

UNIVERSIDAD DE SANTIAGO DE CHILE

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA



**MODELACION Y SIMULACION DINAMICA DE UN
MOLINO DE RODILLOS DE ALTA PRESION (HPGR),
PARA CONMINUCION DE MINERALES DE COBRE**

Profesor Guía: Dr. Francisco Cubillos M.

**Trabajo de Titulación presentado en conformidad a los requisitos para
obtener el título de Ingeniero Civil Químico y el grado Magíster en Ciencias
de la Ingeniería, Mención Ingeniería Química.**

OSVALDO FELIX ALARCON SALAS

Santiago – Chile

2012

© OSVALDO FELIX ALARCON SALAS

Se autoriza la reproducción parcial o total de esta obra, con fines académicos, por cualquier forma, medio o procedimiento, siempre y cuando se incluya la cita bibliográfica del documento.

AGRADECIMIENTOS

Agradecimientos en primera instancia a mi familia y seres queridos que estuvieron presentes en cada uno de los pasos para lograr el desarrollo profesional, principalmente a mis padres Osvaldo Alarcón y Carmen Salas, a mis hermanos Elvis, Raquel y Sebastián, junto a mi sobrina Millaray, por su ayuda, comprensión y apoyo incondicional en estos años de dedicación y esfuerzo.

Agradecimientos a mis amigos de juventud y a mis compañeros de carrera, por su apoyo y ayuda constante en todas las situaciones que pasamos a lo largo de estos años, dejando en cada una de ellas algo que aprender y recordar.

Agradecimientos a mis profesores de la Universidad de Santiago de Chile que colaboraron en mi formación, en especial al Profesor Francisco Cubillos, por la oportunidad que me entregó de permitir desarrollar este trabajo, en conjunto con su constante ayuda y apoyo en la elaboración de él, para lograr mi título profesional y grado académico.

TABLA DE CONTENIDOS

CAPITULO 1.....	1
INTRODUCCION	1
1.1 Motivación	1
1.2 Objetivos	4
1.2.1. Objetivo General	4
1.2.2. Objetivos específicos	4
CAPITULO 2.....	5
MOLINO DE RODILLOS DE ALTA PRESION.....	5
2.1 Introducción	5
2.2 Descripción de los principios del HPGR	6
2.2.1 Funcionamiento del HPGR	6
2.2.2 Principio de operación	7
2.3 Principales elementos constituyentes del HPGR	9
2.3.1 Prensa de Cilindros: Relación Ancho – Diámetro de rodillos	10
2.3.2 Prensa de Cilindros: Influencia de los revestimientos de los rodillos	11
2.3.3 Alimentación del material a moler: Influencia de la tolva	13
2.4 Evolución de la molienda SAG y la molienda HPGR	14
2.4.1 Cambio de una molienda AG a una molienda SAG	14
2.4.2 Operación con molino HPGR.....	17
2.5 Estudios sobre la tecnología HPGR.....	18
2.5.1 Estudio de la Capacidad de Tratamiento	20

2.5.2 Estudio de la Potencia Consumida	20
2.5.3 Estudio de la granulometría de producto	21
2.6 Acercamiento del HPGR a la minería metálica del Cobre	23
2.6.1 Diseño de circuito óptimo.....	23
2.6.2 Algunas aplicaciones en la minería del Cobre	24
CAPITULO 3.....	27
MODELACION DINAMICA HPGR	27
3.1 Introducción	27
3.2 Modelo de Capacidad de Tratamiento	28
3.3 Modelo de Potencia Consumida y C.E.E.	34
3.4 Modelo de Granulometría de Producto	37
3.5 Modelos Adicionales para una operación en circuito cerrado (CC)	50
3.5.1 Modelo de Tolvas.....	51
3.5.2 Modelo del clasificador.....	53
CAPITULO 4.....	58
SIMULACION DINAMICA HPGR	58
4.1 Introducción	58
4.2 Aspectos generales de Simulink™	59
4.2.1 Programación en Simulink™ - Matlab™	59
4.3 Simulador Dinámico HPGR.....	62
4.3.1 Subsistema HPGR	64
4.3.2 Subsistema Tolva Descarga	70
4.3.3 Subsistema Harnero	71
4.3.4 Subsistema Tolva Alimentación	74

CAPITULO 5.....	77
APLICACION DEL SIMULADOR HPGR	77
5.1 Introducción	77
5.2 Recopilación de condiciones y resultados obtenidos por KHD Humboldt Wedag con mineral de Esperanza	79
5.3 Análisis general de condiciones y resultados.....	80
5.4 Resultados de la Simulación HPGR en circuito abierto	84
5.4.1 Resultados del Consumo Específico de Energía (W)	85
5.4.2 Resultados de las Granulometrías de Producto para la condición Po1 y la condición An3	86
5.4.3 Análisis de resultados simulados	87
5.5 Análisis de la Simulación Dinámica HPGR en circuito cerrado.....	88
5.5.1 Descripción del Caso Base	88
5.5.2 Respuestas del simulador dinámico al cerrar el circuito	91
5.5.3 Respuestas del circuito frente a perturbaciones externas.....	92
5.5.3.1 Cambio en el flujo de alimentación	93
5.5.3.2 Cambio en la Granulometría de alimentación	94
5.5.3.3 Cambio en el tipo de mineral	96
5.5.4 Respuestas del circuito frente a perturbaciones internas.....	97
5.5.4.1 Cambio en la velocidad periférica de rodillos	98
5.5.4.2 Cambio en la presión de operación en rodillos	100
5.5.4.3 Cambio simultáneo en velocidad periférica y presión de operación ...	102
CAPITULO 6.....	106
DISCUSIONES Y CONCLUSIONES	106

6.1 Discusiones.....	106
6.1.1 Discusiones generales.....	106
6.1.2 Discusiones de la simulación dinámica HPGR	107
6.2 Conclusiones	110
6.2.1 Conclusiones generales.....	110
6.2.2 Conclusiones de la simulación dinámica HPGR	110
NOMENCLATURA	112
BIBLIOGRAFIA	114
ANEXO A	118
GRANULOMETRIAS DE ALIMENTACION Y PRODUCTO.....	118
A.1 Mediciones para mineral de litología porfídica.....	118
A.2 Mediciones para mineral de litología andesítica	119
ANEXO B	121
GRANULOMETRIAS ESTIMADAS POR EL SIMULADOR HPGR EN C.A. Y ESTADO ESTACIONARIO.....	121
B.1 Simulación de los casos Po.....	121
B.2 Simulación de los casos An.....	123
ANEXO C	125
CODIFICACION DEL MODELO DINAMICO HPGR	125
C.1 Programación del Subsistema HPGR	125
C.2 Programación del Subsistema Harnero.....	135
C.3 Programación del Subsistema Tolva Alimentación	139

TABLA DE ILUSTRACIONES

Figura 2.1: Molino de Rodillos de alta presión, HPGR (Klymowsky et al., 2002)	7
Figura 2.2: Puntos de contactos múltiples entre partículas (Klymowsky et al., 2002).....	8
Figura 2.3: Zonas de compresión dentro de un HPGR (Klymowsky et al., 2002)	9
Figura 2.4: Relación Ancho (L) – Diámetro (D) de rodillos.....	10
Figura 2.5: Revestimiento de rodillos. Superficie tachonada, studded (Klymowsky et al., 2006).....	11
Figura 2.6: Génesis del circuito de Molienda SAG.....	15
Figura 2.7: Evolución del circuito de molienda SAG	16
Figura 2.8: Estudio de la granulometría de producto del HPGR, de acuerdo al Modelo Morrel/Tondo/Shi.....	22
Figura 2.9: Circuito óptimo de Chancado y Molienda incorporando HPGR como Chancador terciario.....	25
Figura 3.1: Esquema HPGR / indicación de zonas de Tolva y Rodillos / indicación de algunas variables a considerar en los modelos	29
Figura 3.2: Diagrama de fuerzas simplificado del HPGR / indicación de variables que inciden en el Modelo de Potencia y C.E.E.....	35
Figura 3.3: Distribución parabólica de la presión RP / indicación de la discretización del rodillo / indicación del producto de borde (ep) y centro (cp) .	42
Figura 3.4: Bloques representativos del cálculo del Modelo de Granulometría de Producto.....	48
Figura 3.5: Esquema del circuito HPGR en Circuito Cerrado (HPGR-Clasificador).....	51
Figura 3.6: Modelo Estanque para la Simulación operacional de Tolvas.....	52
Figura 3.7: Diagrama de bloques del Harnero	54
Figura 4.1: Interfaz gráfica de Simulink™	60

Figura 4.2: Codificación del modelo HPGR con el uso de archivos con comandos de Matlab™ (M-files), grabado y ejecución en Simulink™ (Interpreted Matlab Function)	62
Figura 4.3: Vista general del Simulador Dinámico HPGR (en CC)	63
Figura 4.4: Subsistema HPGR y definición de sus dimensiones	67
Figura 4.5: Definición de los parámetros del modelo bajo el subsistema “mask” HPGR	69
Figura 4.6: Subsistema Tolva Descarga y definición de parámetro	70
Figura 4.7: Subsistema Harnero y definición de parámetro	72
Figura 4.8: Definición de los parámetros del modelo bajo el subsistema “mask” Harnero.....	73
Figura 4.9: Subsistema Tolva Alimentación y definición de parámetro.....	75
Figura 5.1: Vista general del Simulador Dinámico HPGR (en CA).....	78
Figura 5.2: Efecto de U sobre la granulometría de producto para mineral Porfídico (Po) y Andesítico (An). [%] Acumulado pasante en función del Tamaño de clases [mm].....	81
Figura 5.3: Efecto de RP sobre la granulometría de producto para mineral Porfídico (Po) y Andesítico (An). [%] Acumulado pasante en función del Tamaño de clases [mm].....	82
Figura 5.4: Relación entre la velocidad periférica y el tonelaje tratado por el HPGR	83
Figura 5.5: Relación entre el W medido (exp) y simulado (mod)	85
Figura 5.6: Simulación de las granulometrías del producto de borde, centro y total (Po1)	86
Figura 5.7: Simulación de las granulometrías del producto de borde, centro y total (An3)	86
Figura 5.8: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR en CC. P80 [mm] en función del Tiempo [h].....	92

Figura 5.9: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al aumentar el flujo de alimentación al circuito de 35 a 100 [ton/hora]. P80 [mm] en función del Tiempo [h]	93
Figura 5.10: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al disminuir la proporción de gruesos que se traduce en una porcentaje en masa del 80% bajo el tamaño 11.2 [mm]. P80 [mm] en función del Tiempo [h].....	95
Figura 5.11: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al cambiar la litología del mineral alimentado (Pórfido a Andesita). P80 [mm] en función del Tiempo [h].....	96
Figura 5.12: Respuesta dinámica de la potencia [kW] (figura superior) y la capacidad de tratamiento [ton/hora] (figura inferior) del HPGR en función del Tiempo [h], al aumentar la velocidad periférica de rodillos de 0,67 a 0,97 [m/s]	98
Figura 5.13: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al aumentar la velocidad periférica de rodillos de 0,67 a 0,97 [m/s]. P80 [mm] en función del Tiempo [h].....	100
Figura 5.14: Respuesta dinámica del consumo específico de energía [kWh/ton] (figura superior) y la potencia [kW] del HPGR en función del Tiempo [h], al aumentar la presión de operación en rodillos de 41 a 61 [bar]	101
Figura 5.15: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al aumentar la presión de operación en rodillos de 41 a 61 [bar]. P80 [mm] en función del Tiempo [h].....	102
Figura 5.16: Respuesta dinámica del consumo específico de energía [kWh/ton] (figura superior), potencia [kW] (figura media) y capacidad de tratamiento [ton/hora] (figura inferior) del HPGR en función del Tiempo [h], al aumentar la	

presión de operación de 41 a 61 [bar], y disminuir la velocidad periférica de 0,67 a 0,47 [m/s]..... 103

Figura 5.17: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al aumentar la presión de operación de 41 a 61 [bar], y disminuir la velocidad periférica de 0,67 a 0,47 [m/s]. P80 [mm] en función del Tiempo [h]..... 104

TABLAS

Tabla 2.1: Vida útil garantizada y lograda en las superficies tachonadas de rodillos de prensa (Datos de KHD)	12
Tabla 2.2: Comparación de variables entre el HPGR y Molino de Bolas (Unitario o SAG de acuerdo a diseños actuales).....	18
Tabla 2.3: Valores característicos de operación de equipos HPGR a escala industrial o piloto (Klymowsky et al., 2002).	19
Tabla 4.1: Variables de entrada al subsistema HPGR	65
Tabla 4.2: Dimensiones del HPGR a ingresar en el subsistema “mask”	66
Tabla 4.3: Parámetros del modelo HPGR	68
Tabla 4.4: Variables de salida del subsistema HPGR	69
Tabla 4.5: Variables de salida del subsistema Tolva Descarga	71
Tabla 4.6: Parámetros del modelo Harnero	73
Tabla 4.7: Variables de salida del subsistema Harnero	74
Tabla 4.8: Variables de entrada del subsistema Tolva Alimentación	76
Tabla 4.9: Variables de salida del subsistema Tolva Alimentación	76
Tabla 5.1: Datos del fabricante y dimensiones del HPGR.....	79
Tabla 5.2: Mediciones para mineral de litología Porfídica (Po) y Andesítica (An)	80
Tabla 5.3: Propiedades físicas del mineral de entrada al equipo	80
Tabla 5.4: Simulación y Coeficiente de Correlación (R^2) de W, [kWh/ton]	85
Tabla 5.5: Especificación del Caso Base en la Simulación	90
Tabla 5.6: Continuación de la Especificación del Caso Base en la Simulación	91
Tabla Nomenclatura 1	112
Tabla Nomenclatura 2	113
Tabla A.1: Granulometrías para la condición Po1 en [%] peso	118
Tabla A.2: Granulometrías para la condición Po2 en [%] peso	118
Tabla A.3: Granulometrías para la condición Po3 en [%] peso	119

Tabla A.4: Granulometrías para la condición An1 en [%] peso	119
Tabla A.5: Granulometrías para la condición An2 en [%] peso	120
Tabla A.6: Granulometrías para la condición An3 en [%] peso	120
Tabla B.1: Parámetros del modelo utilizados para el caso de mineral porfídico	121
Tabla B.2: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (Po1)	121
Tabla B.3: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (Po2)	122
Tabla B.4: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (Po3)	122
Tabla B.5: Parámetros del modelo utilizados para el caso de mineral andesítico	123
Tabla B.6: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (An1)	123
Tabla B.7: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (An2)	124
Tabla B.8: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (An3)	124

RESUMEN

El proceso de conminución, se ha transformado en una etapa “problema” en la industria del cobre, debido a la evolución hacia un carácter primario de los minerales extraídos en los nuevos yacimientos, que demandan un mayor gasto energético en su reducción de tamaño. Por este motivo, se ha propuesto reemplazar la tecnología de molienda convencional (SAG), por una nueva denominada HPGR (Molino de Rodillos de Alta Presión), cuyos estudios y puesta en marcha en industrias que tratan roca dura, tales como: el diamante, cemento y cobre (desde el año 2006 en Cerro verde, Perú), han demostrado que posee un uso más eficiente de la energía, al generar microfracturas, que revierten la tendencia al gigantismo de los equipos posteriores al proceso de chancado terciario, en donde opera el HPGR (Molienda Unitaria).

El objetivo de la tesis es continuar con el estudio de esta nueva tecnología, con el objeto de eliminar su calificación de “inmadura” en la industria cuprífera, a través del desarrollo de un programa computacional en la plataforma Simulink de Matlab, que logre simular de manera dinámica el comportamiento del equipo (capacidad de tratamiento, potencia, consumo específico de energía y granulometría de producto), en sincronización con todos los equipos propios de un circuito cerrado de chancado terciario, utilizando un modelo HPGR (basado en condiciones estacionarias y validado en investigaciones anteriores) que es mejorado en este trabajo, al incorporar la dinámica.

En primera instancia el simulador HPGR es adaptado a condiciones estacionarias medidas con dos tipos de minerales pertenecientes a la Planta concentradora Esperanza (Antofagasta Minerals), logrando corroborar que el modelo logra predecir de manera correcta variables, tales como la granulometría de producto con errores menores al 6%. Luego, al extrapolar la simulación a otras condiciones de operación, previo establecimiento de un caso base, se obtiene un comportamiento dinámico HPGR que se ajusta a lo esperado frente a distintas modificaciones (externas e internas al proceso de chancado), conformando una poderosa herramienta que permite describir la respuesta temporal de todos los equipos interactuando simultáneamente.

ABSTRACT

The comminution process, has been transformed into a stage "problem" in the copper industry, due to the evolution of a primary character of the minerals extracted in the new fields, which require a higher energy expenditure in size reduction. For this reason, it is proposed to replace the conventional milling technology (SAG), with a new name HPGRs (Roller Mill High Pressure), whose studies and startup industries dealing in hard rock, such as diamond, cement copper (since 2006 in Green Hill, Peru), have been shown to have a more efficient use of energy, by creating microfractures, which reverse the trend toward gigantism post equipment tertiary crushing process, in which it operates the HPGRs (Grinding Unitarian).

The aim of the thesis is to continue the study of this new technology, in order to eliminate their rating of "immature" in the copper industry, through the development of a computer program in Matlab Simulink platform that achieves simulate dynamic team behavior (treating, power, specific energy consumption and granulometry of product), in sync with all the teams own closed circuit tertiary crushing using a HPGRs model (based on stationary conditions and validated in previous research) that is improved in this work, by incorporating the dynamics.

First the simulator HPGRs is adapted to stationary conditions measured with two kinds of minerals belonging to the Concentrator Esperanza (Antofagasta Minerals), thus corroborating that the model does correctly predict variables such as grain buggy product less than 6%. Then, by extrapolating the simulation to other operating conditions, following the establishment of a base case, we obtain HPGRs dynamic behavior that conforms to expectations against various modifications (external and internal to the process of crushing), forming a powerful tool that will help describe and highlight the temporal response of all equipment simultaneously interacting.

CAPITULO 1

INTRODUCCION

1.1 Motivación

En el procesamiento de minerales, aquellas etapas posteriores a la extracción, que son chancado y molienda (conminución), adquieren gran relevancia dentro de las operaciones unitarias llevadas a cabo en el área. Esto se debe principalmente a los costos operacionales asociados al proceso, que tienen que ver tanto con un elevado consumo de energía y humedad en zonas donde comúnmente estos recursos son escasos (realidad de la industria minera nacional); como con un elevado consumo de medios de molienda (aceros) para conseguir la liberación del metal (valor) deseado con las configuraciones convencionales utilizadas hoy en día en las líneas de proceso.

Con el fin de superar las dificultades presentadas por dichas etapas, se impuso como primera alternativa una nueva tecnología utilizada en gran parte de las industrias que realizan conminución de materiales, correspondiente a equipos de molienda SAG (semi-autógeno), el cual significó remplazar al chancado tradicional utilizado hasta entonces y que comprendía el uso de reductores secundarios, terciarios, y molinos de barras. Sin embargo, debido a que en los últimos años las explotaciones mineras han evolucionado hacia materiales de carácter primario (elevada dureza y aumento del tamaño de la distribución granulométrica de la alimentación), el diseño propuesto originalmente con este equipo, ha debido ir cambiando por los siguientes problemas:

- Inestabilidad operacional, lo que ha generado la incorporación de equipos de apoyo adicionales al circuito con tal de mantener un desempeño óptimo (chancador secundario, chancador de pebbles, y un aumento del número de bolas de acero al interior del molino SAG, para mejorar la producción de finos).
- Elevado consumo de agua (45-55% humedad en la carga circulante), para aumentar la cantidad de finos obtenida.
- Alta sensibilidad a la naturaleza del mineral, debido a que el proceso de molienda se lleva a cabo en la superficie bola-mineral-bola, produciendo un desgaste excesivo del material de acero.

A causa de estos inconvenientes, es que la industria minera ha realizado estudios en equipos de molienda de alta presión HPGR, debido a su exitoso desempeño en los circuitos de conminución de las industrias del cemento (desde 1985), el hierro (desde 1994) y en especial del diamante (desde 1986), cuyo mineral se caracteriza por su elevada dureza y abrasión. Otras experiencias en roca dura comprobadas, tienen relación con aplicaciones en Cobre y Oro, tal como ocurrió desde el año 2006, con su implementación en Compañía minera Cerro Verde (Perú) y Cyprus Sierrita (E.E.U.U.) desde el 2002, destacando principalmente las disminuciones en los costos de operación y mantenimiento; y el aumento de los beneficios metalúrgicos.

En Chile, si bien su ingreso no se ha materializado, son muchas las compañías que han evaluado la adquisición de HPGR en proyectos nuevos o de expansión, tales como Nueva Andina (Codelco), Esperanza (Antofagasta Minerals) y Los Bronces (Anglo American), por mencionar algunos. Cabe destacar que todas las evaluaciones buscan comprender el comportamiento del equipo HPGR como alternativa a circuitos SAG pensando en que esta última tecnología no presentará nuevos avances en el mediano plazo.

Las ventajas de la molienda HPGR son las siguientes:

- Bajo requerimiento de agua (< 10% humedad en carga circulante), siendo necesaria principalmente para la supresión exhaustiva de polvos generados durante la operación.
- No es afectado por la elevada dureza del material de carácter primario, debido a que el proceso de molienda se lleva a cabo principalmente por desgaste entre las superficies de las partículas que conforman un lecho entre los rodillos que componen el HPGR, y no directamente sobre su superficie. Por lo tanto, además de garantizar una disminución en los costos de mantención, se garantiza un uso eficiente de la energía transmitida a través de la capa de material, por la creación de microfracturas que contribuyen en una disminución del índice de trabajo de Bond (WI^1) de hasta un 20% de la posterior molienda de Bolas.

A pesar de que la aplicación del molino HPGR igualmente posee desventajas, tales como su elevado costo de inversión (capital) en comparación al circuito SAG, o bien, ineficiencia al operar con material de carácter abrasivo (arcilla) y húmedo; sus beneficios operacionales y metalúrgicos son mayores pensando en la escasez y elevados costos de recursos energéticos, hídricos y de medios de molienda en zonas donde la industria se desarrolla fuertemente, tal como ocurre en Chile (50% de la explotación minera ocurre en el Norte).

Con estos antecedentes, surge la necesidad de contar con una herramienta de simulación, que permita evaluar los algoritmos fundamentados en la modelación dinámica del molino HPGR. Dicha herramienta debe basarse en consideraciones fenomenológicas, con el objeto de entregar la evolución de las

¹ WI corresponde a la energía necesaria para moler una tonelada corta de tamaño “infinito” hasta un 80% pasante bajo 100 micras.

variables de salida de interés con las condiciones de operación impuestas en cada momento.

1.2 Objetivos

1.2.1. Objetivo General

- Desarrollar la Modelación y Simulación Dinámica de un Molino de Rodillos de Alta Presión (HPGR), para procesar mineral de cobre de alta dureza y mayor tamaño (Carácter primario)

1.2.2. Objetivos específicos

- Describir el funcionamiento del equipo HPGR, analizando los beneficios de la operación en la industria minera metálica.
- Desarrollar el Modelo Dinámico que describe la operación unitaria de molienda HPGR, basada en consideraciones fenomenológicas.
- Programar en SIMULINKTM de MATLABTM, la configuración de los algoritmos derivados de la Modelación Dinámica del circuito de molienda HPGR, incorporando equipo de clasificación vibratorio (circuito cerrado).
- Obtener la respuesta dinámica de las variables de salida de interés (Capacidad de Tratamiento, Consumo Específico de Energía y Distribución granulométrica del producto), con las distintas condiciones de operación impuestas en cada momento, permitiendo analizar el comportamiento de las unidades del circuito de molienda HPGR, observadas en la práctica.

CAPITULO 2

MOLINO DE RODILLOS DE ALTA PRESION

2.1 Introducción

La aplicación de la tecnología de molienda con rodillos de alta presión (HPGR) en la conminución de minerales surge a partir del siglo XX, con estudios realizados por el profesor Klaus Schönert, a fines de los años setenta. En dichos estudios estableció que el equipo opera bajo el principio de “conminución entre capas de partículas que conforman un lecho” concluyendo que a medida que aumenta la presión sobre el mineral, la aglomeración final extraída desde el equipo presenta un incremento significativo en la proporción de finos.

Con los antecedentes expuestos, la tecnología HPGR logró establecer sus primeras aplicaciones, comenzando por la industria del cemento en el año 1985 y un tiempo más tarde en la industria minera no metálica del diamante en el año 1986. Debido a que este último cristal se caracteriza por su elevada resistencia a la abrasión y a la compresión (dureza), los fabricantes del equipo avanzaron en adoptar nuevos materiales que permitieran lograr una protección de la superficie expuesta al mineral, para así evitar la inestabilidad operacional que conduce en varios casos a un aumento de los costos de mantención. Con la adopción de nuevos avances en el revestimiento de la superficie del equipo y protegerlo del excesivo desgaste, la tecnología de alta presión logró incursionar en nuevas industrias tales como la del hierro (1994) y la minera metálica del cobre y oro principalmente, convirtiéndose en una potencial alternativa de los circuitos chancadores y de molienda convencionales utilizados hasta entonces.

Los avances de la tecnología de molienda de alta presión, actualmente son llevados a cabo por tres fabricantes, con casa matriz en Alemania: KHD Humboldt Wedag GmbH, Polysius AG y Maschinenfabrik Köppern GmbH & Co.KG.

2.2 Descripción de los principios del HPGR

2.2.1 Funcionamiento del HPGR

El molino de rodillos de alta presión (HPGR), consta de dos rodillos de rotación inversa montados en rodamientos que son soportados por un marco o bastidor. Estos rodillos de rotación inversa son puestos en movimiento de manera separada por dos motores que aportan con el movimiento angular fijo o variable, y además por un sistema de presión Hidro-neumático, el cual aporta con la fuerza aplicada por unidad de área sobre el lecho de mineral que avanza a través de ambos rodillos. Sin embargo el sistema de presión Hidro-neumático solo actúa sobre un rodillo que se desliza en el bastidor denominado “Rodillo Libre o Flotante”, el que además reacciona ante las fuerzas ejercidas desde la superficie del mineral. El otro rodillo, denominado “Rodillo Fijo”, solo se mantiene sujeto en el marco sin deslizamiento.

Sobre los rodillos se monta un silo o tolva de alimentación revestido de un material cerámico resistente a la abrasión, el que se encarga de mantener de manera controlada una alimentación constante en la zona de molienda, generando una operación óptima con un uso eficiente de la energía aplicada por los rodillos inversos. Por otra parte, además de mantener una distribución constante y libre de material durante la operación, esta tolva es la responsable de que su contenido ejerza una fuerte presión separante entre rodillos, por lo

cual se hace necesaria la implementación de un sistema de Reacción de Torque para impedir una desviación de su dirección.

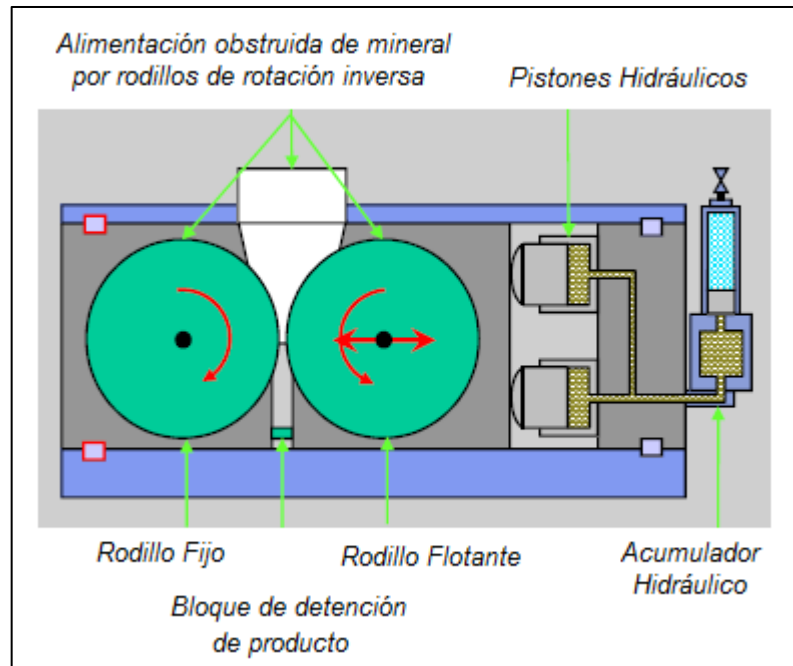


Figura 2.1: Molino de Rodillos de alta presión, HPGR (Klymowsky et al., 2002)

2.2.2 Principio de operación

A diferencia de lo ocurrido con los chancadores convencionales, en que las partículas tienen contacto directo con los rodillos, y con el molino SAG, en que las partículas tienen contacto directo con los medios de molienda, la tecnología HPGR opera bajo la premisa de que la conminución se lleva a cabo por comprensión y esfuerzos entre partículas en un lecho relleno, formado entre rodillos de rotación inversa (Figura 2.3). Será precisamente esta característica, la que haga de la tecnología HPGR, una tecnología atractiva tanto para la minería metálica como para la no metálica.

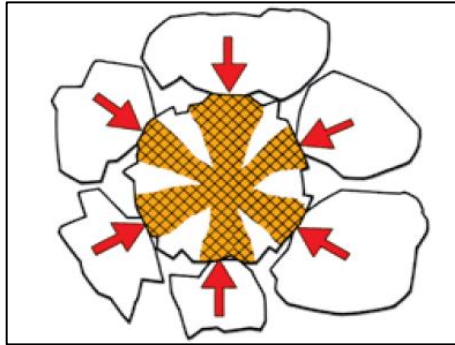


Figura 2.2: Puntos de contactos múltiples entre partículas (Klymowsky et al., 2002)

El lecho de partículas creado por la presión entre ambos rodillos, logra una compactación equivalente a un 90% de la densidad total del mineral alimentado, lo cual se traduce en una molienda con una extensa distribución de tamaños destacando una alta proporción de finos.

En el HPGR se logran visualizar dos zonas de trituración. En la primera etapa el material alimentado es atrapado por los rodillos, siendo sometidos a un proceso de aceleración con el objetivo de alcanzar la velocidad periférica de ellos. En esta zona se da el fenómeno de compresión simple de partículas, en donde el material es compactado gradualmente producto de la abertura cada vez más estrecha que se da en el equipo (Prechancado), produciéndose además una reorientación de las partículas que van rellorando los intersticios dejados por el mismo material (Figura 2.3).

Luego el material llega a la zona definida por el ángulo, α_{IP} , en donde se produce un segundo mecanismo de ruptura denominado compresión de capas de partículas. En dicho mecanismo, las fuerzas de molienda son máximas logrando un contacto múltiple entre partículas, que se traduce finalmente en una desintegración y debilitamiento de una gran parte de ellas.

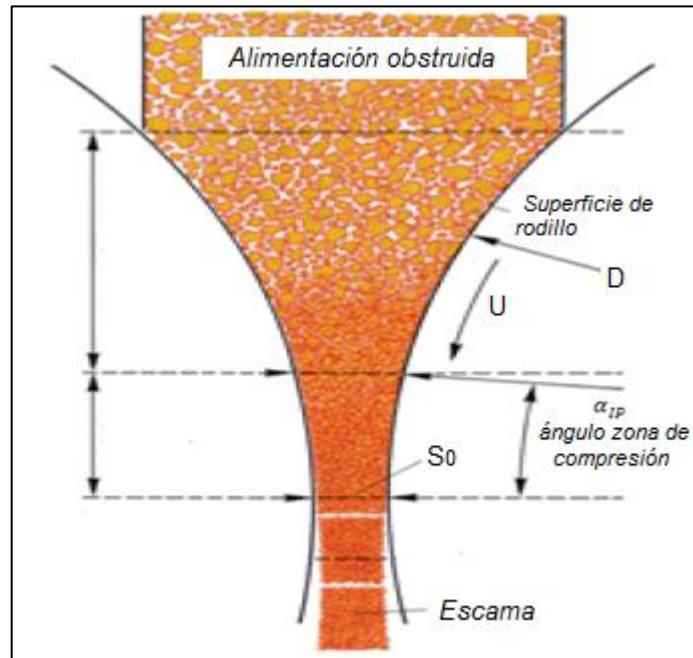


Figura 2.3: Zonas de compresión dentro de un HPGR (Klymowsky et al., 2002)

El queque formado (escama) y compacto es desaglomerado mediante la instalación de chutes o tolvas de descarga instalados preferentemente a gran altura.

2.3 Principales elementos constituyentes del HPGR

Los elementos mecánicos que constituyen el molino de rodillos HPGR, se clasifican en 4 grandes grupos constructivos, a saber: Prensa de Cilindros, Alimentación del material a moler, Accionamiento con eje articulado de los cilindros y una Instalación Hidráulica. Dentro de estos grupos, conviene analizar los prototipos ligados a la Prensa de cilindros y a la Alimentación de material a moler, puesto que ambos son afectados de manera directa por las características físicas del material a moler, pudiendo afectar el desempeño del HPGR, en cuanto a rendimiento y uso eficiente de la energía.

2.3.1 Prensa de Cilindros: Relación Ancho – Diámetro de rodillos

Dentro de los parámetros mecánicos que pueden afectar el desempeño del equipo de molienda de alta presión HPGR, se encuentra la relación ancho – diámetro del rodillo expresado por: L/D .

En el caso de tener relaciones $L/D < 1$, el cual es preferido por el fabricante Polysius, se tiene la ventaja de aceptar material de mayor tamaño en la alimentación, por la relación directamente proporcional que se establece entre el diámetro del rodillo y la granulometría de alimentación. Sin embargo, al aceptar partículas de mayor tamaño se ejercen torques de mayor magnitud, lo cual se traduce en un aumento de la potencia requerida para lograr el giro estable de los cilindros.

