27181E-25	8.2718E-25	0