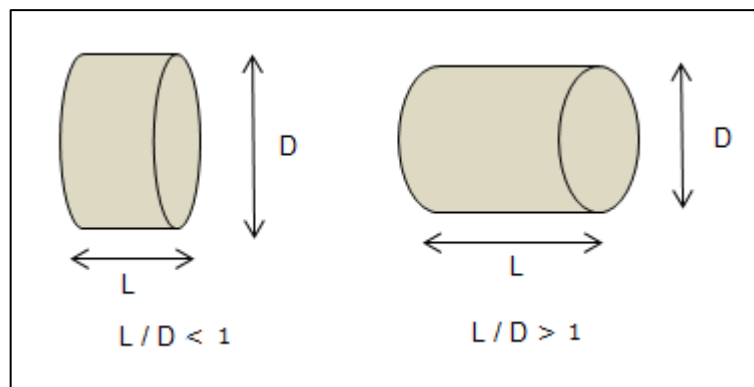


Figura 2.4: Relación Ancho (L) – Diámetro (D) de rodillos

Por otro lado, con relaciones $L/D > 1$ (Köppern y KHD), se tiene el beneficio de contar con un aumento de la capacidad de tratamiento específica del equipo, pero con problemas relacionados con el desalineamiento del “Rodillo Flotante” en caso de que el material no se distribuya de forma uniforme en la tolva de alimentación, siendo necesario contar con un sistema de corrección.

2.3.2 Prensa de Cilindros: Influencia de los revestimientos de los rodillos

El análisis de los revestimientos utilizados por los cilindros de prensa que componen el HPGR, es importante debido a que influye directamente en los costos de mantención del equipo y en la capacidad de tratamiento o rendimiento. Respecto de los primeros, influirá porque dependiendo del tipo de diseño forjado a la superficie del rodillo, las tasas de desgaste serán mayores en caso de tratar material de carácter primario. Por otro lado, respecto de la capacidad de tratamiento, influirá debido a que el patrón del revestimiento determina el ángulo en donde se produce el atrapamiento del mineral generando el roce necesario para inducir el movimiento al lecho de mineral.



Figura 2.5: Revestimiento de rodillos. Superficie tachonada, studded (Klymowsky et al., 2006)

Hasta el día de hoy numerosas aplicaciones, tanto en la industria del cemento como en la industria del diamante, se utilizan rodillos de superficies lisas de acero blanco fundido rico en cromo, con revestimientos reticulados para optimizar el agarre del mineral. Pero, con el objeto de ampliar el horizonte de aplicación, la superficie de los rodillos ha evolucionado hacia material de característica más resistente (aleación de acero con Níquel), con el fin de evitar la alta frecuencia de quiebre de rodillos que se da con la conformación

convencional. Más aún, si la tendencia actual de aplicación de los equipos de molienda de alta presión apuntan al tratamiento de mineral de carácter primario (metálico).

Los nuevos avances en el tratamiento de rocas de carácter abrasivo, no se han quedado solo con la aplicación de material más resistente para la fabricación de los cilindros, pues también se han preocupado de la generación de revestimientos que logren minimizar el contacto entre la superficie y el lecho de mineral. Es por esto que fabricantes como KHD y Polysius, han optado por desarrollar superficies tachonadas (studded), constituidas por pequeños cilindros de carburo de tungsteno distribuidos de acuerdo a un patrón regular, que permiten la acumulación de finos formando una capa autógena de molienda en los rodillos, aportando en la generación de microfracturas del mineral. De este modo, no será necesaria la abrasión de manera continua sobre la superficie de acero, por lo que ofrecerá una generación de equipos de vida útil más larga.

Tabla 2.1: Vida útil garantizada y lograda en las superficies tachonadas de rodillos de prensa (Datos de KHD)

Mineral	Horas de operación
Mineral de hierro (Pellet feed)	14000 - 36000
Mineral de hierro (grueso)	6000 – 17000
Mineral de oro (grueso)	4000 – 6000
Mineral de fosfato (grueso)	6000 - 12000

Además de proteger la superficie de los rodillos, se ha estimado que el revestimiento tachonado mejora la línea de contacto y el flujo del circuito. Por ejemplo, de acuerdo a datos de los fabricantes, la capacidad de tratamiento logra aumentar entre un 50% y 100% con respecto a superficies lisas y se ven

menos sensibles a materiales de alimentación con altos niveles de humedad (deslizamiento).

2.3.3 Alimentación del material a moler: Influencia de la tolva

El material a moler es conducido a través de correas transportadoras hasta la zona de tolva de alimentación al HPGR. Su diseño es trascendental desde el punto de vista del desgaste posterior de las superficies de los revestimientos de los rodillos; y de la fluidez del material para asegurar una operación continua del equipo.

Cuando la correa transportadora lleva la carga hacia la tolva de alimentación del chancador, ésta posee la característica de mantener una mayor acumulación de material en el centro que en los bordes, determinando una distribución no homogénea en la zona anterior a la compresión de capas de partículas, lo que se traduce en un desgaste irregular de los revestimientos de los cilindros de rotación inversa. Para que no suceda lo anterior, el diseño del ángulo de descarga de las correas en la tolva, debe ser lo suficientemente elevada como para evitar la formación de zonas muertas durante la segregación de material en ella.

Al igual que con los rodillos, la superficie interna de la tolva de alimentación a zona de compresión del equipo, debe estar provista de un material resistente a la abrasión con el objeto de evitar el excesivo desgaste al operar principalmente con roca dura; y de un material deslizante, en caso de ser alimentado con mineral de alta humedad que coloque en riesgo la continuidad del flujo de alimentación al equipo con la subsecuente formación del lecho. El material que cumple con ambos requisitos es cerámica, la cual logra maximizar la vida útil de este elemento mecánico constituyente.

2.4 Evolución de la molienda SAG y la molienda HPGR

En las últimas décadas una gran cantidad de yacimientos relacionados con la industria del cobre principalmente, han evolucionado hacia la explotación de material de carácter primario, lo cual ha generado un aumento sustancial de la dureza y la cantidad de gruesos de mineral en la alimentación en las zonas de Chancado y Molienda.

El aumento del tamaño de la distribución granulométrica de la alimentación a los equipos de conminución, ha influido fuertemente en el diseño de los circuitos de la zona, afectando de manera importante la eficiencia del proceso, el que se caracteriza por poseer los mayores gastos energéticos.

2.4.1 Cambio de una molienda AG a una molienda SAG

Hasta entonces, es la molienda SAG la que ha sufrido los mayores impactos energéticos, debido a que es la tecnología más utilizada por la industria minera metálica en la etapa de conminución. Como consecuencia, el circuito que contiene al equipo SAG ha tenido que sufrir enormes modificaciones que se han acercado fuertemente a lo que son los circuitos convencionales de chancado y molienda, con el objeto de lograr un trabajo metalúrgicamente más rentable y eficiente en este sentido (mayor cantidad de finos).

La génesis de la molienda SAG, surge bajo la premisa de: “la competencia natural de la mena para actuar como medio de molienda”, es decir, la fractura y liberación del metal valioso (valores) de las rocas puede ser llevada a cabo por el impacto entre las mismas materias primas (molienda autógena, AG). El circuito original corresponde al presentado en la figura 2.6.

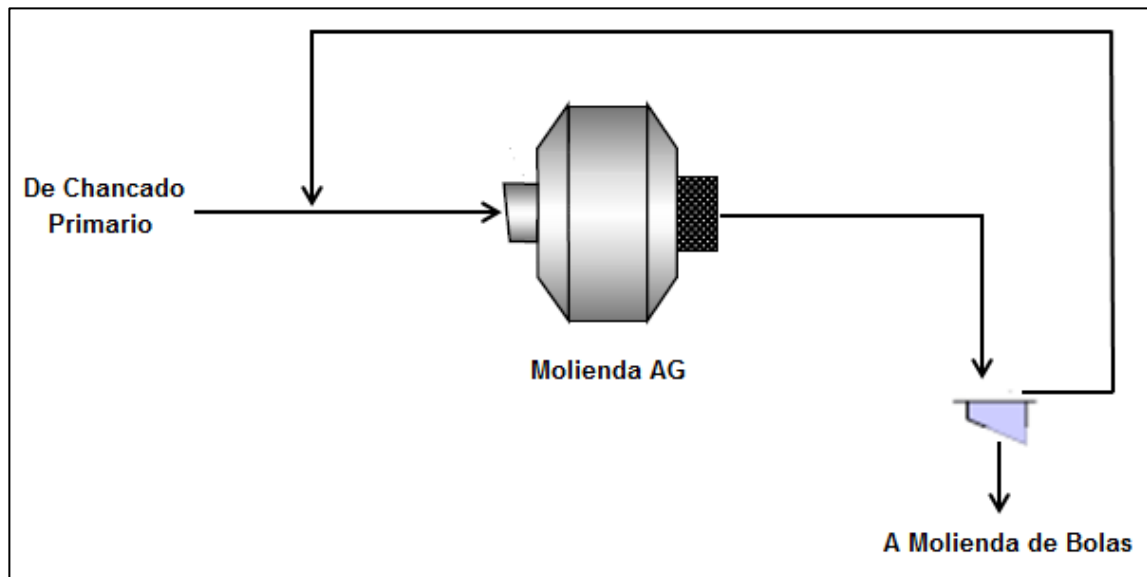


Figura 2.6: Génesis del circuito de Molienda SAG

De acuerdo a la figura 2.6, el circuito de molienda SAG propuso remplazar al circuito convencional de conminución, eliminando equipos de chancado secundario, chancado terciario y molienda de barras, afectando de manera positiva el consumo de energía de la zona.

Sin embargo, debido a la evolución de las menas extraídas desde nuevos yacimientos, hacia un carácter primario (grueso y duro), la premisa bajo la cual surgió el concepto SAG se ha modificado, por la obligada incorporación de equipos auxiliares al circuito para evitar una operación inestable que involucre un deterioro del equipo y una pérdida en la eficiencia de los valores extraídos. Los equipos auxiliares corresponden al chancador secundario, que actúa como un pre-chancado para el SAG; chancador de pebbles, que actúa como chancado terciario posterior al clasificador del SAG; y además la incorporación de medios de molienda fabricados de acero al interior del SAG, con el fin de hacer frente al material más grueso y duro de la alimentación.

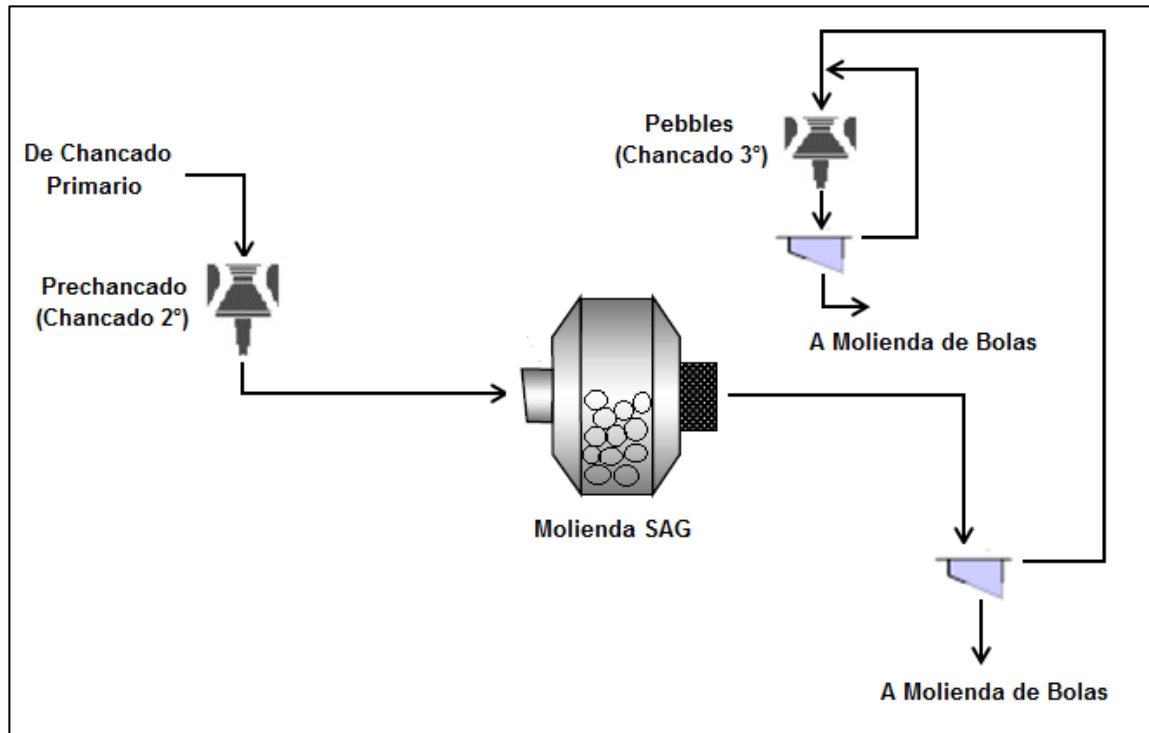


Figura 2.7: Evolución del circuito de molienda SAG

De acuerdo a la figura 2.7, el circuito es similar a uno convencional, mientras que la operación del molino SAG es similar al del Molino Unitario, en donde la premisa de fractura de minerales es por impacto bola-material-bola. Esto ha conducido principalmente a un aumento en costos de operación, con el objeto de mantener el beneficio metalúrgico, sobrepasando valores aceptables del consumo de energía específica en un circuito de molienda convencional, en torno a los 5,5 a 6 [kWh/ton] (Santibáñez D., 2009). Por otra parte, los costos de mantenimiento también se han visto afectados principalmente por la restitución y aumento de los medios de molienda (bolas de acero) utilizados en el SAG (ocupación entre un 10% y 18% del volumen total del equipo).

2.4.2 Operación con molino HPGR

Los estudios expuestos anteriormente, concluyen en la necesidad de encontrar el diseño de un nuevo circuito que logre operar de una manera más eficiente, no solo desde el punto de vista metalúrgico, sino que también desde el punto de vista energético, generando como consecuencia un ahorro de los medios utilizados para los fines expuestos.

Como la molienda SAG se encuentra en un punto de madurez, el contar con su presencia en los diseños actuales no se ve necesaria, más aún, si el Molino Unitario utilizado en circuitos convencionales funciona bajo la misma premisa, y con un mayor rendimiento energético. Por estos motivos la molienda con tecnología HPGR, surge como una alternativa viable y rentable en la minería metálica, principalmente por experiencias de operación en materiales abrasivos probadas en la industria del cemento, el diamante y el hierro. Además por la reducción en el índice de trabajo de Bond que provoca en la Molienda Unitaria (20%) en un circuito HPGR-Molienda Unitaria (Daniel, 2004), que se ha probado en la minería del cobre (Cerro Verde), lo cual se traduce en una reducción del consumo de energía específica en torno a 3 [kWh/ton] (Santibáñez D., 2009), reducción del tamaño de los componentes del circuito y en un mayor flujo de finos con valores liberados en las líneas del proceso post-molienda.

De igual forma, los inconvenientes existen en la operación HPGR y estos se deben a la variable crítica del proceso que corresponde a la granulometría de alimentación. Dicha alimentación debe contener un porcentaje de finos determinada, con el propósito de que el ahorro energético se vea reflejado en la transmisión de ésta sobre un lecho de partículas, para provocar serias fallas estructurales (microfracturas) y no en el reacomodo de partículas, perdiéndose

la energía en forma de calor y ruido, a una presión y velocidad de rodillos determinada.

Tabla 2.2: Comparación de variables entre el HPGR y Molino de Bolas (Unitario o SAG de acuerdo a diseños actuales)

	Molino de Bolas	HPGR
Principio de conminución	Mineral - Bolas	Mineral - mineral
Gap operacional salida del equipo	No aplica	Ajustable con rodillo flotante
Fuerzas y esfuerzos en zona de molienda	Bajo desgaste de mineral, dependiente del estado de los medios de molienda	Controlado, alto desgaste dependiente del lecho de partículas que transmite la energía

La tabla 2.3, provee los datos necesarios para conocer los rangos de operación óptima del HPGR, tanto a escala industrial como de laboratorio, para minerales del oro, cobre y hierro (Klymowsky et al., 2002).

2.5 Estudios sobre la tecnología HPGR

Gran parte de los estudios dedicados a los equipos HPGR se han centrado en determinar la factibilidad de incluirlos en futuros proyectos de expansión minera o de nuevos yacimientos, bajo una mirada de rentabilidad económica. Principalmente, los estudios se han basado en la medición de parámetros a escala de laboratorio, con el objeto de extrapolar estos datos y determinar el comportamiento mecánico del equipo en condiciones de operación (revestimientos de rodillos, diseño de tolva, relaciones ancho – diámetro de los rodillos con el porcentaje de finos, etc.).

Tabla 2.3: Valores característicos de operación de equipos HPGR a escala industrial o piloto (Klymowsky et al., 2002).

Variables	Rango de operación
Diámetro de rodillos, D	0,5 – 2,8 [m]
Largo de rodillos (ancho), L	0,2 – 1,8 [m]
Gap operacional, S_0	$0,02D - 0,03D$ [m]
Capacidad de tratamiento, G_s	30 – 3000 [ton/hora]
Fuerza de molienda, F	2000 – 20000 [kN]
Presión media, R_p	20 – 300 [bar]
Potencia instalada máxima, P	2 x 3000 [kW]
Velocidad periférica rodillos, U	$U \leq 1,35\sqrt{D}$ [m/s] si $D < 1,7$ [m] $U \leq D$ [m/s] si $D \geq 1,7$ [m]
Consumo de energía específica, W	1-3 [kWh/ton]

Con respecto a la formulación de ecuaciones que logren modelar matemáticamente el comportamiento del HPGR, los estudios no han sido muchos. Taggart (1954) fue uno de los primeros autores que propuso ecuaciones para lograr describir al HPGR, principalmente encontrando una expresión para el ángulo que determina la división entre las dos zonas de conminución que existen en el equipo (zona de compresión de partículas aisladas y zona de compresión de capas de partículas). Sin embargo los mayores avances matemáticos fueron logrados por tesis dirigidas por el profesor Schönert, entre 1989 y 1992, con predicciones en la capacidad de tratamiento de mineral, potencia consumida por tratamiento y en la distribución de tamaños de partículas del producto.

Hoy en día, los modelos matemáticos se han perfeccionado con la incorporación de parámetros que permiten un buen ajuste de predicciones, siendo el más completo el que desarrollaron Morrel, Tondo Y Shi (Morrel et al.,

1997), en condiciones de operación de estado estacionario. Este se divide en tres sub-modelos descritos por las ecuaciones 2.1 a 2.4, y que corresponden a: Modelo de capacidad de tratamiento, Modelo de potencia consumida y Modelo de la granulometría de producto.

2.5.1 Estudio de la Capacidad de Tratamiento

La expresión para la capacidad de tratamiento o tonelaje tratado por el HPGR, consiste en la dependencia de las siguientes variables:

$$G_S = 3600 \cdot \delta \cdot S_0 \cdot L \cdot U \quad (2.1)$$

Dónde:

G_S : Capacidad de tratamiento, [ton/hora]

S_0 : Gap operacional, [m]

δ : Densidad aparente del mineral compactado, [ton/m³]

L : Ancho de rodillos, [m]

U : Velocidad periférica de rodillos, [m/s]

2.5.2 Estudio de la Potencia Consumida

Para la Potencia Consumida de forma efectiva por el equipo HPGR, para lograr la cantidad de finos deseada, se llegó a la conclusión de que las variables físicas incidentes en el resultado corresponden a:

$$P = 2 \cdot \tau \cdot \frac{U}{D} \quad (2.2)$$

Dónde:

P : Potencia consumida, [kW]

- ζ : torque del motor, [kNm]
- D : Diámetro de rodillos, [m]
- U : Velocidad periférica de rodillos, [m/s]

2.5.3 Estudio de la granulometría de producto

Las diferencias en la granulometría del producto de un HPGR encontradas en estudios anteriores, permite considerar dos zonas de molienda divididas por un ángulo de acción de fuerzas sobre el material triturado y tres mecanismos de fractura diferentes a partir de los cuales el material se convierte en fino (ver figura 2.8)

Durante la entrada del material a la zona de rodillos, este flujo másico va acelerando de acuerdo a la velocidad de los cilindros, encontrándose con un mecanismo de Pre-Chancado, en donde los gruesos mayores a un tamaño crítico (X_C) son fracturados de la misma forma que ocurre en un chancador convencional de rodillos fijos. Las variables que inciden en el tamaño crítico de fractura son los expresados a continuación:

$$X_C = 0,5 \cdot \left[(D + S_0) - \sqrt{(D + S_0)^2 - 4 \cdot \frac{D \cdot S_0 \cdot \delta}{\rho_a}} \right] \quad (3)$$

Dónde:

- X_C : Tamaño crítico de partícula, [m]
- δ : Densidad aparente del mineral compactado, [ton/m³]
- ρ_a : Densidad aparente del mineral alimentado, [ton/m³]
- D : Diámetro de rodillos, [m]
- S_0 : Gap operacional, [m]

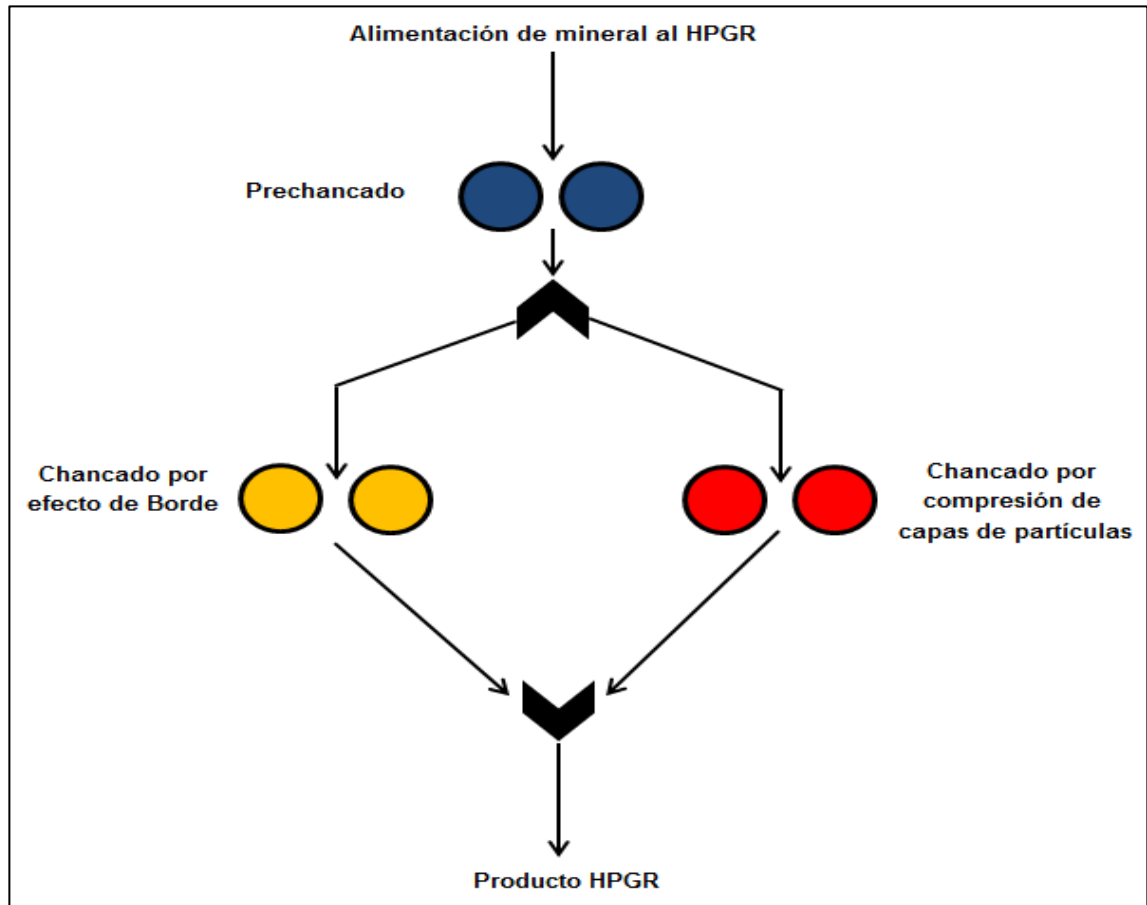


Figura 2.8: Estudio de la granulometría de producto del HPGR, de acuerdo al Modelo Morrel/Tondo/Shi

Posteriormente el material ingresa a una segunda zona (compresión de capas de partículas), en donde existen dos mecanismos de fractura correspondientes al chancado por efecto de borde y chancado por compresión de capas de partículas, de acuerdo al perfil de presiones definido en el material entre rodillos (Lubjuhn et al., 1992).

La interfase entre ambos mecanismos de fractura, que define la diferencia entre producto de borde y centro en una misma zona de compresión (Morrel et al., 1997), es determinada de acuerdo a las siguientes variables:

$$f = \gamma \cdot \frac{S_0}{L} \quad (2.4)$$

Dónde:

- f : Interfase entre producto de borde y centro
- γ : Parámetro de ajuste
- L : Ancho de rodillos, [m]
- S_0 : Gap operacional, [m]

Finalmente, para poder determinar la granulometría de producto HPGR, el modelo requiere un total de 11 parámetros que dependen de la función ruptura y de la curva de clasificación de producto pre-chancado, borde y centro (Daniel y Morrel, 2004).

2.6 Acercamiento del HPGR a la minería metálica del Cobre

2.6.1 Diseño de circuito óptimo

De acuerdo a diferentes factores que afectan el desempeño del equipo, estudios de diversos autores han logrado diseñar diferentes modelos de circuito de conminución que incluyen al equipo HPGR (Morley, 2006). Dentro de los posibles modelos, cabe destacar tres criterios que buscan obtener el mejor provecho de esta nueva tecnología, y que afectan en la decisión final:

- Mejora en los beneficios energéticos
- Eliminación de flujos truncados de mineral que afecten la continuidad del proceso
- Mejora en los beneficios metalúrgicos

Basado en estos criterios, la línea de proceso de la zona de conminución de minerales, debe en primer lugar cumplir con un tratamiento efectivo de rocas de alta dureza sufriendo el menor impacto, en conjunto con la menor cantidad de equipos y correas transportadoras instaladas posibles. Lo anterior se traduce en evitar una alta carga circulante del circuito de chancado; mantener un control de polvos exhaustivo evitando pérdida de finos posterior en el clasificador; y mantener una proporción de finos tal que logren rellenar los intersticios en el lecho de partículas que está siendo sometida a compactación y fractura, evitando la pérdida de energía solo por el reacomodo de ellas. Con esto último además se logra evitar un desgaste excesivo de los revestimientos de los rodillos, por el contacto directo y continuo con material de carácter primario.

Con estos antecedentes, el mayor beneficio de la tecnología HPGR se obtiene al operar este equipo como un chancador terciario, previo a la molienda unitaria, con un flujo de agua suficiente que logre principalmente controlar el material particulado en suspensión generado por la vibración del equipo clasificador post-HPGR (humedad menor al 10%). El esquema es el mostrado en la figura 2.9.

2.6.2 Algunas aplicaciones en la minería del Cobre

- Planta Concentradora Cerro Verde ubicada en Perú y perteneciente a Freeport-McMoran Copper & Gold Inc., desde el año 2006 posee 4 equipos HPGR para la conminución de minerales de Cobre, en remplazo de la tecnología SAG, operando como chancador terciario en circuito cerrado, obteniéndose amplios beneficios metalúrgicos y energéticos en la operación (consumo de energía específica inferior a 2 [kWh/ton]), considerando la baja ley del mineral sulfurado extraído en la zona (0,49%)

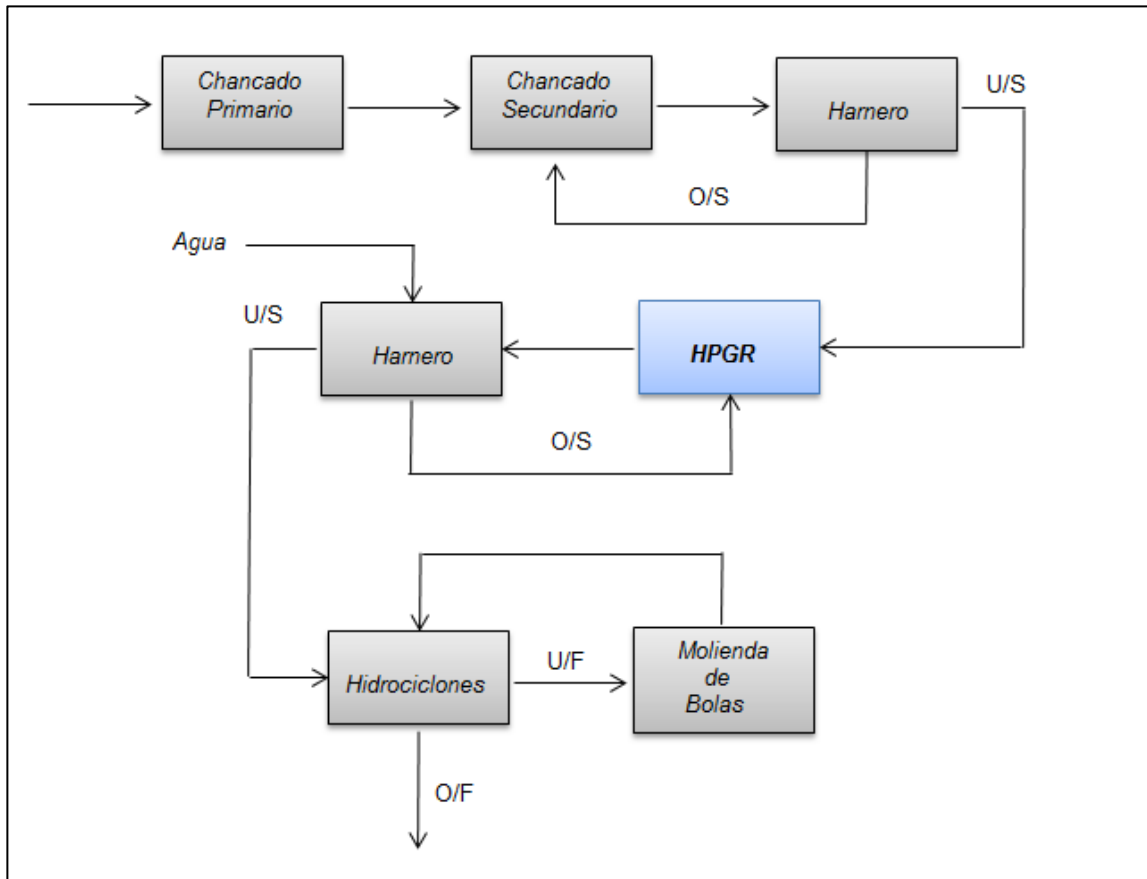


Figura 2.9: Circuito óptimo de Chancado y Molienda incorporando HPGR como Chancador terciario

- Divisiones de Codelco Chile, como Chuquicamata y El Teniente, sólo han realizado pruebas a escala piloto, con el objeto de avanzar en la mejora de la tecnología HPGR por parte de los fabricantes, además de evaluar el comportamiento del equipo frente a la diversidad mineralógica de las distintas divisiones.
- Planta los Bronces de Anglo American Chile y Esperanza de Antofagasta Minerals, entre los años 2006 y 2007, sólo realizaron pruebas a escala piloto para evaluar el comportamiento del equipo HPGR frente a material de dos litologías: Pórfido y Andesita (Esperanza), y además frente a

variables operacionales que afectan directamente la proporción de finos en el producto y la capacidad de tratamiento, siendo éstas respectivamente la presión (R_p) y la velocidad periférica de los rodillos (U). Lo anterior, medido en estado estacionario y en circuito abierto HPGR. A pesar de las ventajas operacionales concluidas frente a la molienda SAG, por falta de información y confianza de la experiencia HPGR en roca dura, su aplicación fue desechada.

CAPITULO 3

MODELACION DINAMICA HPGR

3.1 Introducción

La modelación de un Molino de Rodillos de alta presión HPGR está basada en tres sub-modelos descritos mediante una familia de ecuaciones que logran predecir la Capacidad de Tratamiento del equipo, el Consumo Específico de Energía (C.E.E) y la Distribución de la Granulometría de Producto. Estas ecuaciones logran predecir las variables mencionadas anteriormente, en función de las características físicas del mineral a ser tratado, de las dimensiones del equipo y de los distintos escenarios o condiciones operacionales bajo las cuales funciona normalmente este último.

Si bien las bases de la modelación están descritas a partir del trabajo desarrollado por Morrel, Tondo y Shi (Morrel et al., 1997), el cual es posteriormente mejorado y validado por los autores M. Torres y A. Casali (2009), considerando el efecto de pre-chancado dado en la zona de compresión de partículas aisladas (material superior a un tamaño específico es pre-fracturado) y las diferencias en las dos distribuciones de tamaños generadas en la zona de compresión de capas de partículas (borde y centro); en éste trabajo se presenta una modelación en la cual, es incluido el efecto de la variación de tonelaje acumulado de material que se da en el chute de alimentación del HPGR, con el objeto de verificar temporalmente que la zona baja del equipo, en dónde aproximadamente el 25% rotativo de la superficie total de los rodillos efectivamente generan microfracturas, esté continuamente provista de material.

Las ecuaciones del modelo son deducidas a partir de diferentes criterios. Para el caso del material total tratado por un HPGR, se utilizan balances de masa en estado transiente, donde básicamente la acumulación del total de partículas depende de la entrada y salida del equipo, siendo este último flujo (salida) limitado por la superficie de los rodillos y el determinante de la capacidad de tratamiento del chancador. Para el caso del consumo de potencia, se utilizan ecuaciones fundamentadas en la física newtoniana; mientras que para la granulometría de producto, se utiliza el modelo de balances poblacionales.

3.2 Modelo de Capacidad de Tratamiento

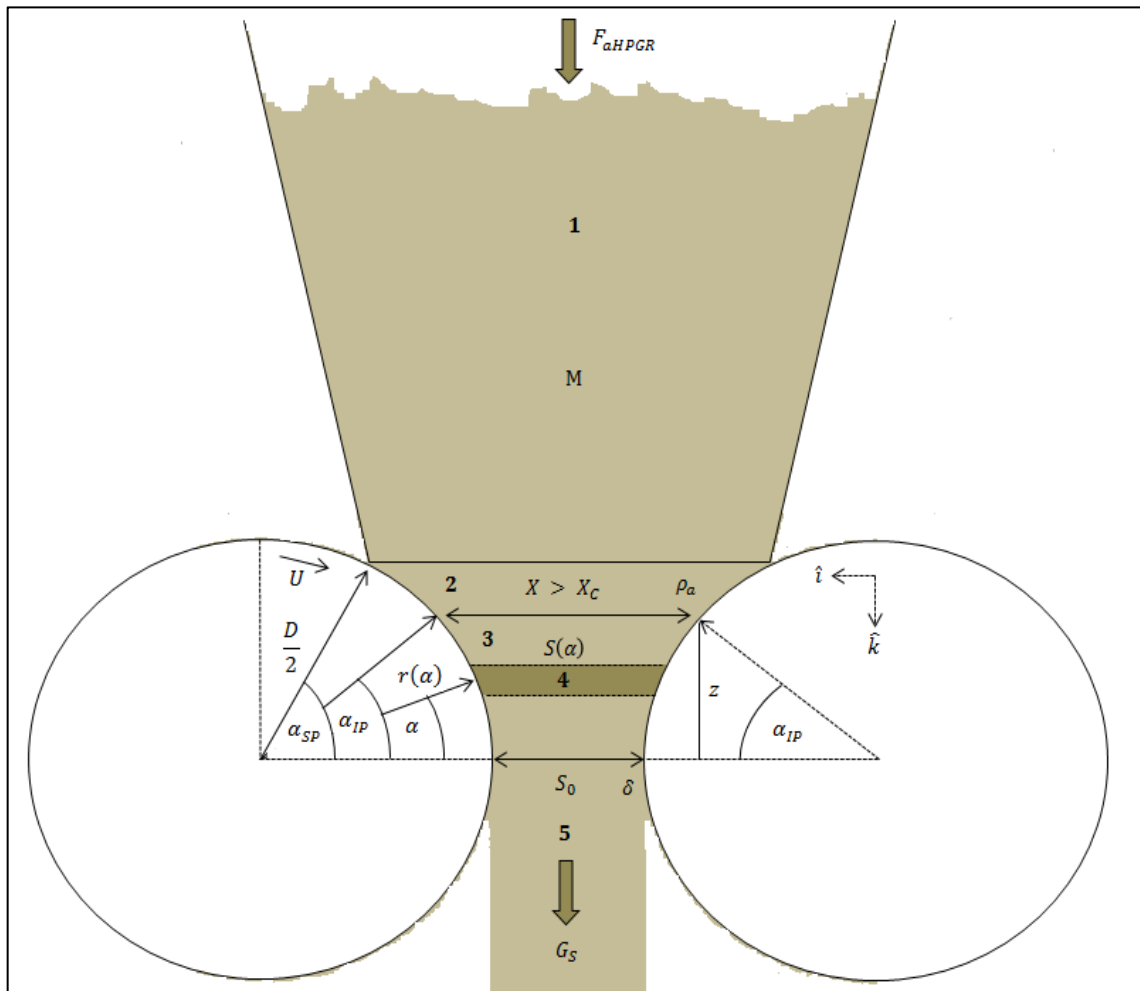
El modelo para predecir la capacidad de tratamiento de un molino de rodillos de alta presión, a diferencia de los presentados hasta entonces, considera un límite de baterías que va desde la descarga de partículas por parte de la correa transportadora hacia el chute o tolva de alimentación del HPGR, hasta la zona de extrusión de los rodillos de rotación inversa, en donde el material es rechazado hasta un chute o tolva de descarga, que posteriormente libera el material hasta una nueva correa transportadora. De este modo, se está considerando una realidad operacional en la cual los niveles de llenado de material en el equipo HPGR varían de acuerdo a condiciones cambiantes de manera temporal.

Considerando el esquema presentado en la figura 3.1, la variación de la masa total de partículas en el HPGR en función de los flujos de alimentación y descarga, se expresa de la siguiente forma:

$$\frac{dM}{dt} = F_{aHPGR} - G_s \quad (3.1)$$

Dónde:

- M : Carga interna de material en HPGR, [ton]
 F_{aHPGR} : Flujo de alimentación al HPGR, [ton/hora]
 G_S : Capacidad de tratamiento (descarga HPGR), [ton/hora]



- 1: Tolva de Alimentación HPGR
2: Zona de compresión de partículas aisladas, Rodillos HPGR
3: Zona de compresión de capas de partículas, Rodillos HPGR
4: Centro de masa de una franja de material en zona de capas de partículas
5: Zona de extrusión

Figura 3.1: Esquema HPGR / indicación de zonas de Tolva y Rodillos / indicación de algunas variables a considerar en los modelos

De acuerdo a estudios realizados en esta tecnología, se concluye que la variación de la carga interna de material en el sistema global HPGR (Tolva y zona de compresión) depende en gran medida de la capacidad de tratamiento o del tonelaje teórico que es capaz de “fluir” entre los rodillos de diámetro D [m] y ancho L [m], con un gap operacional (entre rodillo flotante y fijo) S_0 [m], y que giran a una velocidad periférica U [m/s].

Debido a que el flujo de material descargado depende de las variables mencionadas anteriormente, es necesario contar con una expresión matemática que demuestre tal hecho. Para ello, se toma en cuenta el centro de masa de una franja de material que circula por la zona de compresión de capas de partículas (Torres y Casali, 2009) entre los ángulos α_{IP} y el ángulo 0 (figura 3.1).

$$r(\alpha) = \frac{1}{2} \cdot (D + S_0) \hat{i} + \frac{D}{2} \cdot \sin(\alpha) \hat{k} \quad (3.2)$$

Dónde:

$r(\alpha)$: vector posición del centro de masas de la franja de material, [m]

Como los rodillos se mueven a una velocidad determinada, estos le otorgan un movimiento a la franja de material, siendo descrito por la primera derivada del vector posición. En estas condiciones, la variable α describe la velocidad angular de los rodillos [1/s], que está en función del radio y el arco (velocidad periférica):

$$\alpha = \frac{2 \cdot U}{D} \quad (3.3)$$

Luego, la primera derivada de la ecuación 3.2 (Torres y Casali, 2009), es:

$$v(\alpha) = \frac{D}{2} \cdot \frac{2 \cdot U}{D} \cdot \cos(\alpha) \hat{k} = U \cdot \cos(\alpha) \hat{k} \quad (3.4)$$

Dónde:

$v(\alpha)$: velocidad de la franja de material, [m/s]

De esta manera (ecuación 3.4), el flujo de material que circula entre rodillos está en función de la variable operacional U, la cual puede ser modificada temporalmente para controlar la carga de material acumulado en el HPGR. Ahora, con el propósito de incluir parámetros de diseño y las características físicas del material a ser tratado, el flujo másico de descarga debe poseer la siguiente forma:

$$G_s(\alpha) = \rho(\alpha) \cdot v(\alpha) \cdot A(\alpha) \quad (3.5)$$

Dónde:

$\rho(\alpha)$: densidad de la franja de partículas, [ton/m³]

$A(\alpha)$: área de la sección transversal perpendicular al flujo másico, [m²]

Con respecto a la densidad de las partículas que circulan entre rodillos, es posible encontrar dos condiciones (figura 3.1). Una vez que han bajado en la tolva del HPGR hasta el límite dado por el ángulo α_{IP} , las partículas presentan una densidad aparente ρ_a igual a la medida en la alimentación. Mientras que, en el límite del ángulo 0 (límite de la zona de compresión de capas de partículas con la zona de extrusión), las partículas presentan una densidad aparente δ .

Al analizar el área transversal al flujo másico, del mismo modo que la densidad, existen dos condiciones deducidas a partir de las siguientes expresiones:

$$A(\alpha) = L \cdot S(\alpha) \quad (3.6)$$

$$S(\alpha) = S_0 + D \cdot (1 - \cos(\alpha)) \quad (3.7)$$

De la ecuación 3.7, es posible notar la dependencia que existe entre el gap operacional S con el diámetro de los rodillos D y el ángulo en el que se encuentra la franja de partículas.

En particular, una de las condiciones del área se presenta cuando las partículas ingresan a la zona de compresión, en donde el gap operacional está en función del ángulo α_{IP} , resultando una expresión para el área similar a la presentada al combinar la ecuación 3.7 en la 3.6. Mientras que, la otra condición se presenta en la salida de la misma zona de compresión (ángulo 0), en donde el área solo queda en función del ancho de rodillos L y la mínima distancia entre ellos S_0 .

Luego, las expresiones resultantes para la capacidad de tratamiento, dadas las diferencias que existen entre las características del material de entrada y de salida entre rodillos, son las siguientes:

$$G_S(\alpha_{IP}) = 3600 \cdot \rho_a \cdot L \cdot S(\alpha_{IP}) \cdot U \cdot \cos(\alpha_{IP}) \quad (3.8)$$

$$G_S(0) = 3600 \cdot \delta \cdot L \cdot S_0 \cdot U \quad (3.9)$$



En donde el factor 3600 es para transformar la expresión G_S en las unidades [ton/hora].

La relación entre ambas expresiones (ecuación 3.8 y 3.9), está basada en un balance de masa entre la entrada y salida de la zona de compresión que existe entre cilindros, obteniendo la siguiente funcionalidad:

$$\frac{dM_{rodillos}}{dt} = G_S(\alpha_{IP}) - G_S(0) \quad (3.10)$$

Dónde:

$M_{rodillos}$: Carga interna de material entre rodillos, [ton]

Sin embargo, al operar el HPGR en condiciones normales y de acuerdo a lo observado en la práctica, éste siempre lo hace de manera tal que la zona en donde se producen las fracturas y microfracturas de partículas, esté provista continuamente de material, con el objetivo de utilizar de manera eficiente la energía transmitida a partir de los cilindros de rotación inversa. Por lo tanto, tomando en consideración este hecho, la carga interna de material entre los ángulos α_{IP} y 0, no sufre variación, siendo el flujo G_S el mismo entre ambos límites ($G_S(\alpha_{IP}) = G_S(0)$).

Por otro lado, la conclusión anterior permite obtener una expresión para estimar el valor del ángulo α_{IP} en función de las dimensiones del equipo y las características físicas del material, al combinar las ecuaciones 3.7 y 3.8 e igualar con la ecuación 3.9:

$$\rho_a \cdot D \cdot \cos^2(\alpha_{IP}) - \rho_a \cdot (s_0 + D) \cdot \cos(\alpha_{IP}) + \delta \cdot s_0 = 0 \quad (3.11)$$

Como se obtiene una ecuación cuadrática, de las dos soluciones posibles, se prefiere la solución que resulte en un valor máximo para $\cos(\alpha_{IP})$, puesto que es la única que entrega un valor aceptable para α_{IP} (mínimo). Con este criterio (Torres y Casali, 2009), la expresión final es la siguiente:

$$\cos(\alpha_{IP}) = \frac{1}{2 \cdot D} \cdot \left[(s_0 + D) + \sqrt{(s_0 + D)^2 - \frac{4 \cdot s_0 \cdot \delta \cdot D}{\rho_a}} \right] \quad (3.12)$$

Finalmente, en base a las consideraciones fenomenológicas mencionadas, la capacidad de tratamiento o el tonelaje teórico que es capaz de “fluir” entre los rodillos, puede ser expresada matemáticamente de acuerdo a la ecuación 3.9, dependiendo éste valor de las características físicas del material, dimensiones del equipo y de variables operacionales. Por lo tanto, la acumulación de la masa total de partículas en el HPGR, en función de los flujos de alimentación y descarga, es la siguiente (ecuación 3.9 en ecuación 3.1):

$$\frac{dM}{dt} = F_{aHPGR} - 3600 \cdot \delta \cdot L \cdot S_0 \cdot U \quad (3.13)$$

3.3 Modelo de Potencia Consumida y C.E.E.

El modelo de potencia de un molino de rodillos de alta presión, es descrito a partir de ecuaciones fundamentadas en la física newtoniana, en donde aparecen variables que inciden directamente en los beneficios metalúrgicos del proceso, tales como presión, fuerza de compresión y torque (Torres y Casali, 2009).

La ilustración del modelo de potencia es presentada en la figura 3.2. Este esquema muestra un vector fuerza, el cual actúa en la zona de compresión de capas de partículas, como consecuencia de la presión de operación ejercida por los rodillos de rotación inversa.

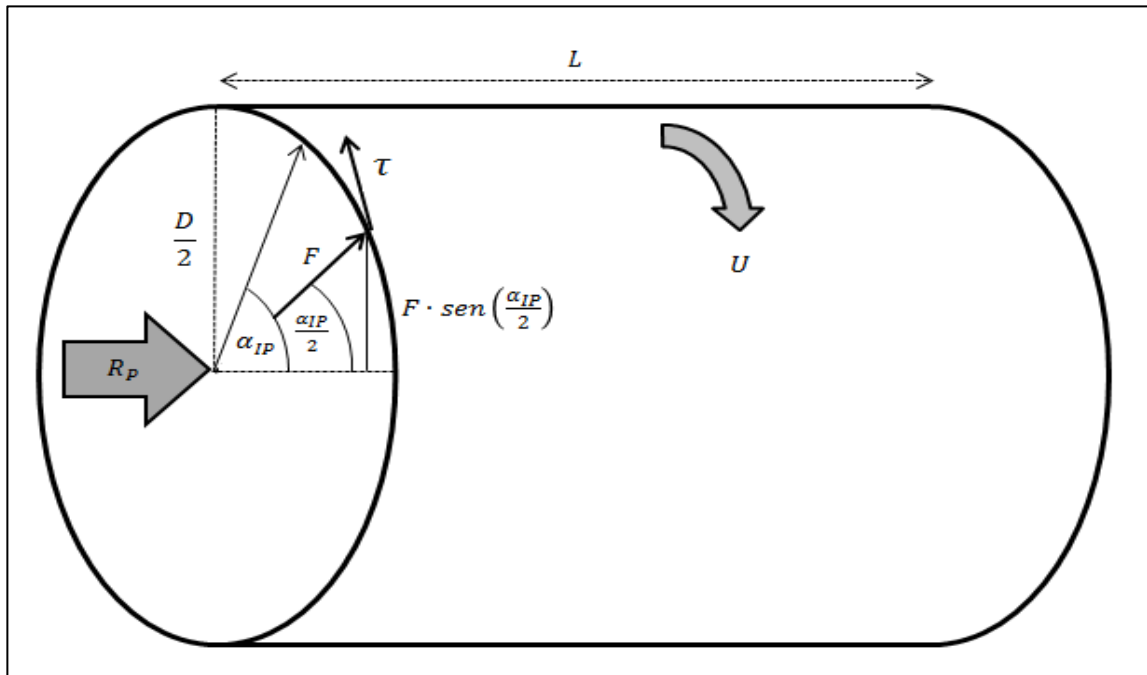


Figura 3.2: Diagrama de fuerzas simplificado del HPGR / indicación de variables que inciden en el Modelo de Potencia y C.E.E.

De acuerdo a la figura 3.2, desde que el HPGR opera en una condición de alimentación obstruida, la presión aplicada solo se distribuye en el área proyectada de la mitad superior derecha del rodillo, por lo cual, la expresión de la fuerza de compresión queda descrita de la siguiente forma:

$$F = 100 \cdot R_p \cdot \frac{D}{2} \quad (3.14)$$

Dónde:

F : Fuerza de compresión, [kN]

R_p : Presión de operación, [bar]

Además, el factor 100 es para transformar la unidad de R_p en [kPa].

Sin embargo, la acción de la componente vertical de esta fuerza provoca a su vez una reacción proveniente de la capa de material obstruida entre rodillos, que se traduce en la ejecución de un torque. Por lo tanto, para evitar la inestabilidad operacional del equipo, éste debe contar con un sistema de reacción de torque, el cual es descrito a partir de la siguiente expresión:

$$\tau = F \cdot \text{sen}\left(\frac{\alpha_{IP}}{2}\right) \cdot \frac{D}{2} \quad (3.15)$$

Dónde:

τ : Torque ejercido en cada rodillo, [kN m]

La ecuación 3.15 además utiliza un criterio para el ángulo de acción de fuerza en la zona de compresión de partículas, el cual establece que dicho ángulo corresponde a la mitad del que describe la zona, α_{IP} (Klymowsky et al., 2006).

Las variables F y τ , permiten describir el modelo de potencia del equipo, para establecer cuál es la requerida por el motor del mismo, para el control de los rodillos en cuanto a giro y presión aplicada sobre el lecho de material.

El modelo establece que la potencia requerida para girar ambos rodillos es igual al doble del torque amplificado por la velocidad angular de los mismos, obteniendo lo siguiente:

$$P = 2 \cdot F \cdot \text{sen}\left(\frac{\alpha_{IP}}{2}\right) \cdot \frac{D}{2} \cdot \frac{2 \cdot U}{D} \quad (16)$$

$$P = 2 \cdot F \cdot \text{sen}\left(\frac{\alpha_{IP}}{2}\right) \cdot U \quad (3.17)$$

Dónde:

P : Potencia total consumida, [kW]

Con las simplificaciones realizadas, el modelo de potencia se traduce finalmente como el doble de la fuerza de compresión aplicada sobre el lecho de partículas, amplificada por la velocidad periférica de los rodillos.

Para estimar el consumo específico de energía (C.E.E.) del HPGR solo basta con generar una razón entre el modelo de potencia consumida y el modelo de la capacidad de tratamiento, de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$W = \frac{P}{G_S} \quad (3.18)$$

Dónde:

W : Consumo Específico de Energía, [kWh/ton]

3.4 Modelo de Granulometría de Producto

El modelo considerado para predecir la Granulometría de producto del equipo HPGR, considera lo ocurrido efectivamente en la zona que se encuentra entre los rodillos, puesto que es ahí en donde se producen los mecanismos de fractura de las partículas, dejando fuera del análisis lo ocurrido en el chute o tolva de alimentación, en donde solo se produce la acumulación de todas las partículas que ingresan sin variar aún de tamaño.

La prensa de material que ocurre entre cilindros, genera dos etapas en serie de reducción de tamaño, definidas por los ángulos α_{SP} y α_{IP} (figura 3.1).

La zona definida por el ángulo α_{SP} , define la compresión de partículas aisladas (Pre-chancado) que ocurre en el equipo, en donde el flujo de material grueso de tamaño superior a uno crítico, definido como X_C , es fracturado por las caras de los cilindros que atrapan las partículas, y acelerado de acuerdo a la velocidad de giro de éstos.

Para modelar matemáticamente este fenómeno y obtener la distribución granulométrica de producto para el pre-chancado, una buena aproximación es la expresión del modelo de chancado de Whiten (Whiten, 1973), el cual está definido en función de un tamaño de partícula superior al espacio de admisión entre rodillos. Este tamaño, denominado crítico, se puede obtener a partir de la ecuación 3.7, en donde el ángulo es aquel que define el final de la zona, α_{IP} .

$$S(\alpha_{IP}) = X_C = S_0 + D \cdot (1 - \cos(\alpha_{IP})) \quad (3.19)$$

Luego, la distribución granulométrica de producto, para tamaños mayores a X_C , está en función de la multiplicación entre la matriz función ruptura y las masas retenidas de partículas de cada clase de tamaño, generando lo siguiente:

$$p_{(i)SP} = \sum_{l=1}^N b_{il} \cdot f_{(l)SP} \quad (3.20)$$

Dónde:

$p_{(i)SP}$: Distribución de tamaño de producto de Pre-chancado, [ton(i)/ton]

b_{il} : fracción en peso de partículas de tamaño "l" que por conminución son reducidas a tamaño "i", [ton(i)/ton(l)]

$f_{(i)SP}$: fracción másica de partículas alimentadas de clase de tamaño “i”, superior a X_C , [ton(l)/ton].

Una vez que las partículas se han reducido a un tamaño inferior a X_C , la distribución de tamaño dada por $p_{(i)SP}$, corresponde a la alimentación de la segunda etapa de fractura, en conjunto con aquellas partículas alimentadas en la etapa anterior y que no fue necesaria pre-fracturarlas. De acuerdo a la figura 3.1, esta etapa se encuentra limitada por los ángulos α_{IP} y 0, en donde el material sufre el proceso de compresión de capas de partículas, generando principalmente microfracturas a una “cinética” determinada.

En relación a lo establecido y de acuerdo a estudios realizados sobre conminución de partículas sólidas, la alimentación que ingresa a la zona de compresión del HPGR, está conformada por una diversidad de monotamaños “i”, cuyas concentraciones van desapareciendo a lo largo del lecho de partículas generado, específicamente, entre los rodillos del equipo, a una velocidad que concuerda con una cinética de primer orden. Por lo tanto, se fundamenta la siguiente “cinética de molienda”:

$$\left[\begin{array}{l} \text{tasa de desaparición} \\ \text{de la masa de partículas} \\ \text{de tamaño } i \text{ por fractura} \end{array} \right] \propto \left[\begin{array}{l} \text{masa de partículas de tamaño } i \\ \text{presente en el molino a un tiempo } t \end{array} \right] \quad (3.21)$$

Esta relación de proporcionalidad queda definida mediante el parámetro cinético de velocidad específica de molienda, $S_{(i)}$, característico de cada monotamaño. De esta manera, la ecuación 3.21, escrita en términos de $S_{(i)}$ y de la masa de partículas de tamaño “i” presentes en el molino, queda:

$$\frac{d(M_{rodillos} \cdot m_i)}{dt} = -S_i \cdot M_{rodillos} \cdot m_i \quad (3.22)$$

Dónde:

$m_{(i)}$: Fracción en peso de partículas de tamaño “i” presentes entre rodillos en un tiempo t, [ton(i)/ton]

$S_{(i)}$: Velocidad específica de fractura para el monotamaño “i”, [1/hora]

Como se estableció en el punto 3.2, en condición de operación normal del HPGR, la zona entre rodillos se encuentra siempre provista de material, siendo M_{rodillos} constante. Por lo cual, la ecuación 3.22 resulta:

$$\frac{dm_i}{dt} = -S_i \cdot m_i \quad (3.23)$$

Sin embargo, el monotamaño “i”, también se puede estar produciendo a partir de la fractura de monotamaños de tamaños mayores “j”, de acuerdo a la siguiente relación:

$$\left[\begin{array}{l} \text{velocidad de produccion} \\ \text{de tamaño } i \text{ a partir de} \\ \text{la fractura del tamaño } j \end{array} \right] = \left[\begin{array}{l} \text{fracción en peso de} \\ \text{tamaño } j \text{ que por} \\ \text{fractura pasa a} \\ \text{tamaño } i \end{array} \right] \cdot \left[\begin{array}{l} \text{velocidad de fractura} \\ \text{del tamaño } j \end{array} \right]$$

En términos de parámetros y variables, se tiene:

$$\frac{dm_i}{dt} = b_{ij} \cdot S_j \cdot m_j \quad (3.24)$$

Dónde:

$m_{(j)}$: Fracción en peso de partículas de tamaño “j” presentes entre rodillos en un tiempo t, [ton(j)/ton]

$S_{(j)}$: Velocidad específica de fractura para el monotamaño “j”, [1/hora]

Para el parámetro b_{ij} , cuya funcionalidad está descrita en la matriz función ruptura, se considera la propiedad de normalizabilidad propuesta por Austin y Luckie (1972), que considera invariante sus valores tanto para la zona de compresión de partículas aisladas, como para la zona de capas de partículas, acotando el número de parámetros de los modelos.

Luego con las ecuaciones 3.23 y 3.24, es posible definir la velocidad neta de producción de material de tamaño “i” entre rodillos, como:

$$\frac{dm_i}{dt} = (b_{i1} \cdot S_1 \cdot m_1 + b_{i2} \cdot S_2 \cdot m_2 + \dots + b_{i,i-1} \cdot S_{i-1} \cdot m_{i-1}) - (S_i \cdot m_i) \quad (3.25)$$

La cual, de manera compacta es:

$$\frac{dm_i}{dt} = \sum_{\substack{j=1 \\ i>1}}^{i-1} b_{ij} \cdot S_j \cdot m_j - S_i \cdot m_i \quad 1 \leq j \leq i \leq n \quad (3.26)$$

Sin embargo, de acuerdo a estudios realizados por diversos autores, tales como Daniel y Morrel (2004), Klymowsky (2002) y Petzelt (2006), estos concluyeron que el equipo tiene la particularidad de generar distribuciones granulométricas de producto diferentes, siendo unas más gruesas y otras más finas. Este fenómeno fue explicado por Lubjuhn (1992), quien estipuló que la diferencia de tamaños se debe a una forma parabólica de distribución de las presiones de molienda que se genera en el material entre rodillos, obteniendo finalmente partículas más gruesas en zonas cercanas a los bordes de los cilindros y partículas más finas en zonas intermedias, en donde la presión es máxima. El esquema es el presentado en la figura 3.3.

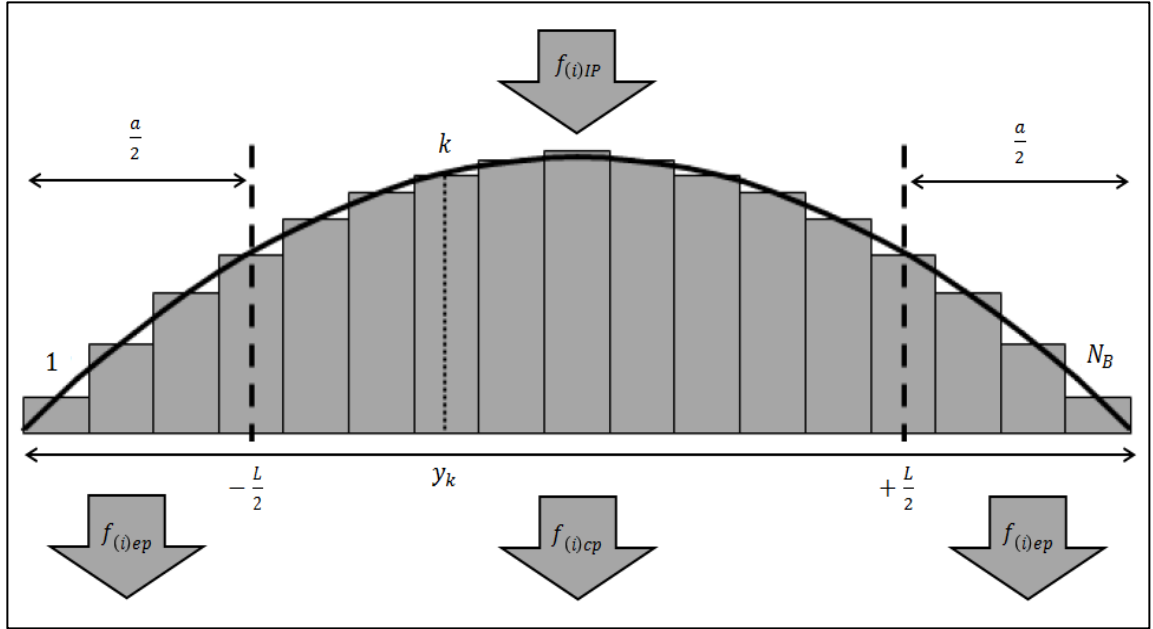


Figura 3.3: Distribución parabólica de la presión RP / indicación de la discretización del rodillo / indicación del producto de borde (ep) y centro (cp)

La diferencia de presiones en la zona de compresión del lecho de material, impacta principalmente a la velocidad específica de rotura de cada uno de los monotamaños de partículas, de la misma forma como la temperatura lo hace con la constante de velocidad de reacción en un reactor químico convencional. Por lo tanto, para modelar matemáticamente esta situación, es conveniente discretizar la zona entre rodillos en una cantidad de bloques N_B , y aplicar el balance poblacional para cada uno de ellos. La ecuación es la siguiente:

$$\frac{dm_{i,k}}{dt} = \sum_{\substack{j=1 \\ i>1}}^{i-1} b_{ij} \cdot S_{j,k} \cdot m_{j,k} - S_{i,k} \cdot m_{i,k} \quad (3.27)$$

Donde, el subíndice k representa a los N_B bloques ($k \geq 1$).

La ecuación que modela la granulometría de producto entre los ángulos α_P y 0, es similar en estructura a la ecuación cinética de molienda propuesta para un molino de bolas convencional. Pero, a diferencia de lo que ocurre en un molino de bolas, en el HPGR el material que circula entre rodillos, lo hace bajo el supuesto de flujo pistón en dirección vertical y se reduce de tamaño de manera gradual hasta alcanzar la zona de extrusión. Por lo tanto, la fracción de tamaños $m_{(i),k}$ que está presente en un tiempo t , posee una dependencia adicional con la posición vertical en la que se encuentra, obteniéndose el siguiente modelo de granulometría de producto:

$$U_z \cdot \frac{dm_{i,k}(z)}{dz} = \sum_{\substack{j=1 \\ i>1}}^{i-1} b_{ij} \cdot S_{j,k} \cdot m_{j,k}(z) - S_{i,k} \cdot m_{i,k}(z) \quad (3.28)$$

Dónde:

z : distancia vertical de la zona de compresión de capas de partículas, [m]

U_z : velocidad del flujo de material entre rodillos, [m/hora]

En la ecuación 3.28, propuesta para modelar la granulometría de producto del HPGR, se tiene la variable operacional U_z , la cual es considerada igual a la velocidad periférica de los cilindros de rotación inversa, U , que contiene implícitamente en la modelación, la variación temporal de cada uno de los monotamaños en la carga interna de material del equipo.

Una de las soluciones apropiadas del modelo 3.28, fue propuesta por Reid (1965) para las n clases de tamaños y los N_B bloques discretizados:

$$p_{(i)IP,k} = \sum_{j=1}^i A_{ij,k} \cdot \exp\left(-\frac{S_{j,k}}{U_z} \cdot z\right) \quad (3.29)$$

Dónde:

$p_{(i)IP,k}$: Distribución granulométrica de producto de la zona de compresión de capas de partículas, para cada bloque k, [ton(i)/ton]

$A_{ij,k}$: Matriz de Reid, [ton(i)/ton]}

La matriz mencionada en la ecuación 3.29, está sujeta a las siguientes restricciones:

$$\begin{aligned} A_{ij,k} &= 0, & si \ i < j \\ A_{ij,k} &= \sum_{l=j}^{i-1} \frac{b_{il} \cdot S_{l,k}}{S_{i,k} - S_{j,k}} \cdot A_{lj,k}, & si \ i > j \\ A_{ij,k} &= f_{(i)IP} - \sum_{l=1}^{i-1} A_{il,k}, & si \ i = j \end{aligned} \quad (3.30)$$

Por otra parte, se tiene la variable z, que depende de dimensiones geométricas de los rodillos y del ángulo que define la zona de compresión de capas de partículas (ver figura 3.1). Esta función, es descrita por la siguiente ecuación física

$$z = \frac{D}{2} \cdot \text{sen}(\alpha_{IP}) \quad (3.31)$$

La solución para el parámetro b_{ij} , de la matriz función ruptura, se encuentra a partir del modelo propuesto por Austin y Luckie (1972), a partir de conclusiones mencionadas en párrafos anteriores, obteniendo lo siguiente:

$$B_i(x_i) = \alpha_1 \cdot \left(\frac{x_i}{x_2}\right)^{\alpha_2} + (1 - \alpha_1) \cdot \left(\frac{x_i}{x_2}\right)^{\alpha_3} \quad (3.32)$$

De la ecuación 3.32, el parámetro B_i , representa la forma acumulada del parámetro b_{ij} , lo que se traduce en la suma de todas las fracciones en peso de material hasta el tamaño “i”, generado a partir del monotamaño “j”. Por otro lado, aparecen variables tales como x_i y x_2 que corresponden respectivamente a las clases de tamaño “i” y de tamaño “2” o de segunda clase, en unidades de [mm]. Mientras que, las incógnitas α_1 , α_2 y α_3 corresponden a los parámetros del modelo, que dependen tanto de las características físicas del material, como del tipo de equipo (fabricante).

Luego la matriz función ruptura, para obtener el parámetro discreto b_{ij} , posee la siguiente funcionalidad con B_i , dependiendo de los monotamaños del material:

$$\begin{aligned} b_{ij} &= B_{i-j+1} - B_{i-j+2}, & \text{si } i > j \\ b_{ij} &= 1 - \sum_j b_{ij}, & \text{si } i = n \\ b_{ij} &= 0, & \text{si } i \leq j \end{aligned} \quad (3.33)$$

Otro de los parámetros a definir, corresponde a la velocidad específica de rotura de partículas, S_{iE} [ton/kWh], la cual se encuentra definida a partir del modelo o función selección propuesto por Herbst and Fuerstenau (1980). En este modelo, queda de manifiesto la dependencia del parámetro S_i con el monotamaño fracturado:

$$\ln(S_{iE}/S_{1E}) = \zeta_1 \cdot \ln(\bar{x}_i/\bar{x}_1) + \zeta_2 \cdot \ln(\bar{x}_i/\bar{x}_1)^2 \quad (3.34)$$

En la ecuación 3.34, las variables \bar{x}_i y \bar{x}_1 corresponden respectivamente a los promedios geométricos entre las clases de tamaños en un intervalo determinado para “i” y para la primera clase, en [mm]. Mientras que, S_{1E} , ζ_1 y ζ_2 corresponden a los parámetros del modelo, que dependen tanto de las características físicas del material a procesar, como del tipo de equipo.

Sin embargo y tal como se mencionó anteriormente, la velocidad específica de fractura depende de la distribución de presiones que se genera en la zona de molienda entre rodillos, relacionándose de acuerdo al siguiente escalamiento:

$$S_{i,k} = \frac{P_k}{M_{rodillos,k}} \cdot S_{iE} \quad (3.35)$$

Dónde:

- $S_{i,k}$: Tasa de ruptura del tamaño “i” en cada bloque k, [1/hora]
- $M_{rodillos,k}$: Carga de material entre rodillos en cada bloque k, [ton]
- P_k : Potencia consumida en cada bloque k, [kW]

La potencia consumida en cada bloque k, depende de la distribución de presiones parabólicas representado en la figura 3.3. Por ende, estas diferencias que afectan de manera directa en la potencia que se consume por cada bloque de material comprimido entre rodillos, quedan representadas de acuerdo al siguiente modelo (Torres y Casali, 2009):

$$P_k = 2 \cdot F \cdot \sin\left(\frac{\alpha_{IP}}{2}\right) \cdot U \cdot \frac{(L^2 - 4 \cdot y_k^2)}{\sum_{j=1}^{N_B} (L^2 - 4 \cdot y_j^2)} \quad (3.36)$$

La ecuación 3.36 es similar en estructura a la ecuación 3.17 (Modelo de Potencia), con la diferencia dada en la fracción matemática existente a la derecha de la variable U. Dicha fracción, representa la distribución que existe en la potencia consumida por el equipo para moler el material discretizado entre rodillos, en donde, la variable y_k corresponde geométricamente a la posición del centro de cada uno de esos bloques (figura 3.3). El valor para y_k es obtenido de acuerdo a la siguiente expresión:

$$y_k = \frac{L}{2 \cdot N_B} \cdot (2 \cdot k - N_B - 1) \quad (3.37)$$

Por otra parte, en el escalamiento 3.35, existe la variable $M_{rodillos,k}$ que representa la carga interna de material entre rodillos y además en cada bloque k de la zona de compresión de capas de partículas. Por ende, como esta carga es constante en condiciones de operación normal del equipo, es posible definir su valor en [ton], de acuerdo a las siguientes variables:

$$M_{rodillos,k} = \frac{1}{N_B} \cdot G_S \cdot \frac{z}{3600 \cdot U} \quad (3.38)$$

De acuerdo al esquema 3.3, de todos los boques que existen entre los cilindros de prensa, hay un número de ellos que representa al material más grueso observado en el producto microfracturado del HPGR y que se atribuye a aquel flujo de rocas que circuló en las zonas más cercanas a los bordes de los rodillos. Por lo tanto, para la definición de estos bloques es necesario contar con un séptimo parámetro denominado “a” que se suma a aquellos definidos en los modelos 3.32 y 3.34. Este parámetro que representa la fracción en peso de todo el material que sólo circula en los bordes del equipo, cuyo valor depende tanto de las dimensiones del equipo como de las características físicas de las partículas (restricciones del parámetro en capítulo 4).

Finalmente el parámetro “a” se relaciona matemáticamente con el número de bloques de los bordes (Torres y Casali, 2009), de acuerdo a la siguiente expresión:

$$E = \frac{1}{2} \cdot a \cdot N_B \quad (3.39)$$



Dónde:

E : Número de bloques que representan la distribución de tamaño de partículas de los bordes.

Con la definición 3.39, es posible modelar mediante ecuaciones la diferencia que existe en la distribución de tamaños de producto que se da en las zonas de bordes y del centro, del material comprimido entre rodillos.

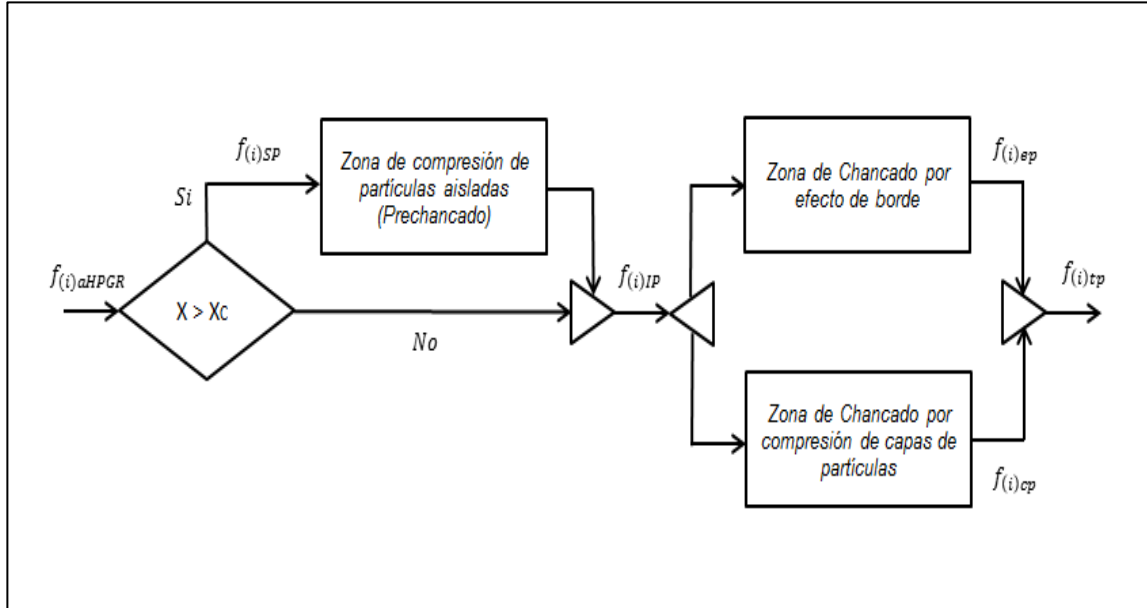


Figura 3.4: Bloques representativos del cálculo del Modelo de Granulometría de Producto

Inicialmente es necesario definir la granulometría de producto total del HPGR, que considera el promedio de cada monotamaño obtenido en todos los

bloques de material, luego de ser sometidos a esfuerzos y compresión en la zona de formación del lecho entre rodillos. La ecuación que define tal hecho, es la siguiente:

$$f_{(i)tp} = \frac{1}{N_B} \cdot \sum_{k=1}^{N_B} p_{(i)IP,k} \quad \text{[3.40]}$$

Dónde:

$f_{(i)tp}$: Granulometría de producto total del HPGR, [ton(i)/ton]

Con lo anterior y de acuerdo a la figura 3.4, se tiene que granulometría de producto grueso obtenido a partir de las zonas cercanas a los bordes de los rodillos, y que es considerado como material “chancado por efecto de borde”, se define a partir de la siguiente funcionalidad matemática de piso y techo (Torres y Casali, 2009):

$$f_{(i)ep} = \frac{1}{E} \cdot \left[\sum_{k=1}^{[E]} p_{(i)IP,k} + (E - [E]) \cdot p_{(i)IP,[E]} \right] \quad \text{[3.41]}$$

Dónde:

$f_{(i)ep}$: Granulometría de producto chancado por efecto de borde, [ton(i)/ton]

En la expresión 3.40, la variable [E] corrige aquellos valores de E que resultan ser distintos a valores enteros, considerando la ponderación de cada bloque en la distribución del borde.

Finalmente, la distribución granulométrica del producto fino observado en la descarga del HPGR, se define a partir del siguiente balance de masa por

tamaños, que requiere tanto de los resultados obtenidos a partir de las ecuaciones 3.40 y 3.41, así como también del parámetro “a”:

$$f_{(i)cp} = \frac{1}{1-a} \cdot (f_{(i)tp} - a \cdot f_{(i)ep}) \quad (3.42)$$

Dónde:

$f_{(i)cp}$: Granulometría de producto chancado por compresión de capas de partículas, [ton(i)/ton]

3.5 Modelos Adicionales para una operación en circuito cerrado (CC)

Los modelos físicos y fenomenológicos presentados anteriormente consideran un límite de baterías que involucra solo a lo observado en la unidad operacional HPGR que comprende la zona de tolva o chute de alimentación en conjunto con la zona de prensa que involucra a los rodillos que realizan la tarea de reducción de tamaño.

Sin embargo, de acuerdo a la realidad operacional observada, principalmente cuando el material a moler ha evolucionado hacia un carácter primario, estos equipos funcionan en circuito de chancado de manera cerrada o con recirculación. El ejemplo más importante y comprobado de la situación mencionada, corresponde a la Planta Concentradora de minerales de cobre Cerro Verde ubicada en Perú, en donde el HPGR opera en circuito cerrado de chancado terciario, con el objeto de asegurar que la alimentación de partículas a la zona de Molienda Unitaria, sea del tamaño especificado.

Por lo tanto, para lograr una simulación dinámica más cercana a la realidad, es necesario contar con modelos de equipos adicionales que logran cerrar el

circuito de conminución, entre los que se encuentran tolvas y un clasificador de tamaños.

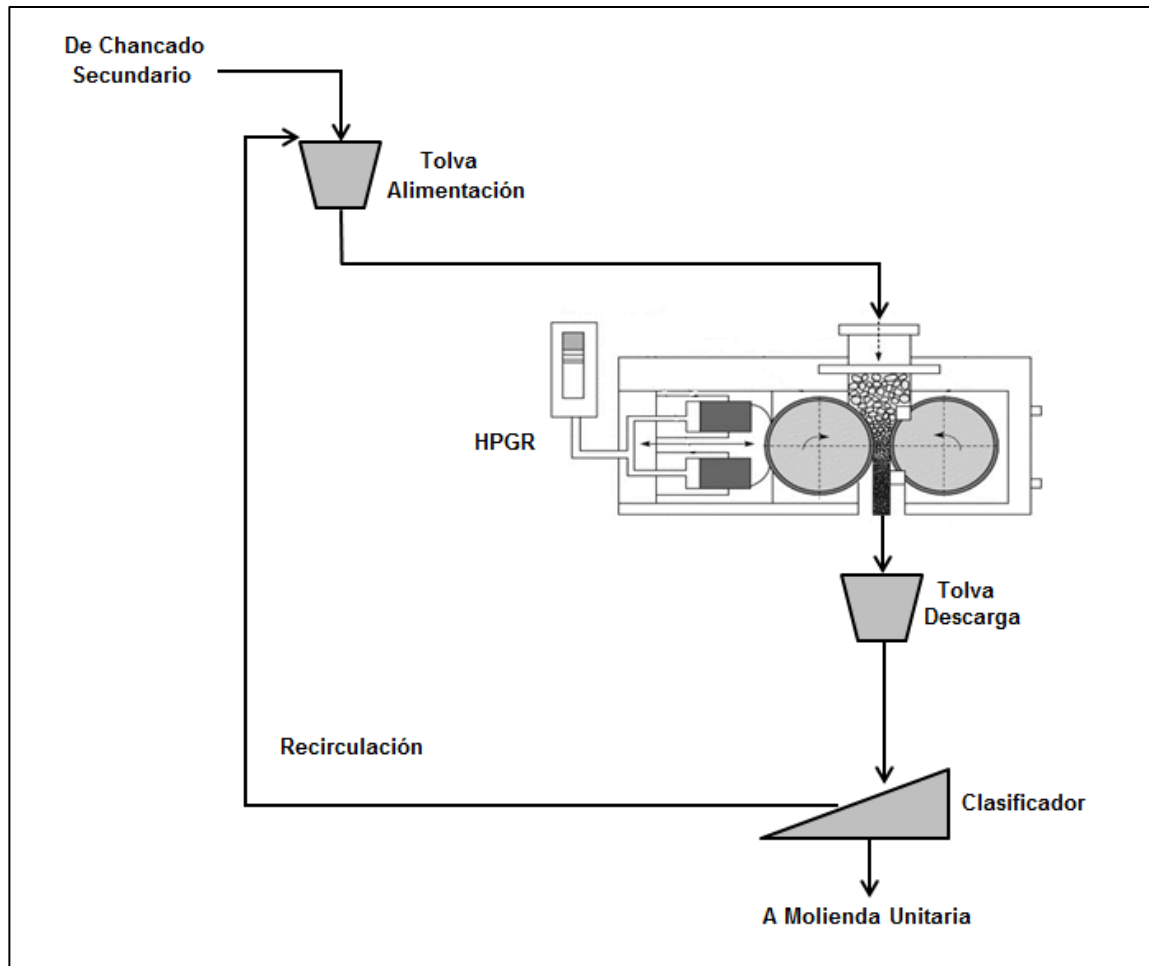


Figura 3.5: Esquema del circuito HPGR en Circuito Cerrado (HPGR-Clasificador)

3.5.1 Modelo de Tolvas

El circuito cerrado de chancado HPGR considerado en esta tesis, consta de algunas Tolvas adicionales a aquella que está incorporada en el equipo principal y que cumple la función de mantener material de manera continua entre los rodillos molidores.

Para representar la dinámica del material en estos equipos adicionales, se recurre al modelo estanque definido en la figura 3.6, el cual permite definir balances de masa, considerando el término de acumulación:

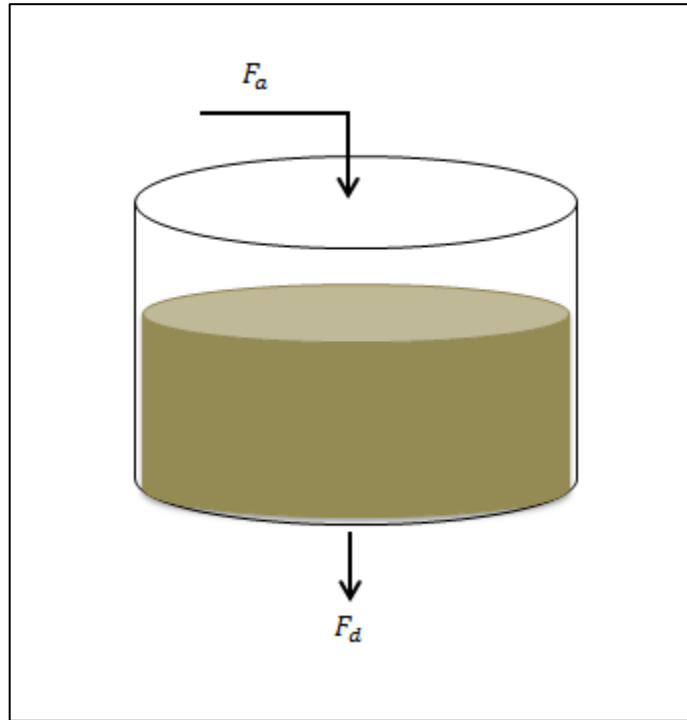


Figura 3.6: Modelo Estanque para la Simulación operacional de Tolvas

$$\frac{dM}{dt} = F_a - F_d \quad (3.43)$$

Dónde:

M : Carga interna de material de todos los monotamaños en la tolva,
[ton]

F_a : Flujo másico de alimentación de mineral, [ton/hora]

F_d : Flujo másico de descarga de mineral, [ton/hora]

Si es considerado el flujo másico de descarga de mineral, como una función de la carga interna de material en la tolva, se tiene lo siguiente

$$\frac{dM}{dt} = F_a - C_v \cdot \sqrt{M} \quad (3.44)$$

Dónde:

C_v : Coeficiente de descarga, [ton^{0.5}/hora]

La constante C_v , representa la proporcionalidad del flujo de salida con la raíz de la carga del equipo.

Finalmente la ecuación 3.44 es la que permite determinar las condiciones dinámicas de operación de las tolvas, para flujos de alimentación conocidos.

3.5.2 Modelo del clasificador

El clasificador es un equipo que se considera primordial en un circuito de chancado o de molienda, pues es aquel que realiza la operación de separación de cada uno de los componentes de la mezcla de partículas de mineral, de acuerdo con su tamaño, con el objeto de que el producto del circuito cumpla con las especificaciones estrictas determinadas por la industria minero-metalúrgica.

A pesar de que los estudios sobre la tecnología de chancado HPGR, han mostrado que el producto obtenido cumple de mejor manera que la tecnología SAG, en la obtención de beneficios metalúrgicos y energéticos, de igual manera el circuito de rodillos de molienda de alta presión, considera la operación de clasificación. Esto, de modo auxiliar, con el objeto de mejorar la eficiencia y asegurar que el producto obtenido del circuito cumpla con estar bajo un

determinado tamaño y recircular a partículas mayores que no lograron ser reducidas al equipo de chancado principal.

Como el flujo de mineral que circula en las líneas de proceso del circuito HPGR, no sobrepasa una humedad del 10%, el equipo de clasificación utilizado corresponde a Harneros, en donde las partículas alimentadas son presentadas muchas veces a la superficie del equipo antes de descargar. La superficie mencionada, no es más que una malla con un reticulado tal, que permite el paso o descarga de material que tenga un tamaño menor a igual al de la abertura.

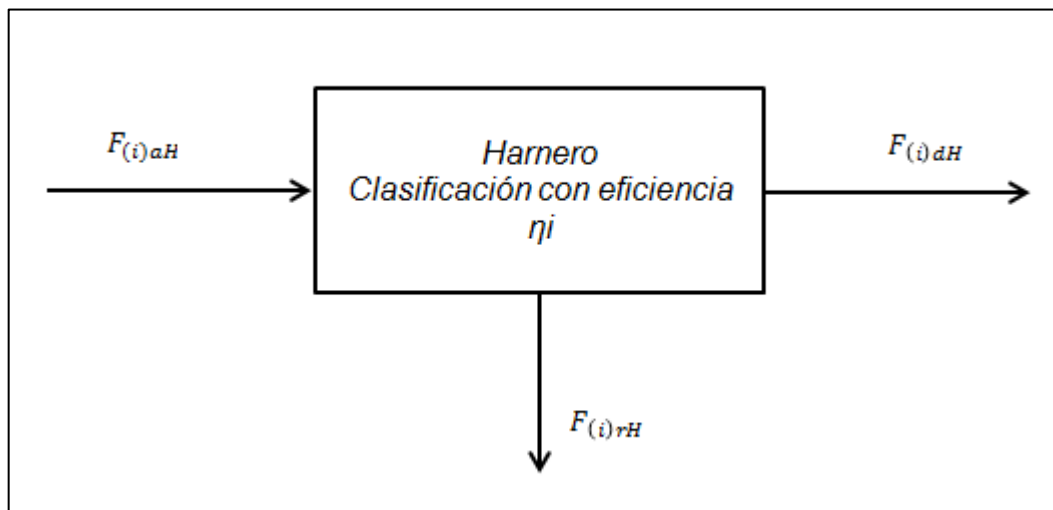


Figura 3.7: Diagrama de bloques del Harnero

De acuerdo a la figura 3.7, la modelación del equipo de clasificación consta de los flujos másicos totales y por tamaño "i" de material de alimentación, descarga (finos) y rechazo o rebalse (gruesos).

Sin embargo, como en todas las operaciones industriales, el procesamiento de sólidos llevado a cabo por la malla del Harnero no es 100% efectiva, pues al ser plana, la selección de mineral con dimensiones volumétricas solo puede

llevarse a cabo en dos de estas dimensiones. De esta manera, pueden existir tamaños de partículas en que dos de sus medidas sean menores que la abertura del Harnero, siendo descargadas, a pesar de que su tercera medida sea mayor. O bien, partículas en donde a pesar de que todas sus dimensiones sean menores que la abertura de la malla del clasificador, estas no sean descargadas, por “colisionar” con otras partículas que obstruyen el paso o con los bordes de la malla.

Con los antecedentes presentados, la modelación del clasificador deberá ser probabilístico, pero simplificado de acuerdo a resultados observados en la práctica y que están relacionados al procesamiento de minerales de cobre. Para ello es utilizado el Modelo de Harnero propuesto por Karra (1979) el cual tiene que ver con la eficiencia. Este establece que “la proporción de rocas que a pesar de cumplir con un determinado tamaño, no pasa a través del harnero”, debido a que existe obstrucción en la abertura de la malla de tamaño X_A o porque la roca no cumple con el tamaño especificado.

Luego, el Modelo de Eficiencia propuesto por Karra, para cada tamaño “i”, es:

$$\eta_{(i)} = 1 - \exp \left[k_{a1} \cdot \left(\frac{x_i}{d_{50}} \right)^{k_{a2}} \right] \quad (3.45)$$

Dónde:

$\eta_{(i)}$: eficiencia de clasificación para el tamaño “i”, [1]

$x_{(i)}$: tamaño de las clases de partículas, [mm]

d_{50} : diámetro para el cual pasa el 50% de las partículas, [mm]

En la ecuación 3.45, k_{a1} y k_{a2} corresponden a parámetros del modelo a ser ajustados de acuerdo a las características físicas del material tratado. Por otro lado, para determinar la variable d_{50} , es necesario contar con la simplificación hecha por el autor A. Casali al modelo de Karra:

$$d_{50} = \left(\frac{F_{aH} \cdot f_{ua}}{1,6 \cdot k_{a3}} \right)^{0,148} \quad (3.46)$$

Dónde:

F_{aH} : Flujo de alimentación de mineral al harnero, [ton/hora]

f_{ua} : Fracción en peso acumulado de material bajotamaño a la abertura del harnero, [ton(A)/ton]

En la ecuación 3.46, k_{a3} es un parámetro a ser ajustado con datos operacionales.

Una vez definidas estas variables a través del modelo propuesto, es posible definir en primera instancia el flujo de rechazo o rebalse de cada monotamaño de material por parte del harnero (figura 3.6):

$$F_{(i)rH} = \eta_{(i)} \cdot F_{(i)aH} \quad (3.47)$$

Dónde:

$F_{(i)rH}$: Flujo de rebalse del harnero, para cada roca "i", [ton(i)/hora]

$F_{(i)aH}$: Flujo de alimentación al harnero, para cada roca "i", [ton(i)/hora]

Luego la salida o descarga del harnero hacia un circuito de molienda posterior al HPGR, queda definido como:

$$F_{(i)dH} = F_{(i)aH} - F_{(i)rH} \quad (3.48)$$

Dónde:

$F_{(i)dH}$: Flujo de descarga del harnero, para cada roca "i", [ton(i)/hora].

Finalmente, también es posible definir variables, con fines de diseño, del circuito HPGR-clasificación, tales como:

$$RR = \frac{F_{rH}}{F_a} \quad (3.49)$$

Dónde:

R : Razón de recirculación

F_a : Flujo de alimentación fresca al circuito HPGR-clasificación, [ton/hora]

$$C = \frac{F_a + F_{rH}}{F_a} \quad (3.50)$$

Dónde:

C : Carga circulante

CAPITULO 4

SIMULACION DINAMICA HPGR

4.1 Introducción

Las etapas de trabajo desarrolladas en la presente tesis, han contemplado un estudio de información relevante a la tecnología de rodillos de molienda a alta presión, dejando de manifiesto la evolución que ha tenido en las distintas aplicaciones industriales, desde su génesis en los años ochenta, y que la han transformado, hoy en día, en una nueva alternativa como medio de conminución de materiales de carácter primario, debido a un aumento en los beneficios energéticos y metalúrgicos.

Una segunda etapa, corresponde a la información presentada en el capítulo 3, el cual expone la modelación dinámica del equipo y circuito de molienda, que surge a partir de un modelo en estado estacionario, cuya predicción se encuentra probada en estudios anteriores (M. Torres y A. Casali, 2009). Este modelo está basado en consideraciones fenomenológicas, para obtener la capacidad de tratamiento de mineral y la distribución granulométrica del producto; y consideraciones que nacen a partir de la física newtoniana, para calcular la potencia y el consumo específico de energía del HPGR.

La tercera etapa corresponde a la construcción de un programa computacional, a través del cual se lleve a cabo la ejecución del modelo expuesto en el capítulo anterior. Para este caso, se utiliza el programa Simulink™ del software Matlab™, el cual corresponde a un sistema de programación estructurado en cajas o bloques. La razón de su uso radica en que este sistema permite la aplicación de bloques denominados “bloques

personalizables”, que llevan a cabo la interpretación de las ecuaciones codificadas en el ambiente de MatlabTM (Interpreted MATLAB Function), logrando, en conjunto con los “toolbox” o herramientas específicas de SimulinkTM, conformar una importante plataforma para el desarrollo de diferentes prototipos.

4.2 Aspectos generales de SimulinkTM

Simulink corresponde a una poderosa herramienta para modelar, simular y analizar diferentes sistemas dinámicos, a través de diagramas de bloques (integradores, bloques de ganancia, display, etc.) que son extraídos desde una librería de bloques, para luego ser arrastrados a través de una interfaz gráfica con el usuario e interconectados mediante conectores (ver figura 4.1). Con ello, Simulink, previa definición de los parámetros de integración del programa, logra definir de una manera lógica las diferentes etapas de un proceso de cálculo y el flujo de datos entre ellas, pudiendo modificarlas fácilmente, en caso de reflejar algún cambio en el algoritmo planteado o en el objetivo del diseño propuesto.

Cuando los modelos propuestos son complejos, como los desarrollados en esta tesis, muchos de los bloques mencionados corresponden a subsistemas, que agrupan de manera jerárquica bloques y líneas de diferentes niveles, con el objeto de crear un modelo claro de entender y simular.

4.2.1 Programación en SimulinkTM - MatlabTM

En cada una de las fases de uso de Simulink, que son la definición y el posterior análisis de un modelo dinámico propuesto, esta herramienta conserva toda la funcionalidad de propósito general de Matlab, convirtiéndose en un programa anexo a éste último. Por ende, el ambiente de Matlab, siempre está

disponible mientras se ejecuta la simulación en Simulink, logrando apreciar los resultados generados a través de las herramientas de su ventana de comandos.

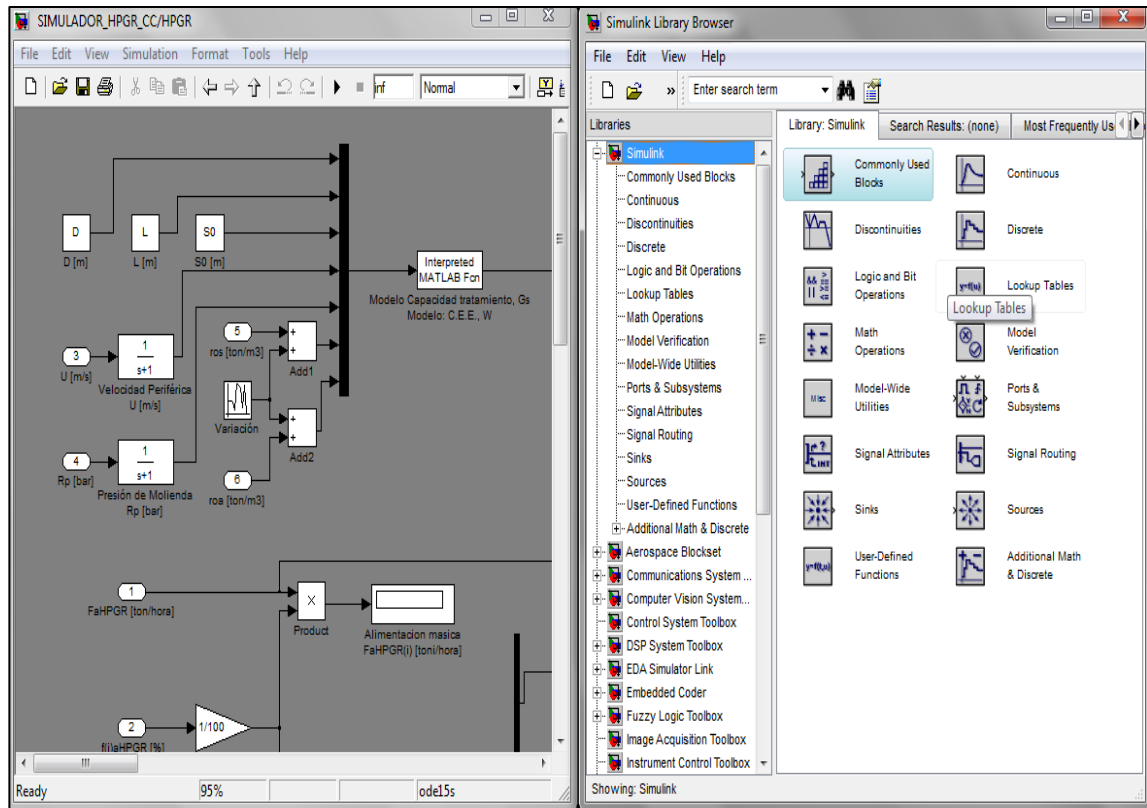


Figura 4.1: Interfaz gráfica de Simulink™

Sin embargo, una de las ventajas más importantes de la arquitectura extensible de Simulink con Matlab, es la incorporación del código Matlab, el cual permite la creación de diferentes funciones que pueden ser interpretadas a partir de bloques personalizables extraídos desde la librería de bloques de Simulink, y que, en sincronización con las centenas de funciones predefinidas, permite la ejecución de los modelos propuestos.

Algunas de las funciones que simulan el comportamiento del HPGR y su circuito de molienda, han sido codificadas con el uso de archivos con comandos

de Matlab (M-files), utilizando un editor de texto propio del programa (medit), con el objeto de escribir el archivo que es grabado con la extensión “.m”, y llamarlo directamente desde la línea de comandos de Matlab, o como en el caso del presente trabajo, desde Simulink a partir de bloques personalizables, dando las órdenes de ejecución de múltiples y complejas ecuaciones con parámetros variables.

Gran parte de los archivos de extensión “.m” contenidos en los toolboxes de la plataforma de programación, corresponden a “archivos de función”, en donde el propósito es devolver resultados una vez ingresados distintos argumentos. De manera general, una vista de este archivo posee la siguiente línea que interpreta lo estipulado anteriormente:

function **argumentos de salida = nombre_función (argumentos de entrada)**

Una vez establecidos los argumentos de entrada y salida del archivo, se define el nombre de la función o ecuación a describir y que es el mismo bajo el cual se graba el archivo en el directorio de trabajo, para ser llamado y ejecutado por bloques en el ambiente de Simulink.

Un ejemplo de programación, se entrega en la figura 4.2, en donde es posible observar la primera línea ejecutable del editor, en conjunto con algunas de las instrucciones que debe seguir la función (operadores relacionales y lógicos, ciclos y estructuras condicionales definidas como sentencias, ordenes de entrada/salida y de ruptura) y comentarios que explican cómo debe usarse y la nomenclatura de sus argumentos (iniciadas con el símbolo %).

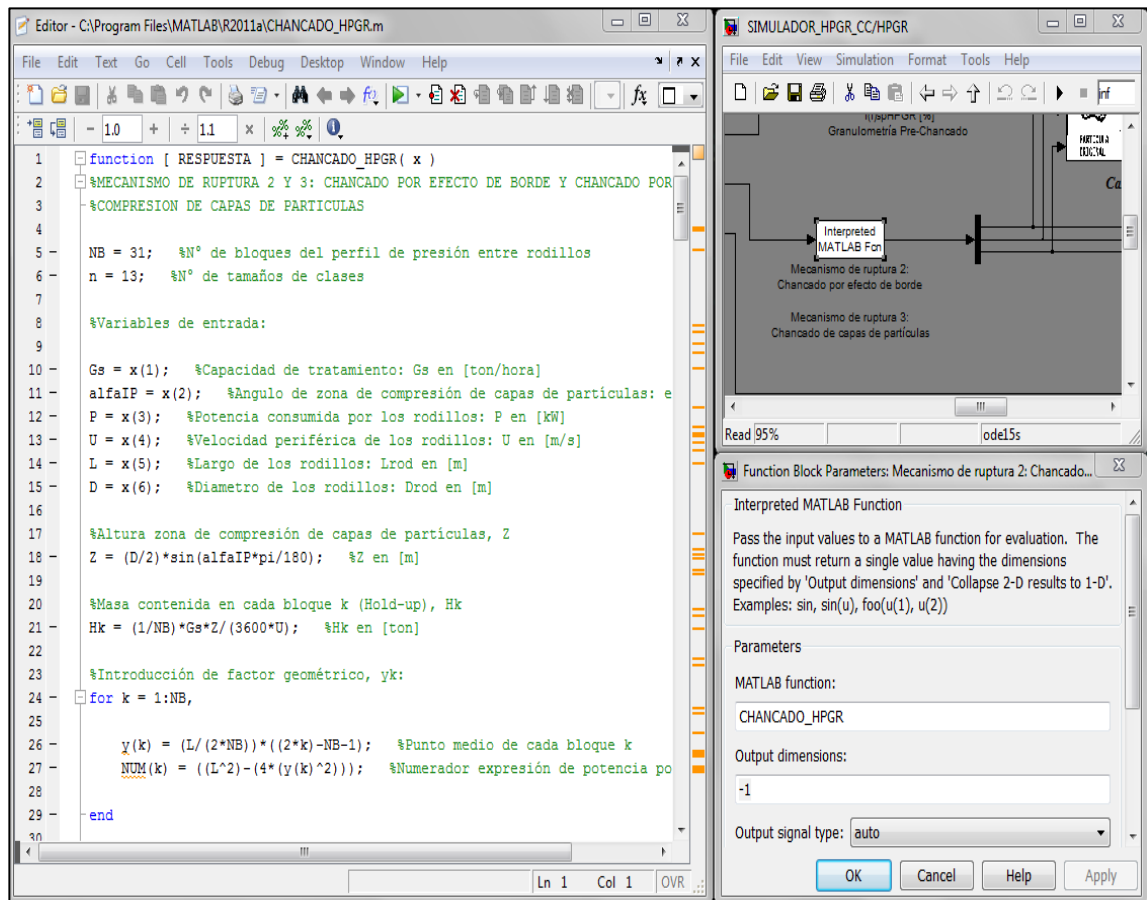


Figura 4.2: Codificación del modelo HPGR con el uso de archivos con comandos de Matlab™ (M-files), grabado y ejecución en Simulink™ (Interpreted Matlab Function)

4.3 Simulador Dinámico HPGR

La arquitectura del simulador dinámico HPGR implementado en el ambiente de Simulink™, ha sido desarrollada en una estructura de bloques ordenados de manera jerárquica, con el objeto de crear subsistemas enmascarados (“Mask”) que permiten la distinción de cada uno de los equipos que forman parte del circuito de chancado. Con esto, se logran ocultar cada uno de los “toolboxes” y bloques personalizables utilizados en la plataforma de programación, transformando un sistema complejo en uno simple de entender, y de forma análoga a lo expuesto en la figura 3.5.

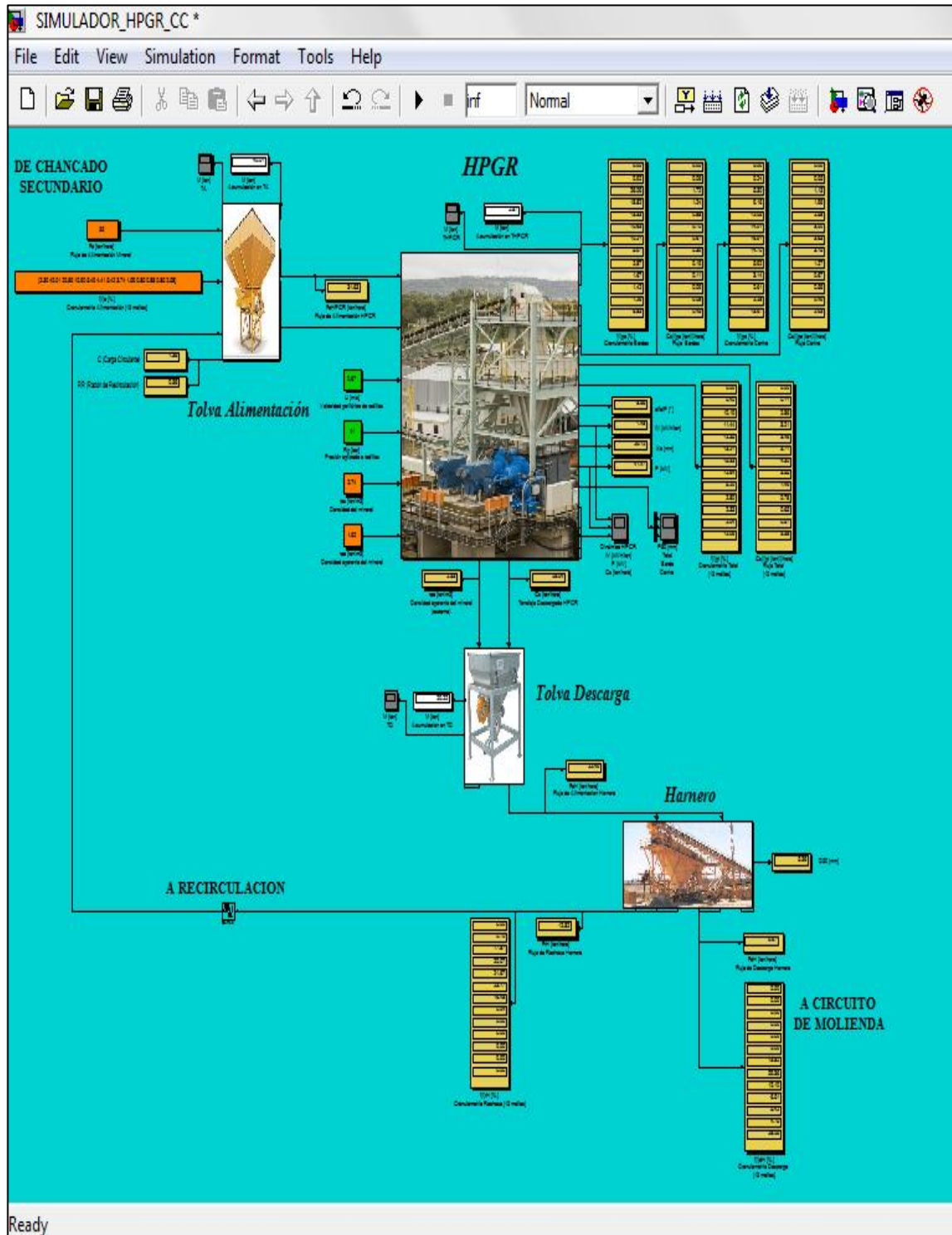


Figura 4.3: Vista general del Simulador Dinámico HPGR (en CC)

De acuerdo a lo expuesto en la figura 4.3, el Simulador HPGR que interpreta a un circuito cerrado de chancado, tal como el que se encuentra probado y operando en Cerro Verde (Perú), consta de 4 subsistemas principales que corresponden a: la Tolva de Alimentación, HPGR, Tolva de Descarga y Harnero o Clasificador. De ellos, el equipo principal en torno al cual es diseñado el circuito corresponde al HPGR, cuyo subsistema contiene a dos etapas fundamentales del proceso que son: la zona del chute o tolva de alimentación y la zona de prensa o cilindros que llevan a cabo la tarea de reducción de tamaño del mineral.

En cada uno de los equipos del circuito modelado, existen parámetros y variables de entrada/salida que pueden ser ajustadas o manipuladas por el usuario del programa, o bien, calculadas de acuerdo a las ecuaciones codificadas, para cada una de las condiciones de simulación que se requieran, siempre y cuando se encuentren cumpliendo las restricciones y condiciones que se explican en las siguientes secciones.

4.3.1 Subsistema HPGR

El funcionamiento del subsistema HPGR, ya sea en circuito cerrado o en circuito abierto, interpreta los procesos llevados a cabo por las dos zonas principales posibles de identificar que son, en primer lugar, la Tolva o Chute de alimentación, encargado de acumular y mantener una alimentación constante de mineral a los rodillos de rotación inversa; y en segundo lugar, los Rodillos de molienda del material alimentado.

En esta sección del simulador, el subsistema HPGR es uno del tipo enmascarado, el cual permite el ingreso de las condiciones operacionales del

equipo y las características físicas del material a reducir de tamaño, a través de las siguientes variables:

Tabla 4.1: Variables de entrada al subsistema HPGR

Variables de entrada	Unidad de ingreso
Flujo de alimentación al HPGR (F_{aHPGR}) ²	[ton/hora]
Granulometría de alimentación ($f_{(i)aHPGR}$) ³	[% peso discreto]
Densidad total del mineral (ρ_s)	[ton/m ³]
Densidad aparente del mineral (ρ_a)	[ton/m ³]
Velocidad periférica de rodillos (U)	[m/s]
Presión aplicada a rodillos (R_p)	[bar]

De todas las variables de ingreso, aquellas que tienen relación con los posibles escenarios de operación del equipo (U y R_p), deben ser manipuladas en valores que se encuentren dentro del rango característico de funcionamiento establecido en la tabla 2.3, con el cuidado adicional de mantener los valores de U siempre en un intervalo mayor a cero ($U > 0$). Esto, con el propósito de evitar indeterminaciones en parte de las ecuaciones del modelo HPGR (ver capítulo 3) y mantener la estabilidad en el procedimiento de cálculo llevado a cabo por el programa durante la simulación.

Por otra parte, este subsistema permite caracterizar el tipo de equipo utilizado en el circuito de molienda, a través de sus dimensiones típicas, mencionadas en la tabla 4.2.

^{2,3} Variables manipulables solo en caso de utilizar Simulador Dinámico HPGR en circuito abierto (CA).

Tabla 4.2: Dimensiones del HPGR a ingresar en el subsistema “mask”

Variables de entrada	Unidad de ingreso
Diámetro del rodillo (D)	[m]
Ancho del rodillo (L)	[m]
Gap operacional (S_0)	[m]

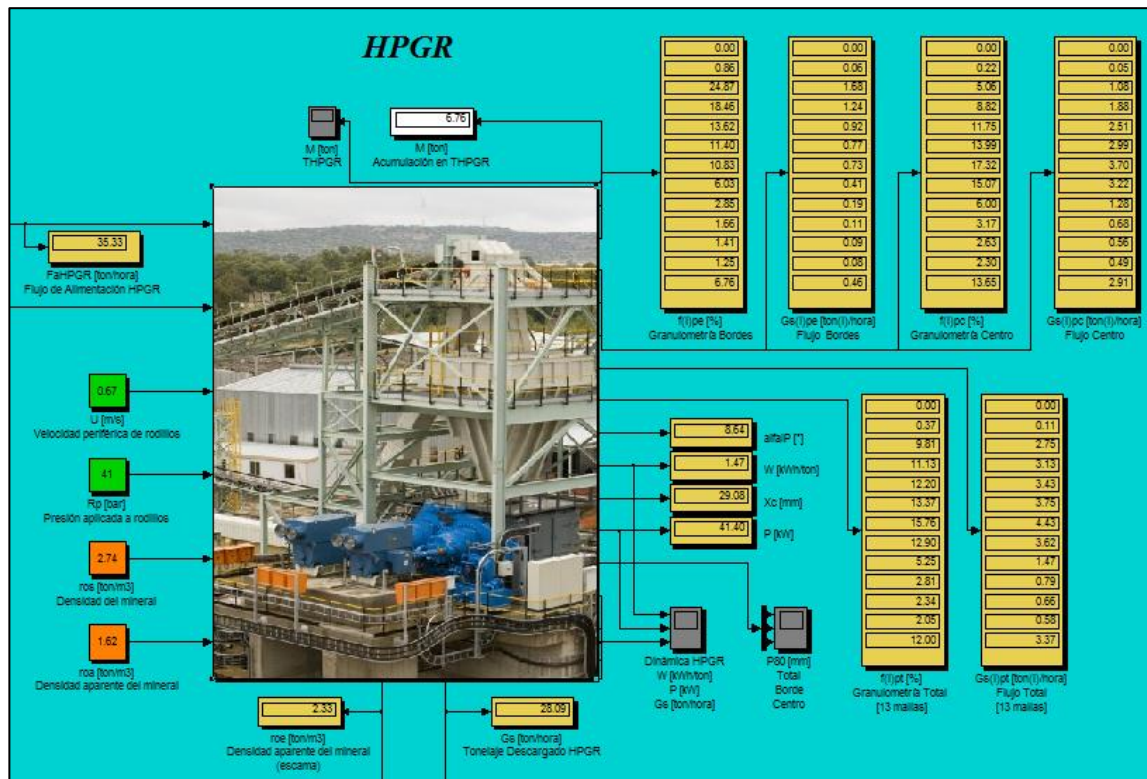
Finalmente, con estas variables ingresadas, el usuario del programa puede simular el trabajo realizado por un determinado equipo, sobre un determinado flujo de mineral, para todas las condiciones operacionales propuestas (ver figura 4.4).

Sin embargo, de la misma forma como se definen las variables de ingreso, deben ser fijados otros parámetros que son de vital relevancia en la mecánica de molienda propuesta, pues tienen directa relación con las características fisicoquímicas del material tratado (principalmente con la dureza), que impactan de manera relativa en la eficiencia de molienda del circuito reductor.

Los parámetros a ingresar en el modelo dinámico HPGR, corresponden a aquellos definidos en la ecuación 3.32 (Función ruptura) y en la ecuación 3.34 (Función Selección), encargadas de describir, respectivamente, la distribución típica de partículas de mineral y la velocidad específica de fractura de las mismas, de acuerdo con su tamaño de clase. Otro de los parámetros a los que se hace alusión, corresponde a aquel estipulado en la ecuación 3.39, representando la fracción de mineral que es reducido de tamaño en la zona de los bordes de los rodillos.

El valor que toma cada uno de los parámetros (tabla 4.3), mediante un procedimiento de ajuste, está sujeto a restricciones que se encargan de resolver un problema de optimización, el cual establece la existencia de la

mínima diferencia entre los datos experimentales y simulados de las distribuciones granulométricas en peso, para cada uno de los tamaños de clases, a través de la suma de los residuos al cuadrado (King, 2002).



Function Block Parameters: HPGR

Subsystem (mask)

Parameters

Diametro Rodillos [m]
0.80

Largo Rodillos [m]
0.25

Gap operacional entre Rodillos [m]
0.02

OK Cancel Help Apply

Figura 4.4: Subsistema HPGR y definición de sus dimensiones

Tabla 4.3: Parámetros del modelo HPGR

Función Ruptura	Función Selección	Fracción peso en bordes
α_1	S_{1E}	a
α_2	ζ_1	
α_3	ζ_2	

Matemáticamente, el problema se traduce de la siguiente forma:

$$\min: \sum_{i=1}^n (f_{(i)tp}^{exp} - f_{(i)tp}^{sim})^2 \quad (4.1)$$

Restricciones:

$$0 \leq \alpha_1 \leq 1$$

$$0 < \alpha_2 < \alpha_3$$

$$0 < S_{1E}$$

$$-2 \zeta_2 \ln \sqrt{2^{n-1}} < \zeta_1$$

$$\zeta_2 < 0$$

$$0 < a < 0,3$$

Finalmente, una vez ajustados los parámetros, utilizando una herramienta optativa para ello, de acuerdo al caso en estudio, éstos se introducen en conjunto con los valores del tamaño de cada una de las clases representadas (estándar de 13 clases, en [mm]), bajo la máscara del subsistema HPGR, en un orden estipulado por la interfaz gráfica de la figura 4.5.

La información relevante o respuestas dinámicas que es capaz de entregar el subsistema HPGR, corresponden a las de la tabla 4.4.

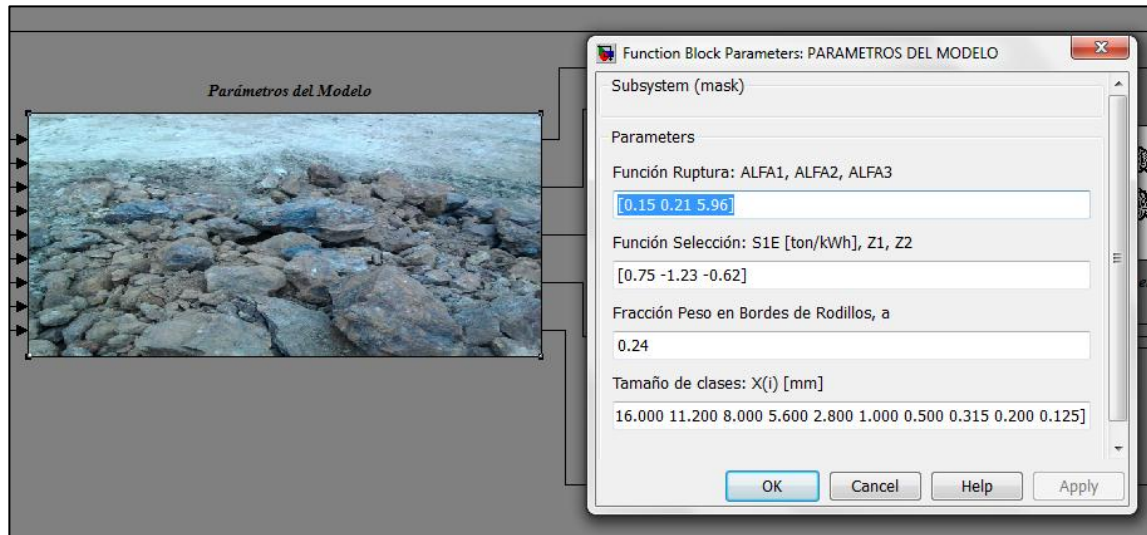


Figura 4.5: Definición de los parámetros del modelo bajo el subsistema “mask” HPGR

Tabla 4.4: Variables de salida del subsistema HPGR

Variables de salida	Unidad de salida
Flujo de descarga o capacidad de tratamiento del HPGR (G_S)	[ton/hora]
Flujo de descarga por tamaños del borde ($G_{S(i)ep}$), centro ($G_{S(i)cp}$) y total ($G_{S(i)tp}$)	[ton/hora]
Granulometrías del producto de borde ($f_{(i)ep}$), centro ($f_{(i)cp}$) y total ($f_{(i)tp}$)	[% peso discreto]
Densidad aparente del mineral compactado (δ)	[ton/m ³]
Mineral acumulado en chute o tolva HPGR (M)	[ton]
Evolución de la molienda HPGR (P_{80}^4)	[mm]
Potencia total consumida (P)	[kW]
Consumo específico de energía (W)	[kWh/ton]
Angulo de la zona de compresión de capas de partículas (α_{IP})	[°]
Tamaño crítico de partícula (X_C)	[mm]

⁴ Tamaño de partícula bajo el cual se encuentra el 80% en peso del total de mineral chancado

De las respuestas que entrega el subsistema, aquellas que son caracterizadas de forma gráfica (boque “scope”) durante la simulación dinámica del equipo, corresponden a: Capacidad de tratamiento, Potencia, Consumo específico de energía, Granulometría del producto de borde, centro y total con el parámetro P_{80} y la Acumulación de mineral en la tolva del HPGR.

4.3.2 Subsistema Tolva Descarga

Una vez que se ha llevado a cabo el proceso de reducción de tamaño de mineral en la zona de cilindros del HPGR, el flujo circula directamente hacia una tolva o chute de descarga, la cual se encarga de acumular y asegurar la desaglomeración del producto compactado (escama) que entrega el equipo chancador principal.

El modelo estanque que define el comportamiento dinámico del equipo es codificado en un subsistema “mask”, el cual permite el ingreso de un parámetro y la obtención de respuestas que permiten un seguimiento más completo del comportamiento del equipo frente a los distintos escenarios de simulación. La interfaz gráfica es la observada en la figura 4.6.

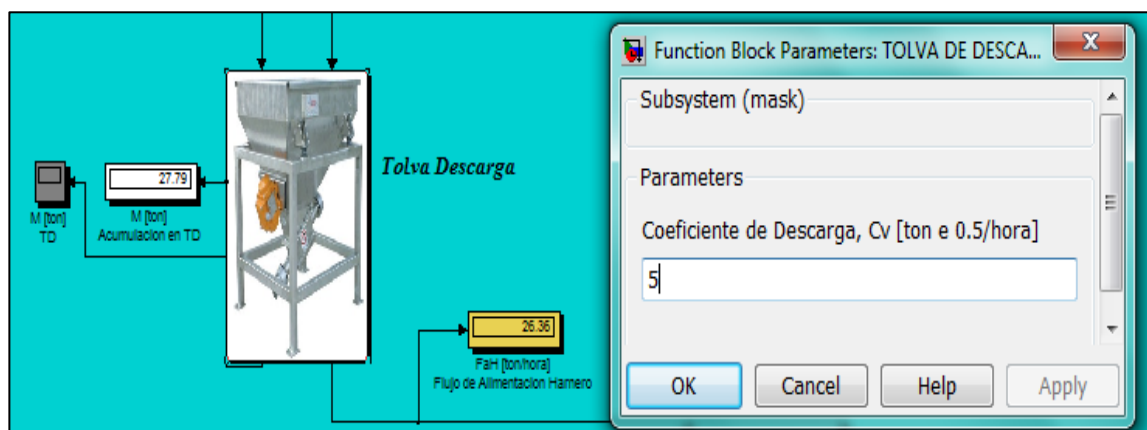


Figura 4.6: Subsistema Tolva Descarga y definición de parámetro

La variable de entrada al subsistema corresponde a una de las respuestas entregadas por el HPGR, siendo el flujo de descarga o capacidad de tratamiento que posee este último (G_S). Por lo tanto, este subsistema al describir un equipo que actúa como receptor, permite solo la manipulación del parámetro denominado “Coeficiente de descarga”, C_V (al hacer click sobre la figura), logrando definir el flujo másico de material descargado por la tolva, en función del material acumulado por la misma durante el periodo de trabajo.

Luego, las variables de salida corresponden a las mencionadas en la tabla 4.5, siendo caracterizada de forma gráfica solo aquella relacionada con la acumulación de mineral en el equipo.

Tabla 4.5: Variables de salida del subsistema Tolva Descarga

Variables de salida	Unidad de salida
Flujo másico de descarga de mineral (F_d)	[ton/hora]
Mineral acumulado en Tolva Descarga (M)	[ton]

4.3.3 Subsistema Harnero

Pensando en un circuito de chancado que asegure la entrega de mineral en un rango de tamaño exigido por el siguiente proceso (molienda unitaria), con el objeto de lograr los mejores beneficios tanto metalúrgicos como energéticos, éste debe poseer una configuración en circuito cerrado, tal como lo ilustra la figura 4.3. Por lo tanto, en la simulación es necesario contar con un equipo clasificador, que logre cerrar este circuito, entregando el producto que cumple con lo especificado y recirculando aquel que se encuentre fuera de rango.

El subsistema Harnero que se encuentra en el simulador HPGR, contiene el procedimiento de cálculo programado para el equipo clasificador, permitiendo

definir parámetros que ajusten su comportamiento a la realidad operacional especificada (figura 4.7).

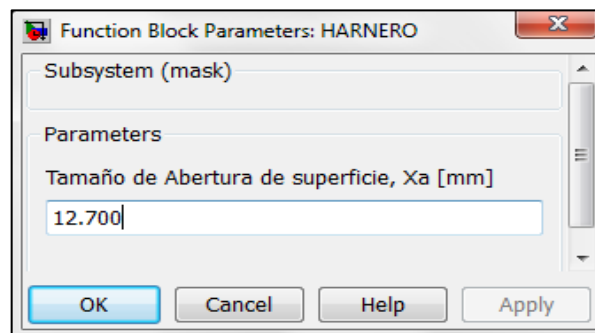
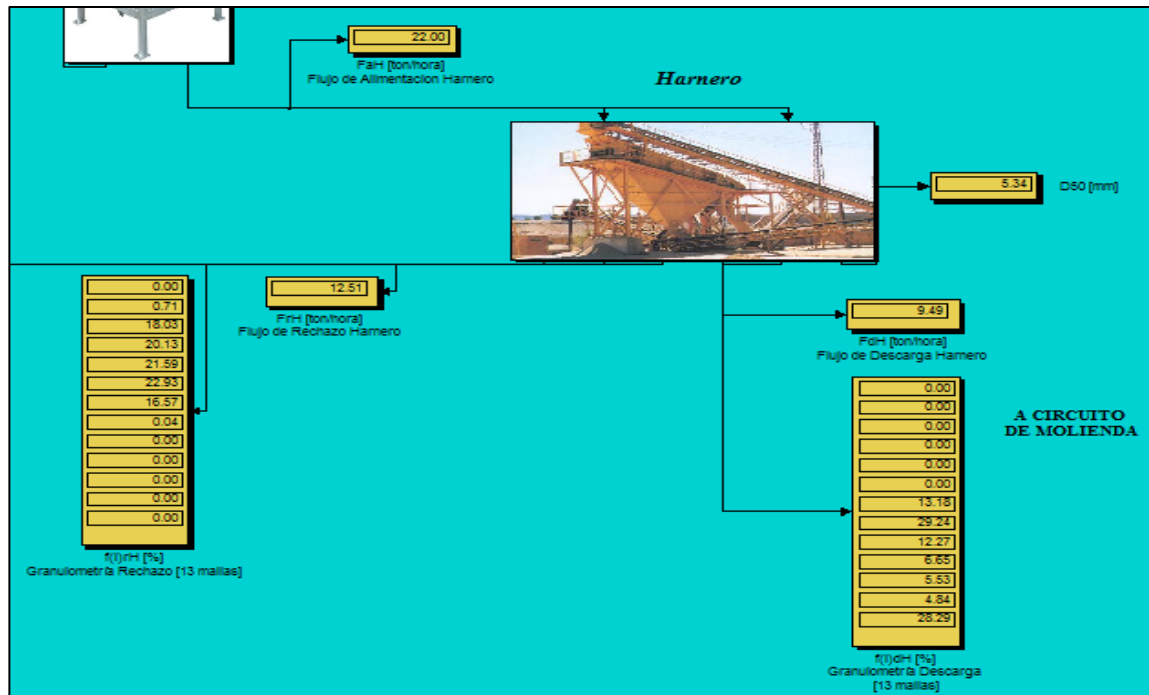


Figura 4.7: Subsistema Harnero y definición de parámetro

Al igual que los subsistemas anteriores, éste permite definir de manera simple características propias de un clasificador (tal como el descrito en la sección 3.5.2), en torno a las cuales el modelo probabilístico propuesto por Karra y simplificado por Casali para este tipo de equipos, puede entregar las respuestas esperadas.

El primer parámetro a definir en el subsistema, corresponde al Tamaño de la abertura de la malla (X_A , [mm]) en donde es presentado el mineral y clasificado de acuerdo a una determinada eficiencia. Generalmente su valor se encuentra en torno a los 12,7 [mm] (0,5”), que corresponde al tamaño promedio de reducción observado de las partículas tratadas, al final de la sección de chancado de la industria del cobre.

Otros parámetros a ingresar, que poseen directa relación con las características fisicoquímicas del mineral tratado, se encuentran descritos en las ecuaciones 3.45 (Modelo de eficiencia del Harnero) y 3.46 (Función del tamaño de operación d_{50}). Para ello, es necesario realizar una mirada bajo la máscara del subsistema principal, hasta encontrar una interfaz gráfica, en donde los parámetros son introducidos en el orden estipulado (figura 4.8).

Tabla 4.6: Parámetros del modelo Harnero

Modelo de eficiencia	Función Tamaño d_{50}
k_{a1}	k_{a3}
k_{a2}	

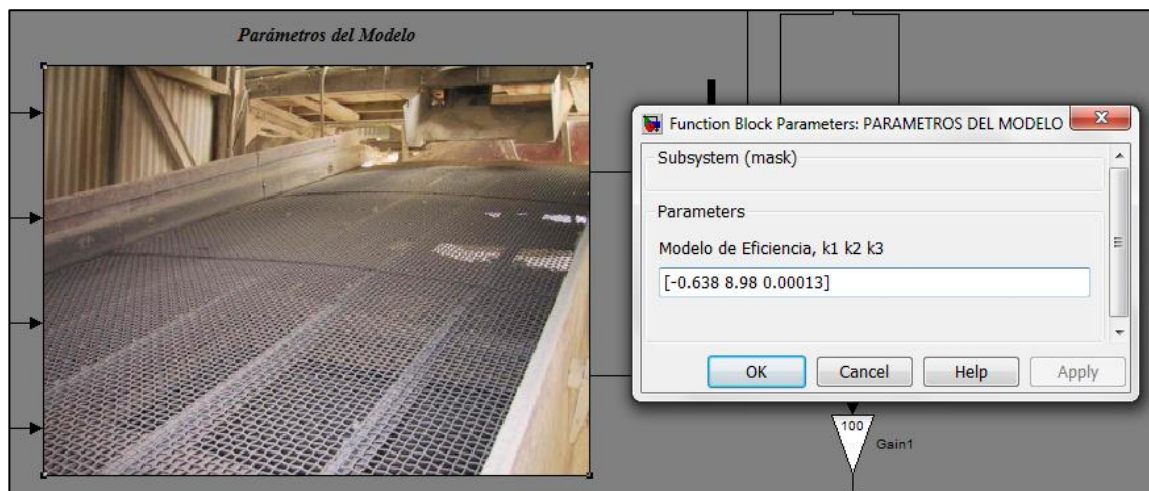


Figura 4.8: Definición de los parámetros del modelo bajo el subsistema “mask” Harnero

Los valores que toman los parámetros de la tabla 4.6, deben ser ajustados de acuerdo a datos de operación. Sin embargo, con el objetivo de simplificar el manejo de datos del presente trabajo, son considerados los valores utilizados por Casali en su adaptación del modelo de Karra, válidos solo para el caso del procesamiento de minerales de cobre (ver sección 5.5.1).

Con las definiciones mencionadas y en conjunto con la recepción de las variables del subsistema predecesor, que son: el Flujo de mineral de la Tolva de descarga o Flujo de alimentación al Harnero (F_{aH} en [ton/hora]) y el tamaño de las clases de cada una de las partículas de mineral trasladado (x_i en [mm]), el subsistema Harnero es capaz de entregar las siguientes salidas:

Tabla 4.7: Variables de salida del subsistema Harnero

Variables de salida	Unidad de salida
Flujo de descarga del Harnero (F_{dH})	[ton/hora]
Flujo de rebalse o rechazo del Harnero (F_{rH})	[ton/hora]
Granulometría del producto descargado ($f_{(i)dH}$) y del producto rechazado ($f_{(i)rH}$)	[% peso discreto]
Tamaño de operación (d_{50})	[mm]

4.3.4 Subsistema Tolva Alimentación

Con el objeto de crear un circuito de chancado HPGR de un diseño a semejanza de los que operan de forma probada en la industria de minerales cupríferos primarios, tal como el que se encuentra en la Planta concentradora Cerro Verde, en el simulador es necesario contar con un subsistema adicional denominado Tolva de Alimentación. Este equipo se encarga de acumular y mantener un control del material que proviene de un circuito de chancado anterior (Secundario), considerado como alimentación fresca al proceso HPGR;

y el material que es recirculado por parte del Harnero, al no cumplir con las características de tamaño especificadas por el límite de baterías posterior al simulado en la presente tesis.

El subsistema Tolva Alimentación, al igual que los descritos en las secciones anteriores, es del tipo enmascarado (figura 4.9), permitiendo definir un parámetro característico para el funcionamiento de este tipo de equipos y parte de las variables de ingreso, que poseen directa relación con las características físicas del flujo fresco de mineral alimentado.

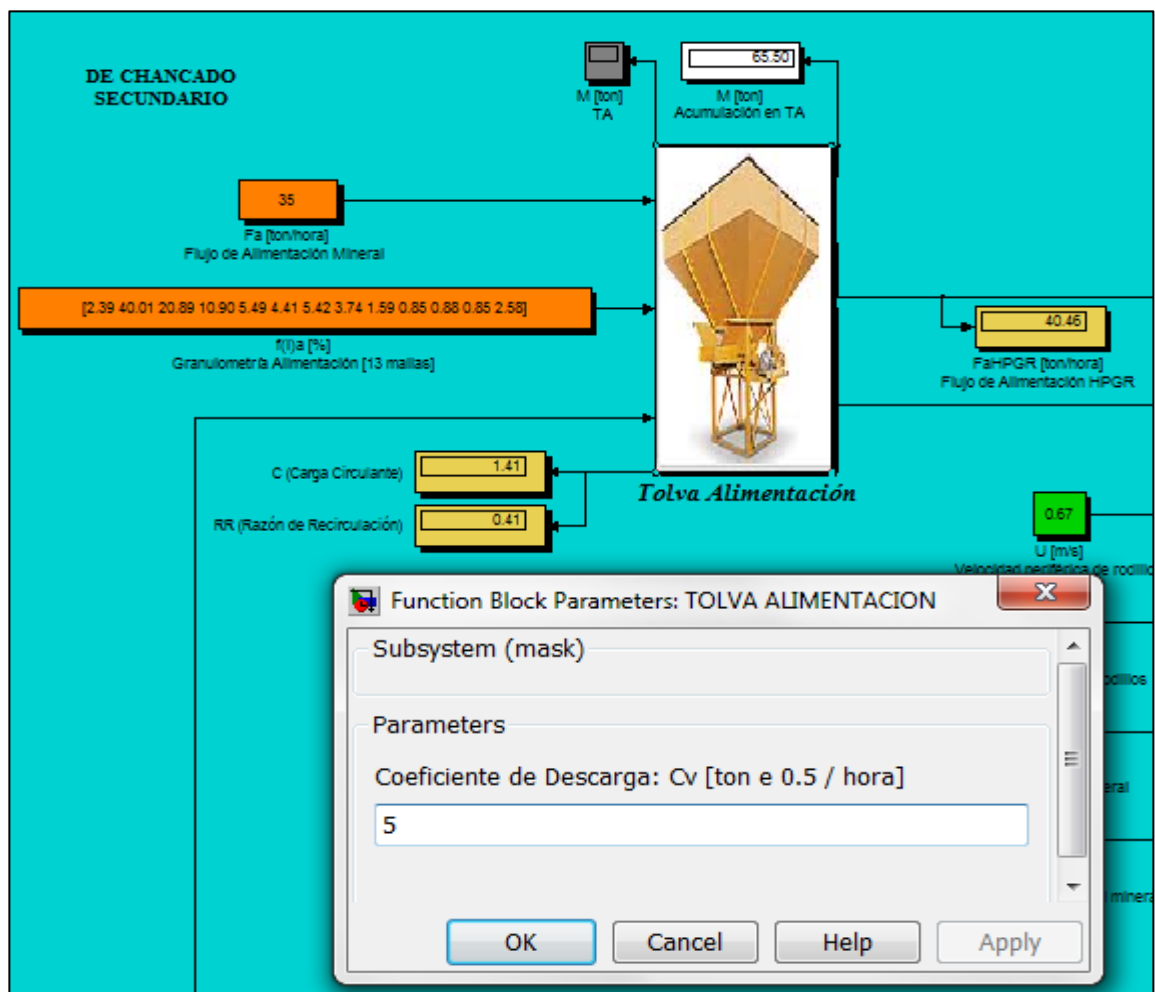


Figura 4.9: Subsistema Tolva Alimentación y definición de parámetro

El parámetro a definir es el mismo que el descrito para el subsistema Tolva Descarga, denominado “Coeficiente de Descarga” (C_V), logrando mantener un control del flujo que es alimentado al HPGR en función de la carga de mineral acumulado en la Tolva de alimentación. Por otra parte, las variables de entrada que se deben especificar son las siguientes:

Tabla 4.8: Variables de entrada del subsistema Tolva Alimentación

Variables de entrada	Unidad de ingreso
Flujo de alimentación de mineral “fresco” (F_a)	[ton/hora]
Granulometría de alimentación ($f_{(i)a}$)	[% peso discreto]

Una vez ingresadas las variables de la tabla 4.8, en conjunto con la recepción de parte de las respuestas recirculadas desde el subsistema Harnero, que son: el Flujo de mineral de rebalse (F_{rH} en [ton/hora]) y su Granulometría ($f_{(i)rH}$ en [% peso discreto]), el subsistema Tolva Alimentación es capaz de entregar las respuestas mencionadas en la tabla 4.9, con la ventaja de lograr un seguimiento gráfico de aquella relacionada con la acumulación de material en el equipo.

Tabla 4.9: Variables de salida del subsistema Tolva Alimentación

Variables de salida	Unidad de salida
Flujo másico de descarga de mineral o Flujo másico de alimentación al HPGR (F_{aHPGR})	[ton/hora]
Mineral acumulado en Tolva Alimentación (M)	[ton]
Razón de Recirculación (RR) y Carga Circulante (C) ⁵	adimensionales

⁵ Variables con fines de diseño del circuito HPGR-Clasificación, que relacionan el flujo de mineral fresco y recirculado, mezclado luego del empalme de ambas correas transportadoras.

CAPITULO 5

APLICACION DEL SIMULADOR HPGR

5.1 Introducción

Una vez construido el simulador dinámico HPGR en la plataforma de programación Simulink™ de Matlab™, la siguiente etapa de trabajo corresponde a la aplicación del programa a diferentes condiciones que se ajusten al rango de operación normal del equipo, previo establecimiento de parámetros primordiales en el procedimiento de cálculo que se lleva a cabo.

El simulador, inicialmente se adapta a las condiciones operacionales medidas en las campañas de prueba del equipo HPGR, realizadas por la firma Antofagasta Minerals, con el objeto de considerar el uso de la alternativa HPGR en el diseño inicial de su Planta concentradora Esperanza, operando en un circuito de características similares al encontrado en Cerro Verde (Perú), es decir, luego del chancado secundario y anterior a la molienda de bolas (unitaria). Por lo tanto, de las campañas de prueba que se llevaron a cabo, se utilizan en la simulación aquellas especificadas por el fabricante KHD Humboldt Wedag (Alemania) y con minerales de dos litologías presentes en el yacimiento de la planta, **en un rango de tamaños de partícula típicos en la operación del chancado terciario (tamaño máximo de 45 [mm]).**

Sin embargo, como los datos medidos se obtuvieron a partir de un equipo HPGR operando en configuración de circuito abierto (CA) y estado estacionario, el primer objetivo es utilizar un simulador dinámico que considere un límite de baterías, en donde la alimentación fresca que ingresa al Molino de Rodillos de Alta Presión provenga directamente desde un circuito chancador previo, y el

producto del equipo principal sea descargado, sin clasificación, a un circuito de molienda posterior (ver figura 5.1). Esto, con el propósito de demostrar que el programa responde de manera adecuada en la obtención de variables características del HPGR, tales como: el Consumo Específico de Energía y la Granulometría del Producto, entre otras; de acuerdo a las distintas condiciones operacionales estacionarias que se han medido del equipo real.

Finalmente, una vez cumplido el objetivo anterior, se extrapola el análisis del HPGR a condiciones de operación en circuito cerrado (CC), utilizando el simulador ilustrado en la figura 4.3, con el fin de evaluar el comportamiento de las variables críticas del proceso terciario propuesto como caso base, frente a diferentes perturbaciones externas o internas al límite de baterías.

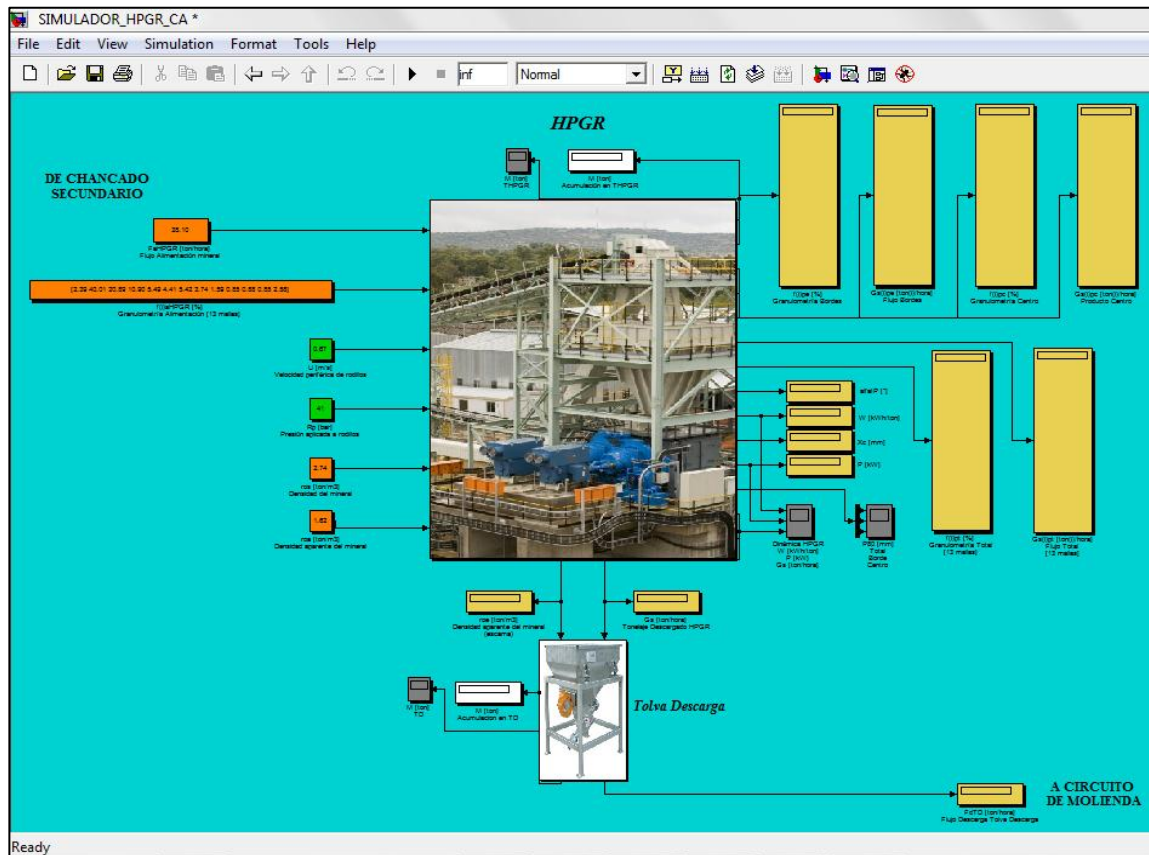


Figura 5.1: Vista general del Simulador Dinámico HPGR (en CA)

5.2 Recopilación de condiciones y resultados obtenidos por KHD Humboldt Wedag con mineral de Esperanza

Las mediciones llevadas a cabo por el fabricante KHD Humboldt Wedag, para evaluar el comportamiento del molino HPGR en CA, se encuentran en torno a unas 6 corridas de mediciones para las dos litologías de minerales de cobre que caracterizan al yacimiento de la planta Esperanza, siendo utilizadas en trabajos previos relacionados con el avance en el estudio de esta nueva tecnología. El trabajo importante de destacar corresponde al desarrollado por M. Torres y A. Casali (2009), en donde el objetivo fue analizar en profundidad la relación entre las variables manipulables (U y R_p) y las respuestas obtenidas del modelo en estado estacionario planteado para el HPGR, en conjunto con su validación y previo ajuste de parámetros.

A pesar de que el objetivo principal de la presente tesis es modelar y analizar de forma dinámica el comportamiento del HPGR en CC, de igual forma se utilizarán parte de las mediciones realizadas por KHD, con el propósito de demostrar que la programación del equipo en SimulinkTM, responde de manera adecuada a las condiciones normales de operación planteadas, en estado estacionario y circuito abierto, con errores cuadráticos medios (Granulometría de Producto) y coeficiente de correlación (Consumo Específico de Energía) en torno a los valores obtenidos por las pruebas de validación realizadas por los autores M. Torres y A. Casali (2009).

Los datos y resultados utilizados, se resumen en las siguientes tablas:

Tabla 5.1: Datos del fabricante y dimensiones del HPGR

Fabricante	Largo (L) [mm]	Diámetro (D) [mm]
KHD	250	800

Tabla 5.2: Mediciones para mineral de litología Porfídica (Po) y Andesítica (An)

Mediciones	Po1	Po2	Po3	An1	An2	An3
Velocidad Periférica, [m/s]	0,67	0,37	0,97	0,67	0,37	0,97
Humedad, [%]	3,5	3,5	3,5	2,5	2,5	2,5
Gap Operacional, [mm]	19,0	17,2	16,7	17	16	17
Grosor Producto Compactado, [mm]	23,7	21,1	21,7	21,6	20,9	22,0
Presión de Operación, [bar]	41	61	60	39	60	60
Presión Específica, [N/mm ²]	2,5	3,7	3,7	2,4	3,7	3,7
Tonelaje Tratado, [ton/hora]	32,9	17,1	43,8	31,9	17,6	45
Tonelaje Específico, [ton s/m ³ h]	247	233	227	239	236	232
Potencia neta, [kW]	47,4	35,3	89,6	44,1	33,5	93,6
Consumo específico energía, [kWh/ton]	1,44	2,06	2,04	1,38	1,91	2,08

Tabla 5.3: Propiedades físicas del mineral de entrada al equipo

Litología	Densidad [ton/m³]	Densidad aparente [ton/m³]
Pórfido	2,74	1,62
Andesita	2,80	1,66

Con respecto a los resultados de las granulometrías del mineral de alimentación y producto obtenidas a partir del circuito HPGR, en conjunto con cada uno de los tamaños de clases, se detallan en el anexo A.

5.3 Análisis general de condiciones y resultados

De las condiciones y resultados recopilados por el fabricante KHD, en primera instancia se concluye que las variaciones observadas en la capacidad de tratamiento, el consumo específico de energía y las granulometrías de producto obtenido con los minerales de ambas características físicas descritas,

dependen exclusivamente de las únicas dos variables que el operador del equipo chancador puede modificar, que son la velocidad periférica (U) y la presión de operación (R_P).

Sin embargo, U y R_P no manifiestan un impacto de igual significancia en las tres respuestas que la modelación HPGR permite entregar, siendo diferentes en cada una de ellas, lo cual ha sido demostrado en trabajos anteriores y que puede ser corroborado con los datos y resultados de la sección 5.2 y el anexo A.

Por ejemplo, al analizar el efecto que tienen U y R_P sobre las granulometrías de producto total de mineral andesítico y porfídico, se observa lo siguiente:

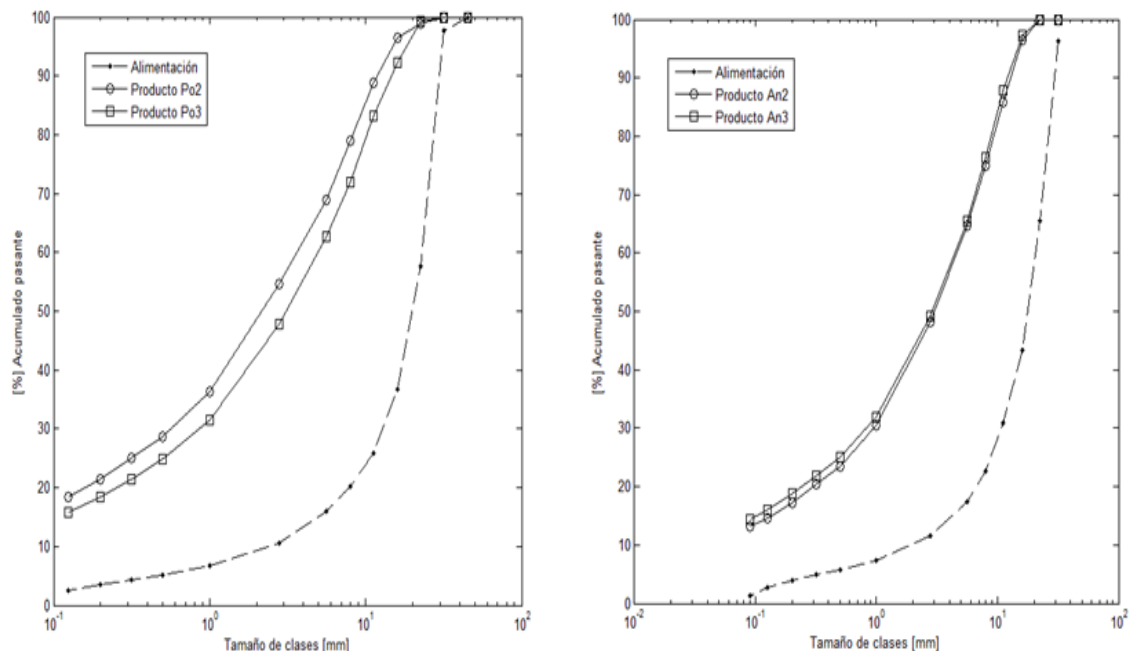


Figura 5.2: Efecto de U sobre la granulometría de producto para mineral Porfídico (Po) y Andesítico (An). [%] Acumulado pasante en función del Tamaño de clases [mm]

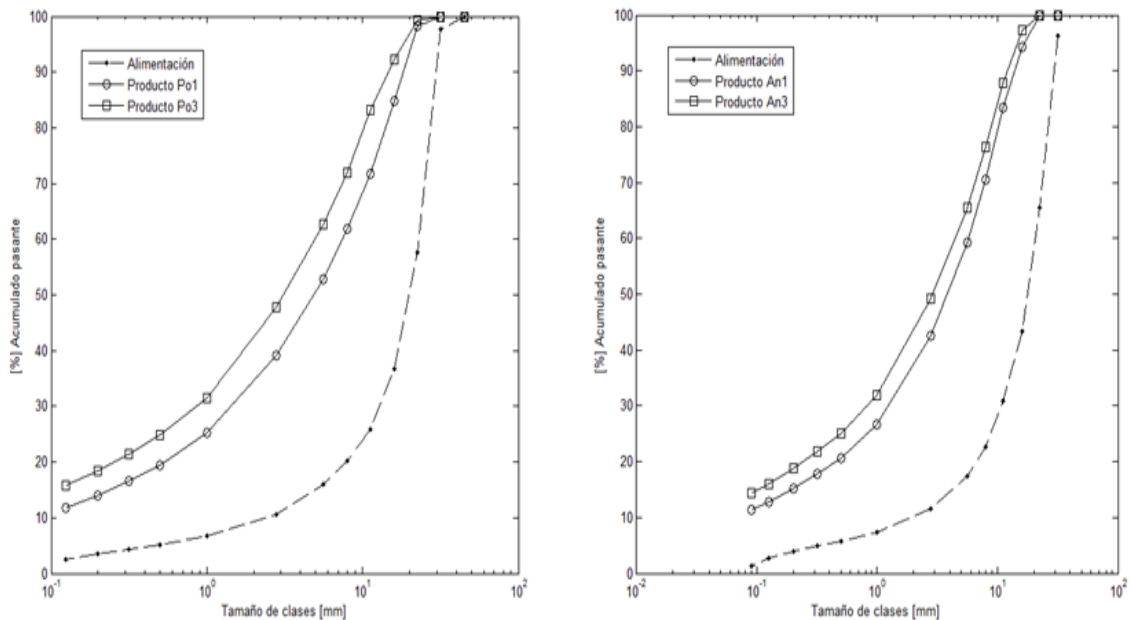


Figura 5.3: Efecto de R_p sobre la granulometría de producto para mineral Porfídico (Po) y Andesítico (An). [%] Acumulado pasante en función del Tamaño de clases [mm]

De acuerdo a la figura 5.2, es posible notar que el efecto que posee la velocidad de giro de los rodillos sobre la reducción de tamaño de las partículas es mínimo, independiente de la característica física del mineral, a presiones de operación relativamente constantes (R_p en torno a los 60 [bar]); con una tendencia muy leve a aumentar la cantidad de finos producidos a medida que disminuye esta velocidad (U de 0,97 a 0,37 [m/s]), debido a un aumento en el tiempo de residencia en la zona de compresión de partículas.

Asunto distinto es lo que ocurre al variar la presión de operación sobre el lecho de mineral entre rodillos (figura 5.3), en donde es posible notar que independiente del aumento en la velocidad de rotación de los cilindros (U de 0,67 a 0,97 [m/s]), el efecto de ejercer un aumento en la presión de operación (R_p de 40 a 60 [bar] en promedio) provoca una mayor reducción de tamaño, al inducir más esfuerzos sobre la capa de partículas. Por lo tanto, la presión de operación es la variable más influyente en la obtención de finos, independiente

del tipo de mineral y de que los tiempos de residencia puedan aumentar, disminuir o mantenerse constantes.

A pesar de que la variable U no provoca mayores efectos en la producción de finos, es posible observar que es determinante en otra de las respuestas del modelo HPGR, que corresponde a la capacidad de tratamiento (G_s). Claramente la relación entre ambas variables es directa (ver figura 5.4), concluyendo que el tonelaje tratado por el equipo puede ser controlado mediante la manipulación de la variable U .

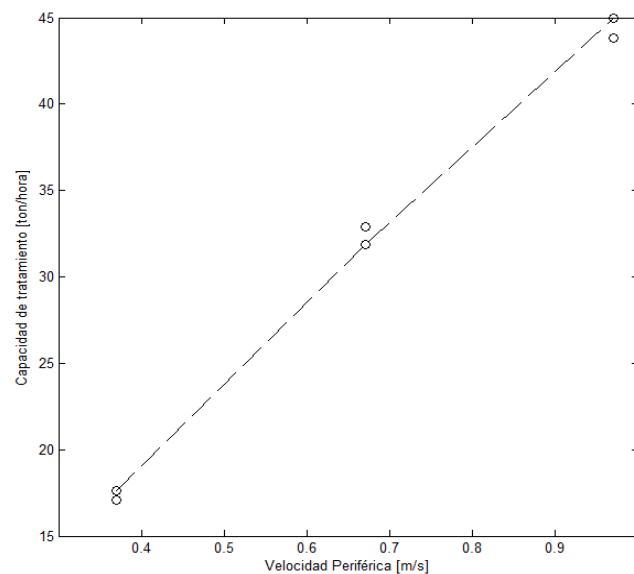


Figura 5.4: Relación entre la velocidad periférica y el tonelaje tratado por el HPGR

Otra observación a destacar está relacionada con el consumo específico de energía (W), la cual depende tanto de R_P (Presión aplicada sobre el lecho de partículas) como de U (relacionada con la Potencia para hacer girar los rodillos). Sin embargo, de acuerdo a los datos de la tabla 5.2, es posible notar un mayor efecto de R_P sobre W , pudiendo deducir una producción de mayor cantidad de finos a medida que el consumo energético del equipo aumenta.

5.4 Resultados de la Simulación HPGR en circuito abierto

Luego de analizar el comportamiento del HPGR en cuanto a la capacidad de tratamiento, consumo específico de energía y la proporción de mineral fino obtenido como producto, frente a cambios de las únicas dos variables que el operario del equipo puede manipular, el objetivo actual es lograr simular el proceso HPGR que se lleva a cabo en circuito abierto, para demostrar que la programación del modelo desarrollado en Simulink™ responde de manera adecuada a las condiciones operacionales medidas por KHD, para tratar material extraído desde el yacimiento Esperanza.

El simulador HPGR utilizado corresponde al ilustrado en la figura 5.1, estableciendo las siguientes entradas y parámetros:

- Velocidad periférica y Presión de operación (ver tabla 5.2).
- Granulometría, tamaño de las clases y flujo de alimentación para una operación en estado estacionario (ver anexo A).
- Densidad total y aparente del mineral que alimenta al equipo (ver tabla 5.3).
- Dimensiones y Gap Operacional del HPGR utilizado (ver tabla 5.1).
- Parámetros de la Función Ruptura y Función Selección, obtenidos por el ajuste realizado por M. Torres y A. Casali (2009), válido para minerales de cobre del yacimiento Esperanza, a las condiciones especificadas en la sección 5.2 (ver Anexo B).

Con respecto a las salidas, aquellas interesantes de obtener y comparar están relacionadas con las respuestas del modelo HPGR, las cuales son:

- Consumo Específico de Energía.

- Granulometría del producto de borde, centro y total.

Como el objetivo principal de la tesis es mostrar el comportamiento dinámico del equipo HPGR en CC, las respuestas que entrega el equipo operando en condiciones de CA y estado estacionario, será establecido solamente para dos de los casos especificados en la tabla 5.2 para ilustrar gráficamente las Granulometrías (detalle Anexo B), mientras que, para ilustrar el Consumo Específico de Energía, éste será establecido para todos los casos.

5.4.1 Resultados del Consumo Específico de Energía (W)

Tabla 5.4: Simulación y Coeficiente de Correlación (R^2) de W, [kWh/ton]

Condición	Medición	Simulación	Condición	Medición	Simulación
Po1	1,44	1,48	An1	1,38	1,37
Po2	2,06	2,19	An2	1,91	2,10
Po3	2,04	2,16	An3	2,08	2,10
R^2				96,5%	

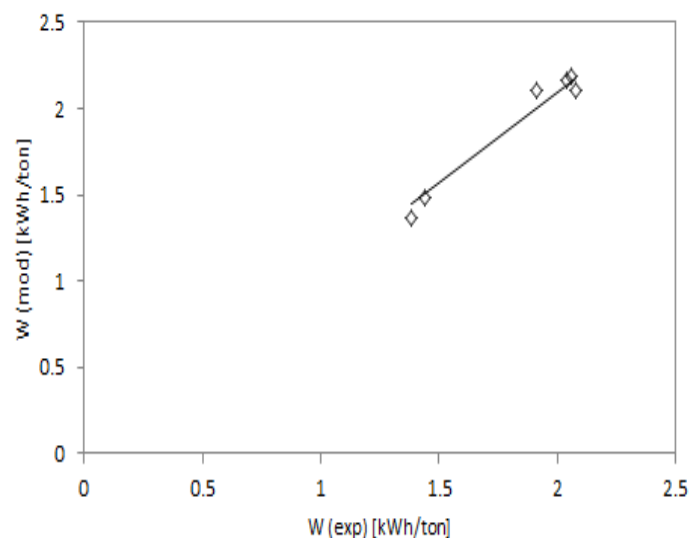


Figura 5.5: Relación entre el W medido (exp) y simulado (mod)

5.4.2 Resultados de las Granulometrías de Producto para la condición Po1 y la condición An3

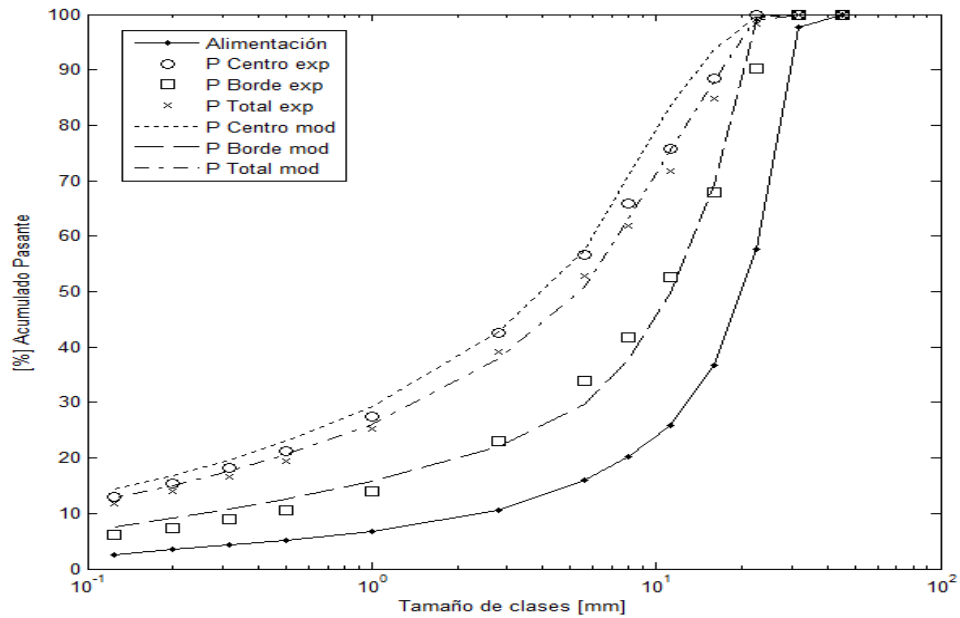


Figura 5.6: Simulación de las granulometrías del producto de borde, centro y total (Po1)

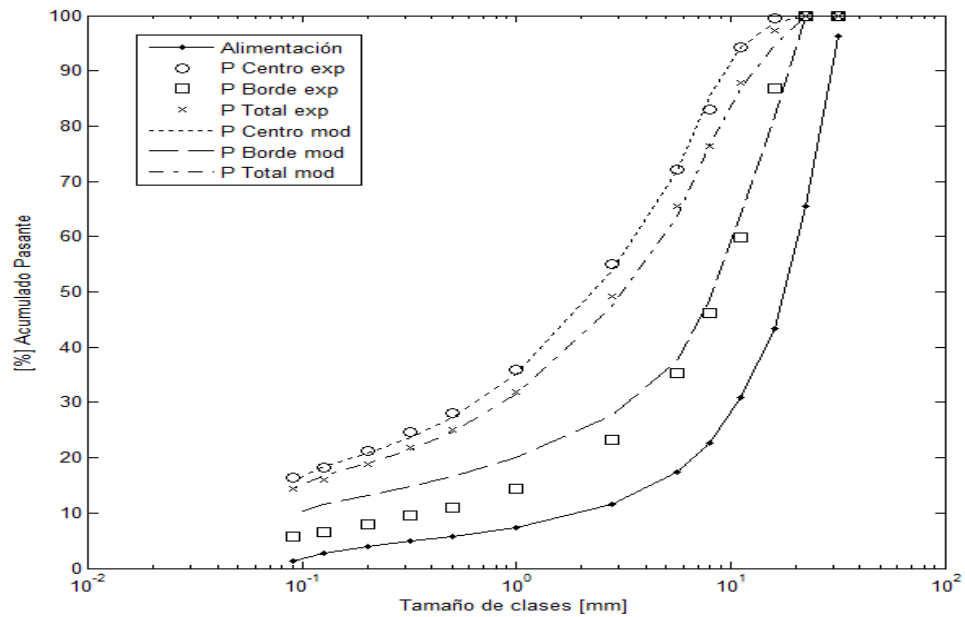


Figura 5.7: Simulación de las granulometrías del producto de borde, centro y total (An3)

5.4.3 Análisis de resultados simulados

Los resultados de las secciones 5.4.1 y 5.4.2, logran el cumplimiento del objetivo inicial propuesto y corroboran lo que se ha concluido en trabajos anteriores, al analizar las respuestas del modelo propuesto HPGR en otras plataformas de programación, con mineral de las mismas características (Cobre).

El Simulador HPGR programado en operación de CA, independiente de las variaciones en las condiciones físicas del mineral que ingresa al equipo (Flujo y Granulometría de alimentación, densidad total y densidad aparente) y de las condiciones operacionales al manipular la velocidad de giro de los rodillos y/o la presión que ejercen éstos sobre el lecho de mineral formado, al alcanzar condiciones estacionarias, logra predecir de manera satisfactoria las mediciones realizadas en cuanto al Consumo específico de energía (W), definido como la razón entre la Potencia (P) y la Capacidad de tratamiento (G_S) del equipo, con un estadístico R^2 sobre el 96% (ver tabla 5.4).

Asunto similar es lo que ocurre con la predicción del porcentaje de finos obtenido, incluso realizando la diferenciación entre aquel que se produce en el borde y centro de los rodillos que componen el equipo chancador, en donde es posible notar, con las figuras 5.5 y 5.6, que el simulador responde de manera aceptable a las mediciones granulométricas de ambas condiciones, con errores (RMSE⁶) que no superan el 6% para todos los productos (borde, centro y total) de las corridas experimentales validadas (ver anexo B). Lo anterior logra demostrar tanto la robustez de la modelación propuesta para el HPGR y que se

⁶ RMSE corresponde a la variable estadística definida como la raíz del error cuadrático medio entre valores experimentales y simulados.

ha validado a lo largo de su estudio, como también, la correcta adaptación del simulador a los casos especificados.

5.5 Análisis de la Simulación Dinámica HPGR en circuito cerrado

Una vez demostrado el objetivo inicial, en el cual se concluyó que el Simulador HPGR programado en circuito abierto se adapta satisfactoriamente a las condiciones medidas por KHD, sujeto a errores que no superan el 6% al tratar minerales de características físicas propias del yacimiento Esperanza, ahora el objetivo principal es lograr determinar el comportamiento que se espera del equipo de Molienda de Alta Presión operando en un circuito similar al diseño inicial propuesto por la Planta Concentradora en evaluación, y que está basado en una idea ya probada por la Concentradora Cerro Verde de Perú, la cual es, un circuito cerrado de chancado terciario HPGR – Clasificación.

Para analizar el circuito mencionado anteriormente, se utiliza el Simulador Dinámico HPGR mostrado en la figura 4.3, el cual considera todos los equipos propios del proceso, entre los que se cuentan Tolvas y un Harnero operando como clasificador, y que se han programado como subsistemas de igual forma que el equipo chancador principal. Esto permite obtener respuestas que interpretan de manera más cercana la realidad del proceso, frente a perturbaciones tanto externas como internas a los límites especificados.

5.5.1 Descripción del Caso Base

El simulador dinámico es adaptado a condiciones operacionales de la Planta concentradora Esperanza, pero esta vez de acuerdo al diseño inicial propuesto que es en circuito cerrado, y de acuerdo a las siguientes premisas:

- Flujo y Granulometrías de alimentación provenientes de un circuito de chancado anterior (secundario) y que es mezclado con el flujo recirculado por el subsistema Harnero.
- En la alimentación y descarga del circuito se considera un estándar de 13 tamaños de minerales.
- Parámetros del modelo HPGR a ingresar en la Función Ruptura, Función Selección y Fracción en peso en los bordes, constantes para un tipo de mineral especificado (ver Anexo B).
- Mineral acumulado inicial en zona de la tolva o chute de alimentación que incorpora el HPGR (evitando el secado en la zona de rodillos) y en condiciones dinámicas de operación.
- Dimensiones del HPGR constantes y especificadas por KHD
- Para los subsistemas Tolvas (Alimentación y Descarga), condiciones de operación dinámicas con parámetros de descarga constantes y masa de mineral inicial acumulado.
- En el subsistema Harnero, consideración de los parámetros del modelo de eficiencia (Karra) constantes y con valores especificados por Casali en su adaptación del Modelo de Karra, válidos para el procesamiento de minerales de cobre ($k_{a1} = -0,638$ / $k_{a2} = 8,98$ / $k_{a3} = 0,00013$). También el tamaño de separación se considera constante de acuerdo a lo exigido por el circuito de molienda unitaria posterior.
- Programación en Simulink™ y solución con rutina de integración de paso variable.
- Estado base propuesto inicialmente con mediciones recopiladas en circuito abierto, para luego cerrar el circuito verificando diferencias en las respuestas del equipo principal frente al mismo caso y a otros.
- Incorporación de variabilidad aleatoria asociada a: Flujos externos al circuito HPGR – Clasificación; Densidad total y aparente del mineral

alimentado; Parámetros de la Función Ruptura, Selección y Fracción en peso en los bordes, dependientes del tipo de mineral tratado.

- Cierre del circuito tras 5 horas de operación, sólo para efectos de una representación clara de las respuestas obtenidas del Simulador HPGR, frente a perturbaciones externas e internas al proceso.

Con los parámetros especificados, tanto en las premisas anteriores como en el anexo B, un caso base para analizar las respuestas dinámicas del simulador se muestran en la tabla 5.5 y 5.6.

Tabla 5.5: Especificación del Caso Base en la Simulación

Variable	Especificación
Tipo de Mineral / Medición	Pórfido / Medición Po1
Flujo de alimentación (F_a)	35 [ton/hora]
Granulometría de alimentación ($f_{(i)a}$)	Detalle en tabla A.1 [% peso discreto], con 80% bajo los 31,5 [mm]
Granulometría de producto ($f_{(i)pt}$)	Detalle en tabla A.1 [% peso discreto], con 80% del total bajo los 16 [mm]
Masa inicial en tolvas (M)	500 [ton]
Densidad total del mineral (ρ_t)	2,74 [ton/m ³]
Densidad aparente del mineral (ρ_a)	1,62 [ton/m ³]
Diámetro de los rodillos (D)	0,80 [m]
Largo de los rodillos de molienda (L)	0,25 [m]
Gap operacional (S_0)	0,02 [m]
Velocidad periférica de rodillos (U)	0,67 [m/s]
Presión de operación (R_p)	41 [bar]
Capacidad de tratamiento HPGR (G_s)	32,9 [ton/hora]
Potencia Consumida HPGR (P)	47,4 [kW]
Consumo Especifico de Energía (W)	1,44 [kWh/ton]

Tabla 5.6: Continuación de la Especificación del Caso Base en la Simulación

Variable	Especificación
Tamaño de separación Harnero (X_a)	Producto a Molienda Unitaria, bajo los 12,7 [mm]

5.5.2 Respuestas del simulador dinámico al cerrar el circuito

Comparando los resultados de la simulación realizada con las mediciones de la condición Po1 (sección 5.4.2), con aquellos que se obtienen al cerrar el circuito de chancado HPGR, sin modificar dimensiones y tampoco las variables operacionales posibles de manipular (U y R_P), pero estableciendo los parámetros característicos de cada subsistema incorporado (tabla 5.5 y 5.6), en donde el más relevante es el Harnero o clasificador, las diferencias más notables se observan en las granulometrías de producto del equipo reductor de tamaño, lo cual se ilustra en la figura 5.8.

Dicha figura representa el comportamiento dinámico que poseen las partículas reducidas de tamaño tanto en su conglomerado total, como también aquellas procesadas en el borde y centro del equipo, a través del tamaño de operación P80 en [mm], en donde se destaca la labor que posee el equipo clasificador, a partir del instante en que recircula parte del flujo de partículas que no cumplen con el tamaño de paso exigido.

Fundamentalmente se observa un aumento en la proporción de finos generados por el HPGR, debido a que el Harnero recircula solo aquellas partículas de tamaño mayor, las cuales poseen una cinética de fractura más alta al existir una mayor probabilidad de encontrar microfisuras en su volumen; mientras que, elimina como producto solo partículas de tamaño menor, en donde la baja cantidad de fisuras, genera que la energía aplicada sobre el lecho

de partículas sea perdida, al ser solo prensadas y reacomodadas a una determinada condición de operación.

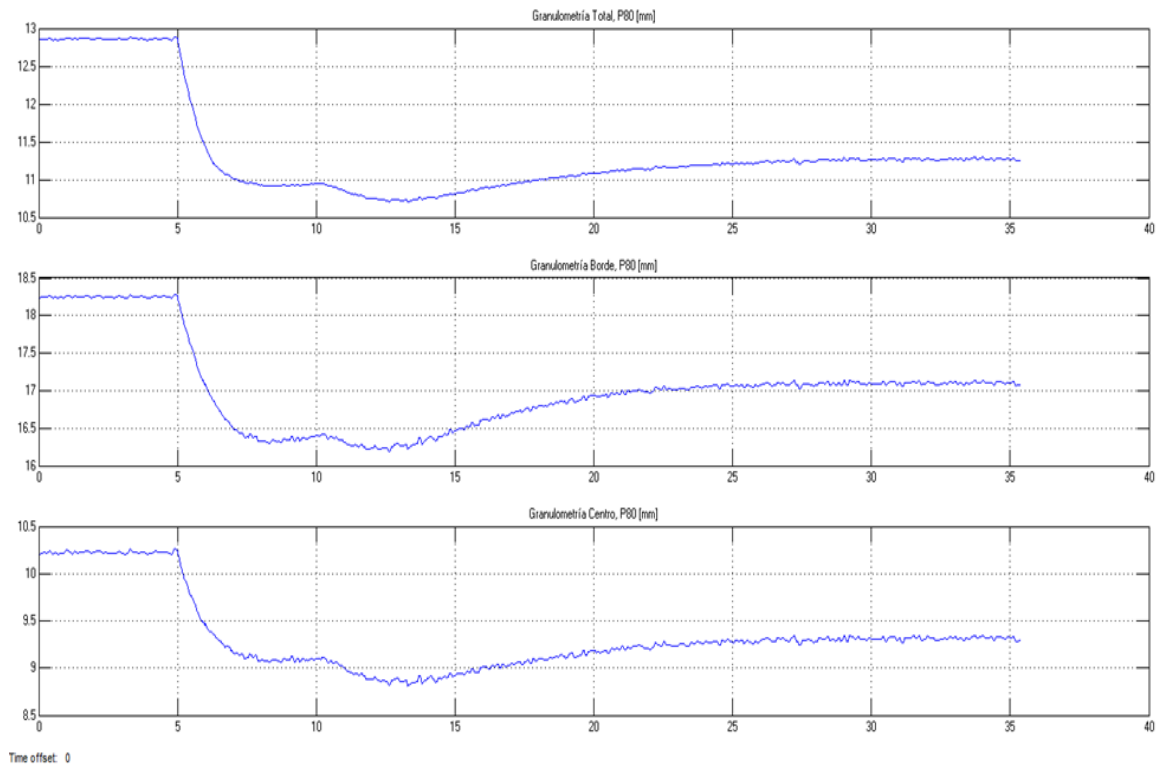


Figura 5.8: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR en CC. P80 [mm] en función del Tiempo [h]

5.5.3 Respuestas del circuito frente a perturbaciones externas

En el campo de las operaciones unitarias es posible controlar las variables de una gran cantidad de procesos, independiente del tipo de industria, con el objeto de mantener un funcionamiento estable del límite de baterías establecido. Sin embargo, en todos los procesos pueden existir perturbaciones tanto externas como internas, que rompen la estabilidad, modificando las respuestas que entrega el proceso en estudio. Por este motivo, resulta

interesante conocer el comportamiento del circuito en cuestión (en particular, el del HPGR), al recibir, en primera instancia, modificaciones dadas en operaciones anteriores, estableciendo cambios en: Flujo de alimentación, Granulometría de alimentación y Tipo de mineral alimentado.

5.5.3.1 Cambio en el flujo de alimentación

El cambio en el flujo de alimentación, se analiza desde la perspectiva de un aumento en el flujo, manteniendo constantes el resto de variables.

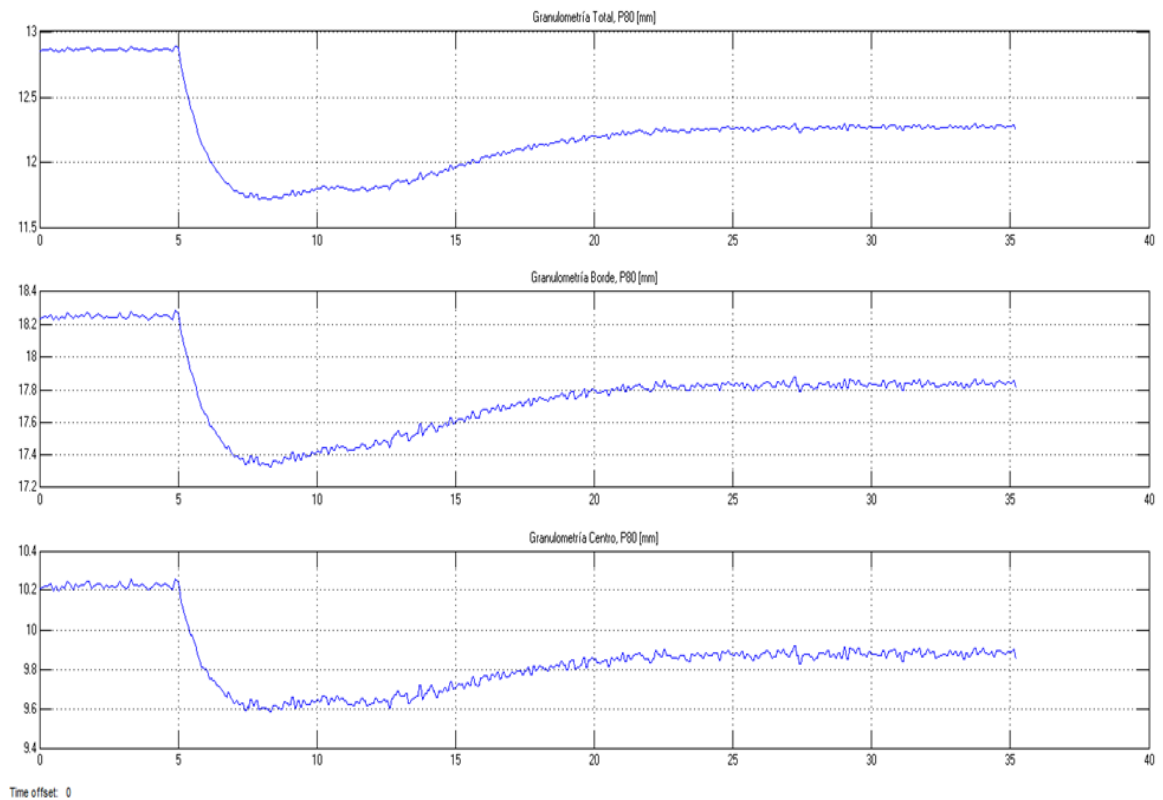


Figura 5.9: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al aumentar el flujo de alimentación al circuito de 35 a 100 [ton/hora]. P80 [mm] en función del Tiempo [h]

De manera lógica, un aumento en el flujo que ingresa al circuito, provoca un aumento en el material acumulado en los subsistemas correspondientes a las tolvas de Alimentación y la tolva HPGR, al no modificar los parámetros de descarga (C_V y U respectivamente). Por lo tanto, la respuesta que interesa seguir en este caso, corresponde a la granulometría de producto HPGR y cómo afecta en ella el exceso de material incorporado al equipo.

La dinámica indicada en la figura 5.9 se comporta de manera similar a la observada en la 5.8, en donde, aparece un aumento en la proporción de finos a partir del momento en que se cierra el circuito del proceso. Sin embargo este aumento no es en la misma proporción, puesto que al aumentar el flujo másico de mineral alimentado, del total de producto obtenido, el 80% se encuentra bajo un P80 de 12,3 [mm] (figura 5.9); mientras que a flujo menor (base), el 80% se encuentra bajo un P80 de 11,3 [mm] (figura 5.8). Por lo tanto, queda de manifiesto que un exceso de mineral en las líneas del proceso, provoca una disminución en la eficiencia de generación de finos por parte del HPGR, siendo necesarias modificaciones en variables que aumenten la capacidad de tratamiento de mineral y reacomoden del lecho de partículas entre rodillos (por ejemplo, aumentar la velocidad de rodillos, U y/o el gap operacional, S_0).

5.5.3.2 Cambio en la Granulometría de alimentación

El cambio en la granulometría de ingreso, se analiza desde la perspectiva de una disminución en la proporción de gruesos, manteniendo constantes el resto de variables manipulables. Por lo tanto, la respuesta interesante a seguir continúa siendo la granulometría del producto del HPGR, observándose lo indicado en la figura 5.10.

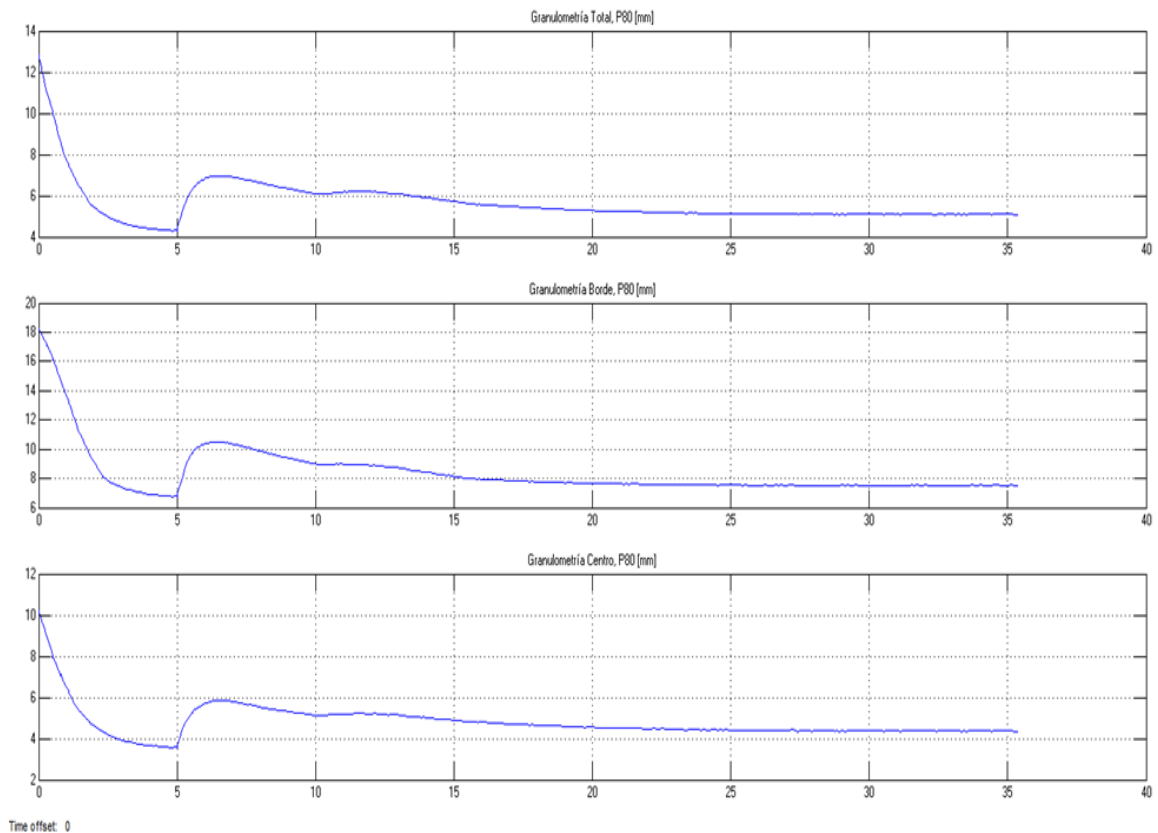


Figura 5.10: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al disminuir la proporción de gruesos que se traduce en una porcentaje en masa del 80% bajo el tamaño 11.2 [mm].
P80 [mm] en función del Tiempo [h]

La respuesta obtenida con respecto a la granulometría de producto total, borde y centro del HPGR, es lo esperada al disminuir la proporción de gruesos en la alimentación del circuito, en donde el tamaño de operación P80 ilustra un importante aumento en los finos producidos por el equipo principal, al mantener su operación en condiciones establecidas como base (80% del producto total se encuentra bajo un tamaño de 5 [mm]). Esto además permite inferir que, para conseguir un tamaño de partícula que cumpla con las especificaciones exigidas por el circuito de molienda unitaria posterior, es posible modificar condiciones

de operación del chancador, que se traduzcan en una disminución del consumo específico de energía (por ejemplo, disminuir la presión de operación, R_P).

5.5.3.3 Cambio en el tipo de mineral

El cambio en el tipo de mineral, se analiza desde el punto de vista de modificar la litología del mineral alimentado, lo cual lleva implícito un cambio tanto en las propiedades físicas especificadas en el simulador (densidad aparente y total), así como también cambios en los parámetros del modelo HPGR.

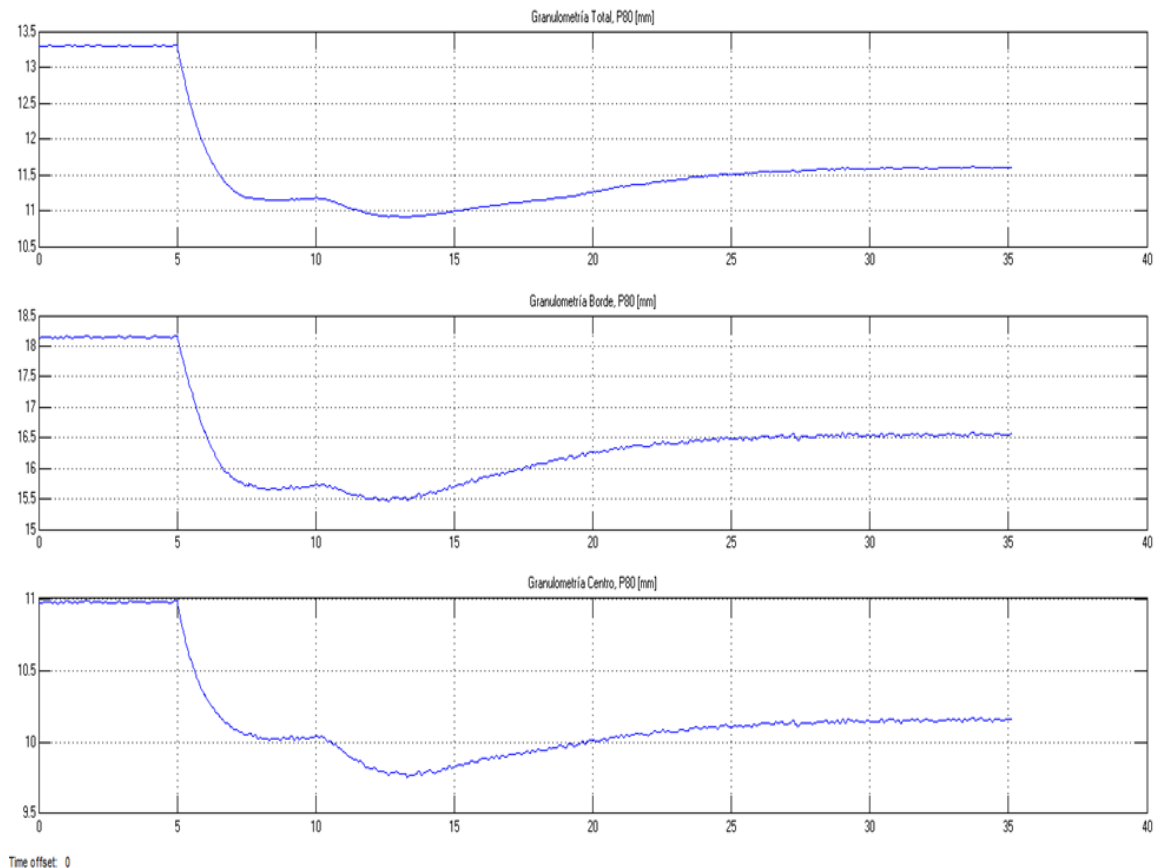


Figura 5.11: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al cambiar la litología del mineral alimentado (Pórfido a Andesita). P80 [mm] en función del Tiempo [h]

La propuesta es, ingresar un mineral de características andesíticas, de igual granulometría que el tipo de mineral utilizado en el caso base y a un mismo flujo, sin modificar variables operacionales del molino de rodillos de alta presión. Luego, la dinámica obtenida es ilustrada en la figura 5.11, en donde la variable de interés sigue siendo la granulometría del producto HPGR.

Las respuestas obtenidas en esta figura se pueden comparar con aquellas obtenidas para un mineral de litología porfídica a las mismas condiciones (figura 5.8), a partir de las cuales se concluye que existe una variación en la proporción total de finos obtenidos.

Por ejemplo, la figura 5.8 muestra que un 80% del total de producto obtenido se encuentra bajo un tamaño de 11,3 [mm] para mineral de litología porfídica; mientras que un 80% del total de producto de litología andesítica, se encuentra bajo un tamaño de 11.6 [mm], de acuerdo a la 5.11. Una de las razones que explican esta diferencia, es la conformación granulosa que posee la roca pórvida, que en concreto, proporciona una gran cantidad de microfracturas que pueden ser activadas al someterlas a compresión y esfuerzos, obteniendo finalmente un mayor número de pequeñas partículas.

5.5.4 Respuestas del circuito frente a perturbaciones internas

La presente sección analiza el comportamiento del circuito HPGR en CC, al establecer cambios en variables manipulables que se encuentran dentro del límite de baterías establecido, con el objeto de conocer las respuestas del modelo dinámico HPGR frente a estas perturbaciones.

Los cambios se realizan en las variables: Velocidad Periférica de rodillos (U) y Presión de operación de rodillos (R_p); analizando el comportamiento en

las variables de salida relacionadas directamente, las cuales son: Capacidad de Tratamiento (G_S), Potencia (P), Consumo específico de energía (W) y Granulometría de producto (con P80).

5.5.4.1 Cambio en la velocidad periférica de rodillos

El cambio en la velocidad periférica de rodillos, se analiza desde la perspectiva de un aumento en su valor, manteniendo constantes el resto de variables.

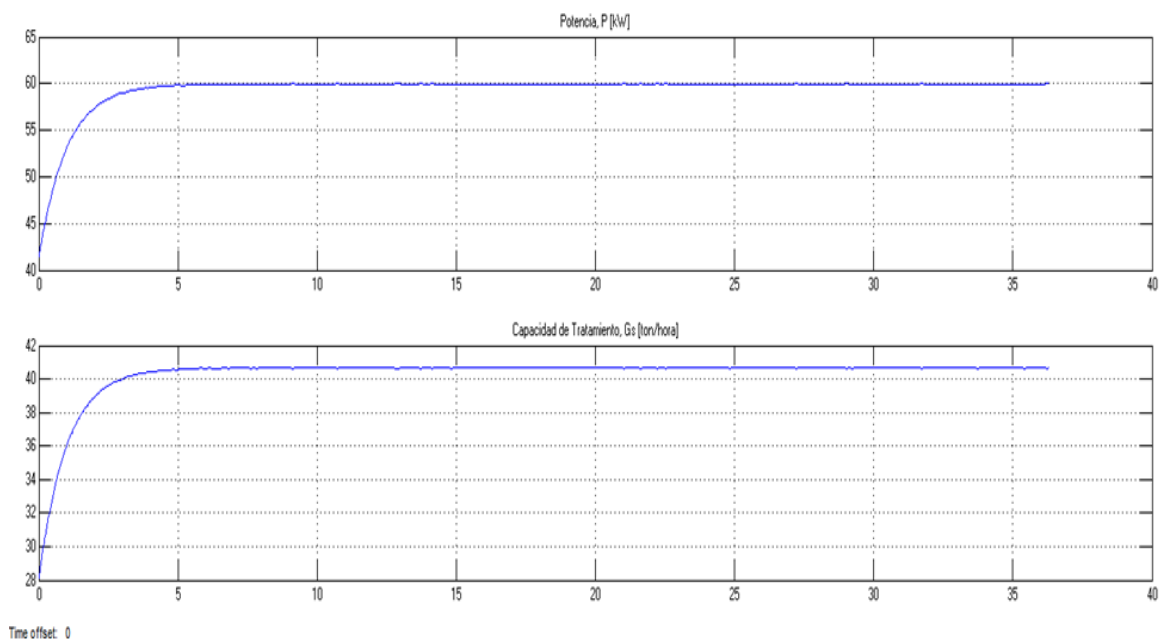


Figura 5.12: Respuesta dinámica de la potencia [kW] (figura superior) y la capacidad de tratamiento [ton/hora] (figura inferior) del HPGR en función del Tiempo [h], al aumentar la velocidad periférica de rodillos de 0,67 a 0,97 [m/s]

De acuerdo a lo establecido en la modelación dinámica del equipo HPGR, una variación en la velocidad periférica afecta de manera directa, tanto la respuesta del submodelo relacionado con la capacidad de tratamiento o flujo de descarga del equipo (G_S); así como también, la respuesta del submodelo que

es capaz de predecir la potencia consumida por el mismo. Por este motivo, resulta importante conocer la variación dinámica de ambas variables, frente a un cambio que eventualmente el operario del equipo chancador pudiera realizar en U, encontrando el comportamiento mostrado en la figura 5.12.

Dicha figura corrobora lo establecido de manera teórica y medido experimentalmente, en donde un aumento en la velocidad periférica de los cilindros de rotación inversa, provoca un aumento en el tonelaje que es capaz de descargar el equipo principal, generando una mayor disponibilidad de material al resto del proceso. Sin embargo, es posible notar que un crecimiento en el flujo de mineral disponible en la salida del HPGR, se traduce a su vez en un incremento del gasto energético por parte del equipo, al ser necesaria una mayor potencia para hacer girar los cilindros reductores de partículas.

Otro hecho importante de destacar, corresponde a lo observado en la dinámica de la distribución del tamaño de mineral producido por el equipo, al momento de aumentar la variable U. Luego, los resultados son ilustrados en la figura 5.13.

El comportamiento de la figura mencionada es similar a la observada en la figura 5.8; en donde un 80% del total de producto obtenido en el HPGR se encuentra bajo un tamaño promedio de 11 [mm], quedando de manifiesto que un cambio en la variable operacional U, no es determinante en la proporción de partículas reducidas de tamaño. Lo anterior, corrobora lo manifestado en las mediciones experimentales analizadas en la sección 5.3.

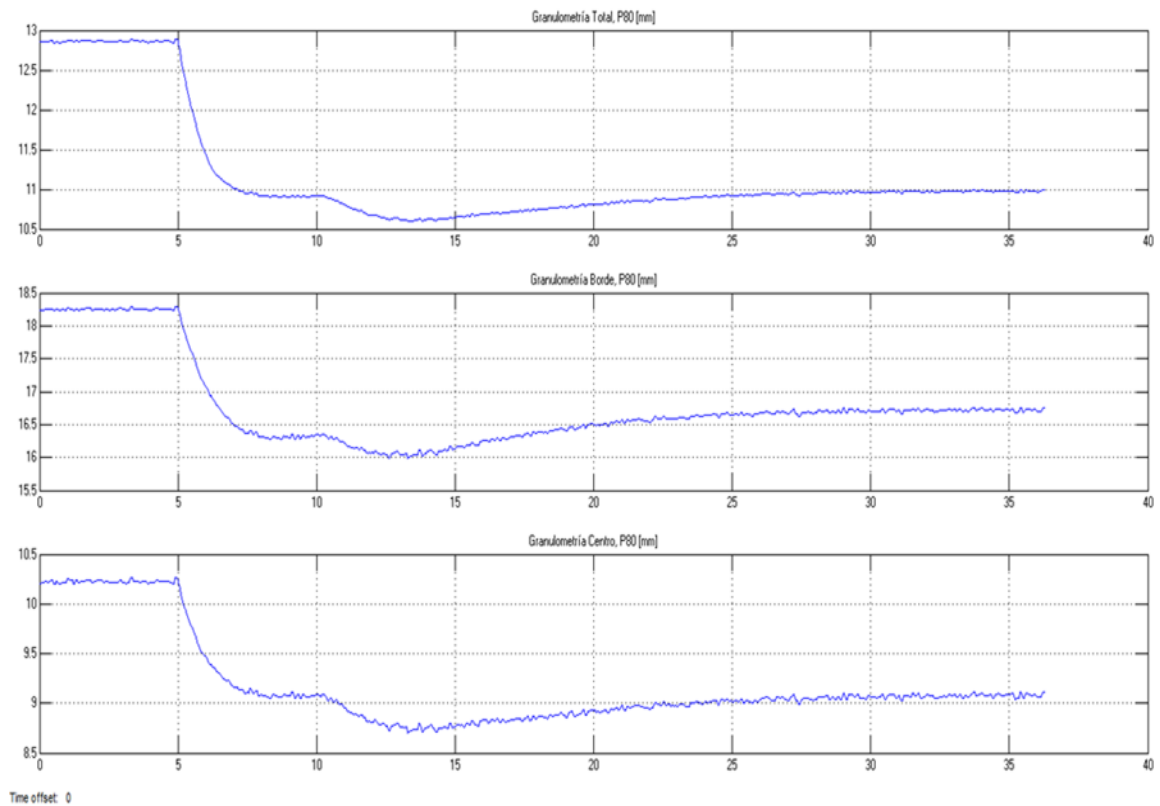


Figura 5.13: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al aumentar la velocidad periférica de rodillos de 0,67 a 0,97 [m/s]. P80 [mm] en función del Tiempo [h]

5.5.4.2 Cambio en la presión de operación en rodillos

El cambio en la presión de operación aplicado sobre el lecho de partículas entre rodillos, se analiza desde la perspectiva de un aumento en su valor, manteniendo constantes el resto de variables.

Las mediciones y teoría de la tecnología de molienda a altas presiones, establece que un cambio en la presión de operación en la zona de rodillos del equipo, afecta de manera directa las respuestas que se pueden obtener del submodelo relacionado con la potencia consumida; así como también, en el submodelo que es capaz de predecir la granulometría de producto generado.

Por ende, resulta interesante conocer la dinámica de ambos resultados al momento de realizar un cambio en la variable operacional R_P .

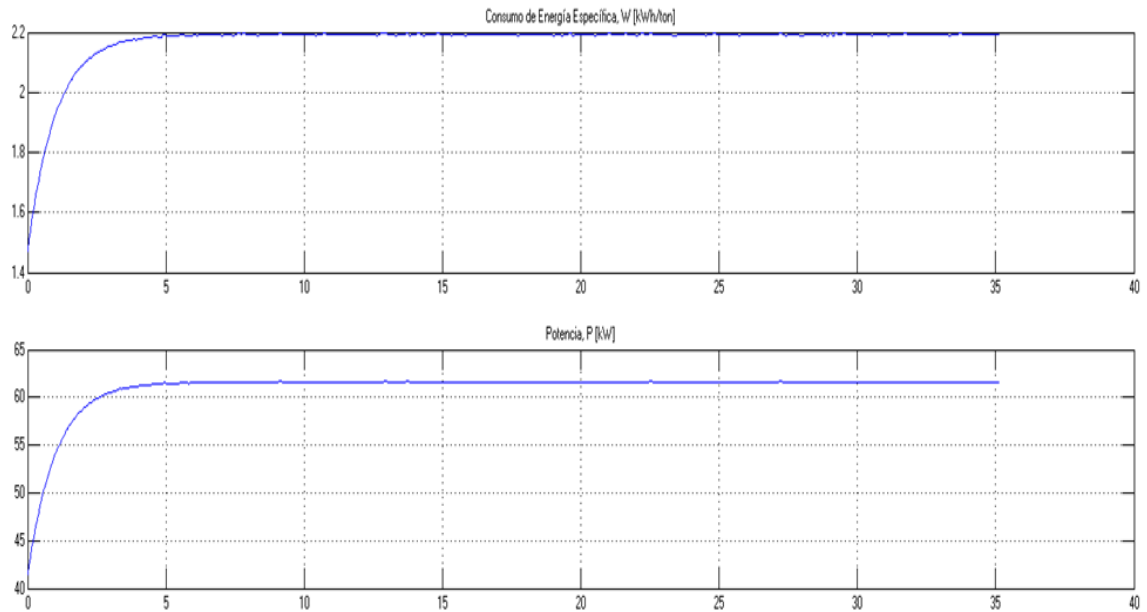


Figura 5.14: Respuesta dinámica del consumo específico de energía [kWh/ton] (figura superior) y la potencia [kW] del HPGR en función del Tiempo [h], al aumentar la presión de operación en rodillos de 41 a 61 [bar]

Los resultados de la figura 5.14 se ajustan de acuerdo a lo esperado, puesto que un aumento en la presión de operación y que es transmitido al lecho de partículas que se forma entre rodillos, requiere de un incremento en los gastos energéticos que se traducen en este caso, en un crecimiento proporcional de la potencia consumida por el equipo, o bien, del consumo de energía específica a una determinada velocidad de giro de los cilindros.

A diferencia de lo que ocurre al cambiar la variable operacional U , una modificación en la variable presión de operación (R_P), si es determinante en la cantidad de partículas pequeñas posibles de generar por el equipo reductor, lo cual es ilustrado en la figura 5.15. Por ejemplo, en la figura 5.8 que corresponde

al caso base, un 80% de la masa total obtenida se encuentra en un tamaño menor a los 11,3 [mm]; en cambio, al incrementar la presión a 61 [bar], lo cual se traduce en un crecimiento de las compresiones y esfuerzos transmitidos en la zona del lecho, se observa un incremento significativo de mineral fino producido, estando un 80% del total bajo los 9 [mm].

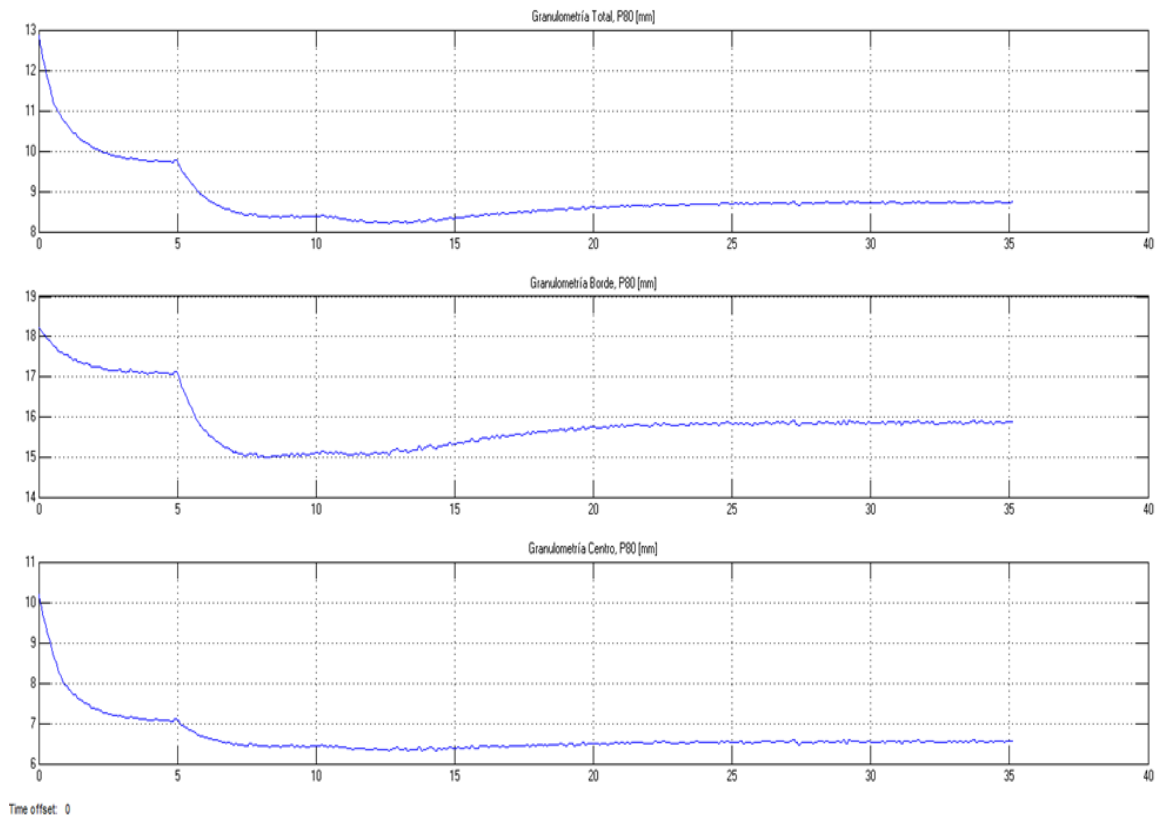


Figura 5.15: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al aumentar la presión de operación en rodillos de 41 a 61 [bar]. P80 [mm] en función del Tiempo [h]

5.5.4.3 Cambio simultáneo en velocidad periférica y presión de operación

El cambio en la velocidad periférica de rodillos, se analiza desde la perspectiva de una disminución en su valor; mientras que, el cambio en la

presión de operación, se analiza desde la perspectiva de un aumento, manteniendo constantes el resto de variables.

La modificación simultánea de las únicas dos variables posibles de manipular por el usuario, se realiza con el objeto de corroborar los resultados dinámicos obtenidos en secciones anteriores y lograr concluir en qué resultados del modelo dinámico HPGR propuesto, poseen una mayor afectación.

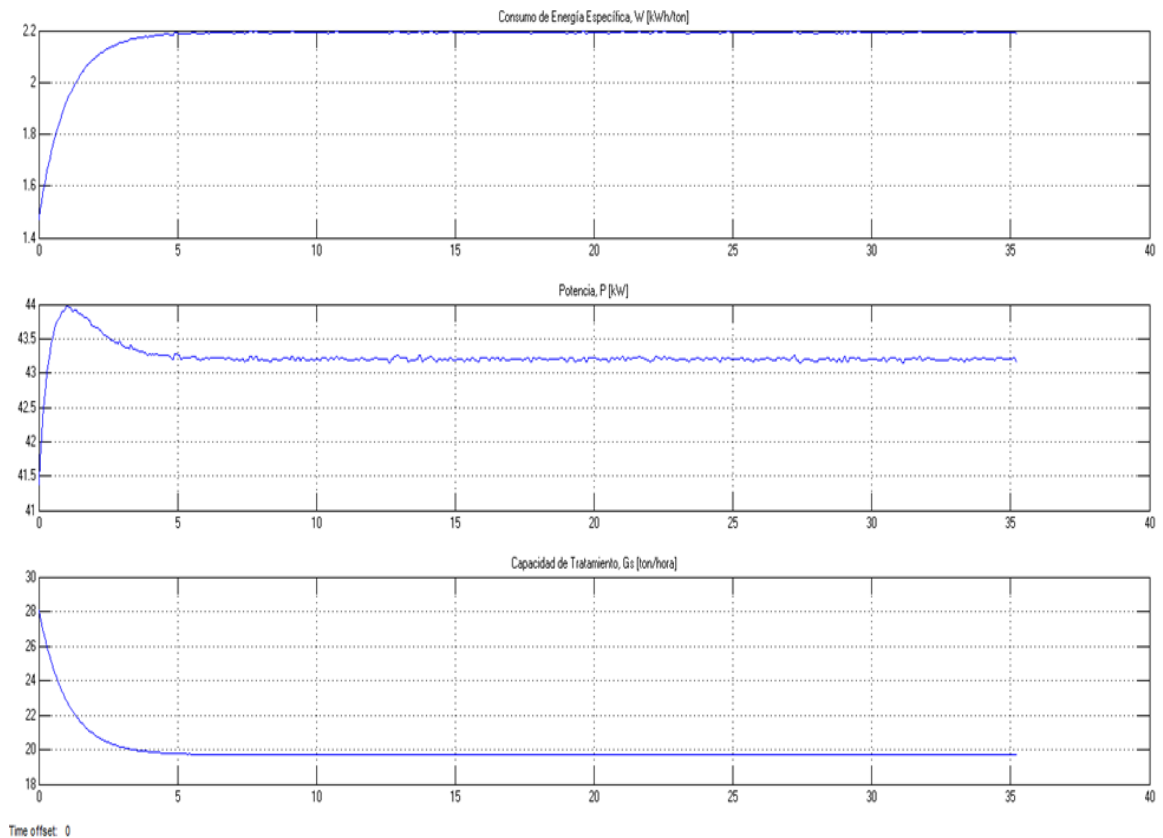


Figura 5.16: Respuesta dinámica del consumo específico de energía [kWh/ton] (figura superior), potencia [kW] (figura media) y capacidad de tratamiento [ton/hora] (figura inferior) del HPGR en función del Tiempo [h], al aumentar la presión de operación de 41 a 61 [bar], y disminuir la velocidad periférica de 0,67 a 0,47 [m/s]

La figura 5.16 permite concluir que, independiente de la variación en la presión de operación, la capacidad de tratamiento del HPGR varía de forma

proporcional a los cambios que se pueden realizar en la velocidad periférica de los rodillos, disminuyendo o aumentando la disponibilidad de material dependiendo del caso. Por otra parte, para el caso de la potencia consumida, se puede concluir que ambas variables afectan la dinámica de la respuesta obtenida, hasta alcanzar un estado estacionario en donde su valor dependerá de la magnitud de los cambios realizados (Potencia para hacer girar los cilindros y generar compresión sobre el mineral).

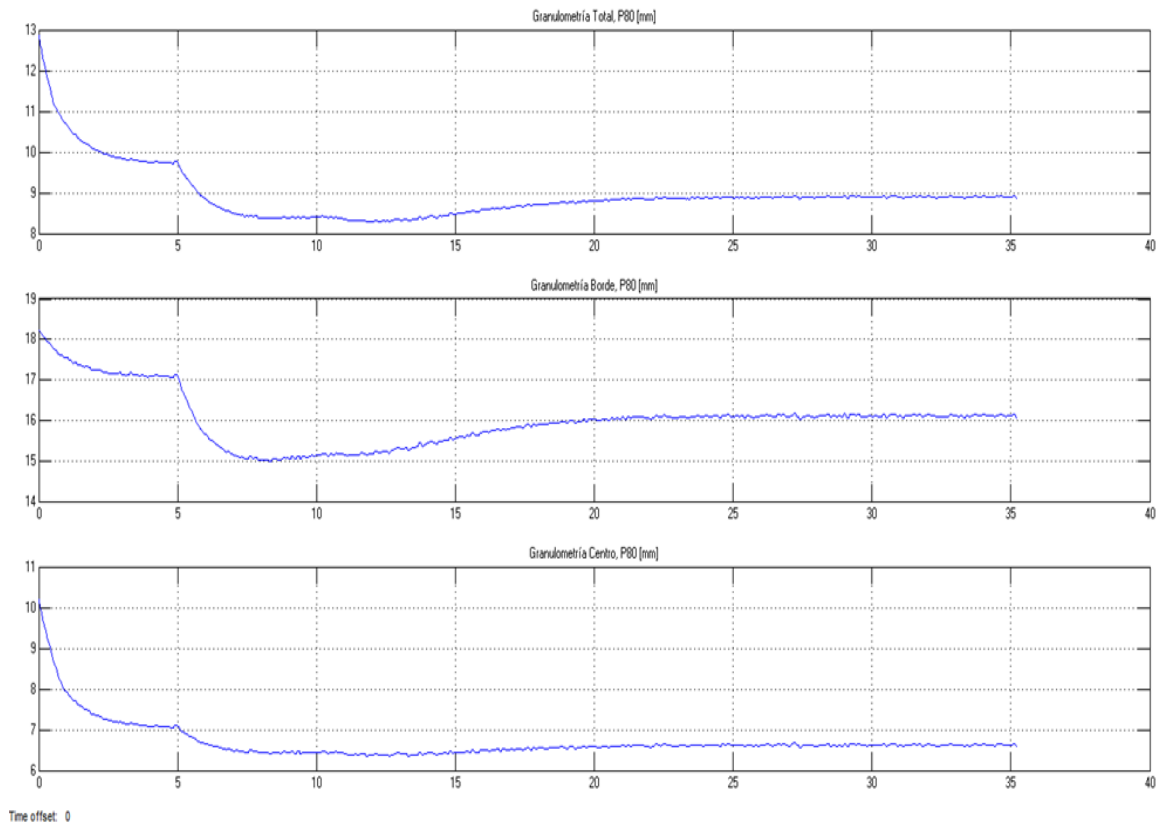


Figura 5.17: Respuesta dinámica de la granulometría de producto total (figura superior), borde (figura media) y centro (figura inferior) del HPGR, al aumentar la presión de operación de 41 a 61 [bar], y disminuir la velocidad periférica de 0,67 a 0,47 [m/s]. P80 [mm] en función del Tiempo [h]

Finalmente, con la figura 5.17 es posible demostrar que, independiente de la variación en la velocidad de giro de los cilindros, los finos producidos

dependen prácticamente solo de las modificaciones que se pueden realizar de la presión de operación. Este hecho es comprobado, comparando la figura 5.17 con la 5.15, en donde a pesar de la baja en el movimiento circunferencial de los rodillos, el 80% del total de partículas generadas sigue encontrándose bajo un tamaño de clase de 9 [mm], para un aumento en la presión de 41 a 61 [bar].

CAPITULO 6

DISCUSIONES Y CONCLUSIONES

6.1 Discusiones

6.1.1 Discusiones generales

En la presente tesis se han establecido las bases de la Modelación Dinámica de un circuito de Molienda de Rodillos de Alta Presión (HPGR) operando principalmente en circuito cerrado, en conjunto con un simulador de características dinámicas que considera sus equipos principales, tales como Tolvas y un clasificador del tipo Harnero.

De los antecedentes expuestos con respecto a la tecnología de rodillos de molienda de alta presión (HPGR), es posible notar que los estudios centrados en ella como operación unitaria en la industria del cobre, han logrado conformar modelos en estado estacionario, cuya evolución a lo largo del tiempo, desde su génesis (Modelo Morrel / Thondo / Shi), ha permitido encontrar formas en su predicción, que adoptan variables directamente incidentes en el comportamiento del equipo, tales como: las condiciones de operación, la característica física del mineral tratado y las dimensiones de la tecnología reductora, en función de hasta 11 parámetros. Sin embargo, el último modelo estacionario presentado por los investigadores M. Torres y A. Casali (2009), logra una mejora importante en la predicción del comportamiento del equipo chancador, puesto que, reduce a 7 los parámetros de ajuste y además, permite diferenciar la granulometría de producto que se obtiene en el borde y centro de la zona de compresión, con errores (RMSE) que no superan el 7% en la

predicción de ésta variable, al tratar minerales cupríferos de las características físicas de Esperanza.

La primera instancia de simulación del proceso HPGR en SimulinkTM de MatlabTM, adaptado a una operación en condiciones de circuito abierto y estado estacionario (sección 5.4), logra corroborar de manera satisfactoria la robustez del modelo propuesto para predecir el comportamiento del equipo, y que ya ha sido comprobado en otras plataformas de programación utilizadas en investigaciones previas mencionadas. Esto es posible notar, principalmente cuando se logran comparar las mediciones realizadas por el fabricante KHD, cuando su equipo opera con mineral del yacimiento Esperanza, con aquellos resultados obtenidos de la simulación al adaptar el programa a las condiciones del proceso. Por ejemplo, al cambiar las únicas dos variables operacionales del HPGR que son posibles de manipular, tales como: la velocidad periférica de rodillos o la presión que ejercen estos en la zona de compresión de capas de partículas, para cada tipo de litología, el programa responde con un estadístico R^2 (coeficiente de correlación) por sobre el 96% lo medido en la realidad, en cuanto al Consumo específico de energía, definido como la razón entre el modelo de Potencia y la Capacidad de tratamiento del HPGR. Por otro lado, en la predicción de la granulometría del producto diferenciado y total del equipo chancador, el programa responde sujeto a errores (RMSE) que no superan el 6% (detalle en Anexo B).

6.1.2 Discusiones de la simulación dinámica HPGR

La capacidad predictiva satisfactoria del modelo HPGR en condiciones estacionarias, logra establecer la base necesaria para el avance en el estudio de este tipo de tecnología, con la construcción de un simulador dinámico que es capaz de predecir el comportamiento del equipo de molienda de alta presión

(sujeto a errores establecidos en la sección 6.1.1), en sincronización con los equipos propios de un circuito de chancado terciario, de acuerdo a los diseños propuestos para la incorporación de esta nueva tecnología en el procesamiento de minerales de cobre (circuito HPGR – Clasificación).

La incorporación del modelo HPGR, con ecuaciones fundamentadas en consideraciones fenomenológicas (cinéticas de fractura, balances poblacionales) y mejorado con la incorporación de la dinámica del chute o tolva que alimenta continuamente de mineral a la zona de rodillos, en conjunto con los demás modelos o ecuaciones que describen al resto de los equipos del circuito (Tolva de Alimentación, Tolva de Descarga y Harnero), le proporciona al simulador un carácter novedoso, ya que gran parte de los programas descritos en la literatura con respecto a esta tecnología, incluyen solo el análisis del HPGR como un equipo aislado, o en condiciones estacionarias de operación, lo que puede llevar a conclusiones erradas.

El simulador dinámico HPGR en circuito cerrado, es capaz de entregar las respuestas características del modelo, tales como: Capacidad de tratamiento, Potencia, Consumo específico de energía y Granulometría del producto diferenciado para 13 tamaños de partículas, con un seguimiento temporal a partir del tamaño de operación P80. También es capaz de entregar los resultados de la operación para cada uno de los equipos, con el objeto de conocer el comportamiento del total del límite de baterías (circuito de chancado terciario) y establecer modificaciones que permitan mantener un mayor control del proceso, cuando este sufra perturbaciones externas o internas.

Al comparar las respuestas dinámicas obtenidas, al momento de cerrar el circuito de operación HPGR (figura 5.8) es posible observar un aseguramiento del tamaño de partícula exigido por el proceso de molienda unitaria posterior

(bajo los 12,7 [mm]) para un 80% del producto total obtenido; a diferencia de un circuito abierto, que en determinadas condiciones de operación (como el presentado en el caso base) no puede cumplir con los límites especificados, con la imposibilidad sumada de no poder recircular con un clasificador las fracciones de gruesos obtenidas tanto en los bordes, como en el total del equipo.

Con respecto a las perturbaciones externas, en caso de no manipular variables internas del HPGR, se observa que la calidad de molienda del equipo se ve afectada principalmente al cambiar el flujo (figura 5.9) y granulometría del mineral que ingresa al proceso (figura 5.10), así como también el tipo de mineral (figura 5.11). Durante la primera variación, que es un aumento del flujo, se destaca una disminución en la calidad de molienda (menor porcentaje de finos) producto del sobrellenado de material en los equipos y líneas del proceso; en cambio, si la perturbación es provocada por una variación en la distribución granulométrica de la alimentación, con una disminución en la proporción de gruesos, se produce el efecto contrario que es una mejora en la calidad, pudiendo incluso reducir gastos energéticos traducidos en la potencia necesaria para generar un determinado tamaño de partícula. Finalmente, con la figura 5.11, es posible notar la diferencia de finos que se generan a partir de ambos tipos de minerales tratados eventualmente por Esperanza, siendo el Pórfido quien entrega una mayor cantidad, por su conformación granulosa.

Al analizar los cambios generados por las perturbaciones internas al límite de baterías, y que están dados por las variables operacionales del HPGR (Figuras 5.12 a 5.17), es posible notar cambios con resultados que interpretan la realidad operacional medida. Esto es, un aumento o disminución de la velocidad giro de los rodillos provoca variaciones en la misma proporción, tanto en la potencia, como en el tonelaje que es capaz de tratar el equipo reductor,

sin afectar de manera significativa la calidad de molienda. En cambio, una variación en la presión de operación, genera modificaciones que son proporcionales tanto en la potencia, como en el consumo de energía específica del equipo; así como también, en la cantidad de partículas finas producidas, siendo mayores frente a un aumento de esta variable operacional.

6.2 Conclusiones

6.2.1 Conclusiones generales

Los estudios centrados en el proceso HPGR como operación unitaria en la industria cuprífera, han logrado conformar un modelo en estado estacionario del equipo, en función de siete parámetros, con errores (RMSE) de predicción satisfactorios que no superan el 7% para las granulometrías de producto (Torres y Casali, 2009)

La primera instancia de simulación del proceso HPGR programado en SimulinkTM de MatlabTM (con mineral del yacimiento Esperanza tratado por KHD), operando en condiciones de circuito abierto y estado estacionario, corroboran la robustez del modelo propuesto por investigadores anteriores, con un R^2 del 96% para la predicción del consumo específico de energía, y errores (RMSE) inferiores al 6% para las granulometrías de producto.

6.2.2 Conclusiones de la simulación dinámica HPGR

El modelo HPGR propuesto en estado estacionario por autores anteriores, es mejorado en la presente tesis con la incorporación de la dinámica de la tolva de alimentación del equipo chancador y un clasificador, generando un simulador

de carácter novedoso, que permite estudiar la respuesta temporal de todos los equipos del circuito HPGR-Clasificación interactuando simultáneamente.

El simulador dinámico HPGR en CC, programado en Simulink™ de Matlab™, es capaz de entregar respuestas de equipos asociados al circuito (Tolvas y Harnero) y del equipo principal, tales como: Consumo de energía específica y Granulometría diferenciada de producto (centro, borde y total) a través del parámetro P80, sujeto a errores menores al 6% para esta variable.

Los resultados del simulador concluyen que una operación HPGR en CC, logra asegurar un tamaño de partícula exigido por el proceso de Molienda Unitaria posterior, en determinadas condiciones de operación, tales como el establecido en el caso base (80% en peso del producto total HPGR bajo los 12,7 [mm]).

De las perturbaciones externas al circuito, un aumento en el flujo de alimentación reduce la proporción de finos del HPGR, producto del sobrellenado. Sin embargo, en caso de disminuir los gruesos en la granulometría de alimentación o tratar mineral de litología porfídica (granuloso), manteniendo el resto de variables constantes, se produce el aumento en la proporción de finos obtenidos del equipo chancador principal.

De las perturbaciones internas del circuito, una variación en la velocidad periférica del HPGR afecta principalmente el tonelaje tratado por el equipo. Sin embargo, una variación en la presión de operación del equipo, produce modificaciones importantes en la calidad de molienda y el consumo de energía específica del mismo, de manera proporcional.

NOMENCLATURA

Tabla Nomenclatura 1

Variable	Descripción	Unidad
D	Diámetro de rodillos	[m]
L	Largo de rodillos	[m]
S ₀	Gap Operacional	[m]
G _S	Capacidad de tratamiento	[ton/hora]
F	Fuerza de molienda	[kW]
R _P	Presión de molienda	[bar]
P	Potencia consumida	[kW]
U	Velocidad periférica de rodillos	[m/s]
W	Consumo específico de energía	[kWh/ton]
δ	Densidad aparente mineral compactado	[ton/m ³]
X _C	Tamaño crítico de partícula	[m]
ρ_a	Densidad aparente mineral alimentado	[ton/m ³]
M	Carga interna de material en Sistema global HPGR	[ton]
F _{aHPGR}	Flujo de alimentación al HPGR	[ton/hora]
r	Vector posición centro de masas de la franja de mineral	[m]
α	Velocidad angular de rodillos	[1/s]
V	Velocidad de la franja de mineral	[m/s]
A	Área de sección transversal al flujo másico	[m ²]
α_{SP}	Ángulo zona de compresión de partículas aisladas	[°]
α_{IP}	Ángulo zona de compresión de capas de partículas	[°]
M _{rodillos}	Carga interna de material entre rodillos	[ton]
τ	Torque ejercido en cada rodillo	[kN m]
f _(i) / f _(l)	Fracción en peso de partículas de tamaño “i” / “l”	[ton(i)/ton]
b _{il}	Fracción en peso de partículas de tamaño “l” que pasan a “i”	[ton(i)/ton]
S _(i)	Velocidad específica de fractura de “i”	[1/hora]

Tabla Nomenclatura 2

Variable	Descripción	Unidad
z	Distancia vertical zona de compresión de capas de partículas	[m]
A_{ij}	Matriz de Reid	[ton(i)/ton]
B_i	Forma acumulada de b_{ij}	[ton(i)/ton]
x_i	Tamaño de clases de partículas	[mm]
$\alpha_1 / \alpha_2 / \alpha_3$	Parámetros Función Ruptura	Adimensionales
\bar{x}_i	Promedio geométrico de tamaño de clases	[mm]
S_{1E}	Parámetro Función Selección	[ton/kWh]
ζ_1 / ζ_2	Parámetros Función Selección	Adimensionales
y_k	Posición del centro de bloques k	[m]
N_B	Número de bloques	Adimensional
a	Parámetro Fracción en peso de mineral en los bordes de rodillos	[ton bordes/ton]
E	Número de bloques de los bordes	Adimensional
F_a	Flujo de alimentación a tolvas	[ton/hora]
F_d	Flujo de descarga de tolvas	[ton/hora]
C_v	Coeficiente de descarga	[ton ^{0.5} /hora]
η_i	Eficiencia de clasificación para el tamaño de partícula “i”	[1]
d_{50}	Diámetro para el cual pasa el 50% de las partículas	[mm]
$k_{a1} / k_{a2} / k_{a3}$	Parámetros Modelo de Karra	Adimensionales
F_{aH}	Flujo de alimentación al Harnero	[ton/hora]
X_A	Tamaño de abertura de Harnero	[mm]
f_{ua}	Fracción peso acumulado de material bajo tamaño a la abertura del Harnero	[ton(A)/ton]
$F_{(i)aH}$	Flujo de alimentación del tamaño “i” al Harnero	[ton/hora]
$F_{(i)rH}$	Flujo de rechazo del Harnero para cada tamaño “i”	[ton(i)/hora]
$F_{(i)dH}$	Flujo de descarga del Harnero para cada tamaño “i”	[ton(i)/hora]
RR	Razón de Recirculación	Adimensional

BIBLIOGRAFIA

- Santibañez, D., *“Análisis Funcional Molino de Rodillos de Alta Presión (HPGR), para minerales de Cobre, Proyecto Nueva Andina Fase II, Codelco Chile”*, Universidad de Santiago de Chile, Facultad de Ingeniería, 141 hojas, 2009.
- Torres M., Casali A., *“A novel approach for the modelling of high-pressure grinding rolls”*, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería en Minas, 1137 - 1146, 2009.
- Orellana R., *“Modelo, control y Simulador de Planta de Molienda Semiautógena y Molienda Secundaria”*, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 157 hojas, 2010.
- Austin, L. G. and Luckie, P. T., *“Estimation of non-normalized breakage distribution parameters from batch grinding”*. Powder Technology, 5(5), 267-277, 1972.
- Daniel, M.J. and Morrell, S., *“HPGR model verification and scale-up”*, Minerals Engineering, 17(11-12), 1149-1161, 2004.
- Herbst, J.A. and Fuerstenau, D.W., *“Scale-up procedure for continuous grinding mill design using population balance models”*, International Journal of Mineral Processing, 7, 1-31, 1980.
- Klymowsky, R., Patzelt, N., Knecht, J. and Burchardt, E., *“Selection and sizing of high pressure grinding rolls”*, In Proc. Mineral processing plant

design, practice and control, ed. A. Mular, D. Halbe and D. Barratt. SME Inc., Vol. 1, pp. 636-668, 2002.

- King, R. P., *“Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems”*, 1st edn., Butterworth – Heineman, Oxford, Chapter 5 – Comminution Operations, pp. 127 – 210, 2002.
- Cubillos F., *“Introducción a Matlab”*, Edición especial para CODELCO VCP, Universidad de Santiago de Chile, Facultad de Ingeniería, 51 – 64, 2011.
- Morley, C., *“High–pressure grinding rolls”* – a technology review. In *Advances in Comminution*, ed. S. Kawatra. SME Inc., pp. 15-39, 2006.
- Morrell, S., Shi, F., Tondo, L.A., *“Modelling and scale-up of high pressure grinding rolls”*, In: *Proc. XX International Mineral Processing Congress. IMPC, Aachen, Germany, 1997.*
- Oestreicher, C. and Spollen, C.F., *“HPGR versus SAG mill selection for the Los Bronces grinding circuit expansion”*, In *Proc. International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology 2006*, ed. M.J. Allan, K. Major, B.C. Flintoff, B. Klein and A.L. Mular. Department of Mining Engineering, University of British Columbia, Vol. IV, pp. 110-123, 2006.
- Patzelt, N., Klymowsky, R., Knecht, J. And Burchardt, E., *“High–pressure grinding rolls for gold/copper applications”*, In *Advances in Comminution*, ed. S. Kawatra. SME Inc., pp. 51-67, 2006.

- Reid, K. J., “A solution to the batch grinding equation”, Chemical Engineering Science, 20(11), 953-963, 1965.
- Austin L., Concha F., “*Diseño y Simulación de Circuitos de Molienda y Clasificación*”, Ed. Taller Multimedia UTFSM, 65 - 77, 1994.
- Rule, C., “*The Development Of A Process Flowsheet For the New Anglo Platinum, Pprust North Concentrator, Incorporating HPGR Technology*”, In Proc. International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology 2006, ed. M.J. Allan, K. Major, B.C. Flintoff, B. Klein and A.L. Mular. Department of Mining Engineering, University of British Columbia, Vol. IV, pp. 94 – 109, 2006.
- Cubillos F., “*Introducción a Simulink*”, Edición especial para CODELCO VCP, Universidad de Santiago de Chile, Facultad de Ingeniería, 27 – 46, 2011.
- Seidel, J., Logan, T. C., LeVier, K. M., Veillete, G., “*Case Study – Investigation of HPGR Suitability for Two Gold/Copper Prospects*”, In Proc. International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology 2006, ed. M.J. Allan, K. Major, B.C. Flintoff, B. Klein and A.L. Mular. Department of Mining Engineering, University of British Columbia, Vol. IV, pp. 140 – 153, 2006.
- Taggart, A. F., “*Handbook of Mineral Dressing*”, John Wiley & Sons, New York. Section 4 – Crushing, Art. 8 – Rolls, pp. 55 – 76, 1954.

- Lubjuhn, U., *“Materialtransport und Druckverteilung im Spalt der Gutbett-Walzenmühle“*, Dissertation TU Clausthal, Fortschritt-Berichte VDI Reihe 3, N° 298, VDI-Verlag, Düsseldorf, 1992.
- Karra, V. K., *“Development of a Model for Predicting the Screening Performance of a Vibrating Screen”*, CIM Bulletin, pp. 167 – 171, 1979.
- Test Report on HPGR Grinding of Esperanza Copper Ore for Antofagasta Minerals PLC. Chile, KHD Humboldt Wedag. KHD Humboldt Wedag GmbH, Project B.09.1017.7.001.18-05-2006.
- Whiten, W. J., *“The simulation of crushing plants. Applications of computer methods in the mineral industry”*, APCOM 10. African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, pp. 317-323, 1973.
- Salazar J.L., Magne L., Acuña G., Cubillos F.: *“Dynamic modelling and simulation of semi-autogenous mills”*, Universidad de Santiago de Chile, Facultad de Ingeniería, 70 – 77, 2009.

ANEXO A

GRANULOMETRIAS DE ALIMENTACION Y PRODUCTO

A.1 Mediciones para mineral de litología porfídica

Tabla A.1: Granulometrías para la condición Po1 en [%] peso

	[%] discreto	[%] Acumulado pasante			
Tamaño [mm]	Alimentación	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
45,000	2,39	100,00	100,00	100,00	100,00
31,500	40,01	97,61	100,00	100,00	100,00
22,400	20,89	57,60	98,36	90,33	100,00
16,000	10,90	36,71	84,87	67,97	88,33
11,200	5,49	25,81	71,80	52,69	75,71
8,000	4,41	20,32	61,82	41,76	65,93
5,600	5,42	15,91	52,82	33,89	56,70
2,800	3,74	10,49	39,19	23,06	42,50
1,000	1,59	6,75	25,25	14,00	27,55
0,500	0,85	5,16	19,49	10,54	21,32
0,315	0,88	4,31	16,69	8,92	18,28
0,200	0,85	3,43	14,06	7,40	15,42
0,125	2,58	2,58	11,75	6,13	12,91

Tabla A.2: Granulometrías para la condición Po2 en [%] peso

	[%] discreto	[%] Acumulado pasante			
Tamaño [mm]	Alimentación	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
45,000	2,39	100,00	100,00	100,00	100,00
31,500	40,01	97,61	100,00	100,00	100,00
22,400	20,89	57,60	98,92	93,95	100,00
16,000	10,90	36,71	96,46	80,24	100,00
11,200	5,49	25,81	88,77	57,71	95,54
8,000	4,41	20,32	78,95	42,83	86,83
5,600	5,42	15,91	68,91	34,23	76,48
2,800	3,74	10,49	54,60	23,33	61,42
1,000	1,59	6,75	36,39	14,47	41,17
0,500	0,85	5,16	28,67	10,96	32,53
0,315	0,88	4,31	24,95	9,29	28,36
0,200	0,85	3,43	21,43	7,75	24,42
0,125	2,58	2,58	18,34	6,44	20,94

Tabla A.3: Granulometrías para la condición Po3 en [%] peso

	[%] discreto	[%] Acumulado pasante			
Tamaño [mm]	Alimentación	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
45,000	2,39	100,00	100,00	100,00	100,00
31,500	40,01	97,61	100,00	100,00	100,00
22,400	20,89	57,60	99,33	96,05	100,00
16,000	10,90	36,71	92,16	75,51	95,54
11,200	5,49	25,81	83,25	54,94	89,01
8,000	4,41	20,32	72,00	40,55	78,40
5,600	5,42	15,91	62,67	31,43	69,02
2,800	3,74	10,49	47,88	20,95	53,36
1,000	1,59	6,75	31,54	12,78	35,35
0,500	0,85	5,16	24,76	9,76	27,81
0,315	0,88	4,31	21,49	8,31	24,17
0,200	0,85	3,43	18,41	6,95	20,74
0,125	2,58	2,58	15,72	5,79	17,74

A.2 Mediciones para mineral de litología andesítica

Tabla A.4: Granulometrías para la condición An1 en [%] peso

	[%] discreto	[%] Acumulado pasante			
Tamaño [mm]	Alimentación	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
31,500	30,82	96,32	100,00	100,00	100,00
22,400	22,24	65,50	100,00	100,00	100,00
16,000	12,33	43,26	94,19	82,80	96,77
11,200	8,25	30,93	83,39	59,73	88,77
8,000	5,21	22,68	70,62	45,21	76,38
5,600	5,88	17,47	59,25	35,32	64,68
2,800	4,17	11,59	42,54	23,83	46,79
1,000	1,67	7,42	26,68	14,64	29,41
0,500	0,89	5,75	20,57	11,14	22,70
0,315	0,98	4,86	17,79	9,55	19,66
0,200	1,09	3,88	15,14	8,01	16,76
0,125	1,48	2,79	12,82	6,59	14,24
0,090	1,31	1,31	11,43	5,78	12,71

Tabla A.5: Granulometrías para la condición An2 en [%] peso

	[%] discreto	[%] Acumulado pasante			
Tamaño [mm]	Alimentación	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
31,500	30,82	96,32	100,00	100,00	100,00
22,400	22,24	65,50	100,00	100,00	100,00
16,000	12,33	43,26	96,52	86,00	98,91
11,200	8,25	30,93	85,73	58,99	91,80
8,000	5,21	22,68	74,98	43,49	82,13
5,600	5,88	17,47	64,67	33,53	71,74
2,800	4,17	11,59	48,10	22,00	54,03
1,000	1,67	7,42	30,39	13,16	34,30
0,500	0,89	5,75	23,49	9,99	26,55
0,315	0,98	4,86	20,33	8,52	23,01
0,200	1,09	3,88	17,30	7,09	19,62
0,125	1,48	2,79	14,67	5,84	16,88
0,090	1,31	1,31	13,10	5,15	14,90

Tabla A.6: Granulometrías para la condición An3 en [%] peso

	[%] discreto	[%] Acumulado pasante			
Tamaño [mm]	Alimentación	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
31,500	30,82	96,32	100,00	100,00	100,00
22,400	22,24	65,50	100,00	100,00	100,00
16,000	12,33	43,26	97,19	86,74	99,53
11,200	8,25	30,93	87,91	59,85	94,20
8,000	5,21	22,68	76,31	46,24	83,04
5,600	5,88	17,47	65,45	35,23	72,21
2,800	4,17	11,59	49,19	23,27	54,99
1,000	1,67	7,42	31,90	14,35	35,83
0,500	0,89	5,75	25,03	11,05	28,16
0,315	0,98	4,86	21,88	9,47	24,66
0,200	1,09	3,88	18,81	7,89	21,26
0,125	1,48	2,79	16,09	6,47	18,24
0,090	1,31	1,31	14,46	5,67	16,43

ANEXO B

GRANULOMETRIAS ESTIMADAS POR EL SIMULADOR HPGR EN C.A. Y ESTADO ESTACIONARIO

B.1 Simulación de los casos Po

Tabla B.1: Parámetros del modelo utilizados para el caso de mineral porfídico⁷

Función Ruptura		Función Selección		Fracción peso bordes	
α_1	0,15	S_{1E}	0,75	a	0,24
α_2	0,21	ζ_1	-1,23		
α_3	5,96	ζ_2	-0,62		

Tabla B.2: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (Po1)

		Mediciones			Simulaciones		
		[%] Acumulado pasante					
Tamaño [mm]	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
45,000	100,00	100,00	100,00	100,00	100.00	100.00	100.00
31,500	97,61	100,00	100,00	100,00	100.00	100.00	100.00
22,400	57,60	98,36	90,33	100,00	99.51	98.88	99.71
16,000	36,71	84,87	67,97	88,33	87.96	69.42	93.70
11,200	25,81	71,80	52,69	75,71	75.64	49.83	83.64
8,000	20,32	61,82	41,76	65,93	63.17	37.76	71.04
5,600	15,91	52,82	33,89	56,70	50.95	29.69	57.54
2,800	10,49	39,19	23,06	42,50	37.92	22.08	42.83
1,000	6,75	25,25	14,00	27,55	26.10	15.88	29.27
0,500	5,16	19,49	10,54	21,32	20.66	12.63	23.15
0,315	4,31	16,69	8,92	18,28	17.61	10.71	19.74
0,200	3,43	14,06	7,40	15,42	15.06	9.09	16.91
0,125	2,58	11,75	6,13	12,91	12.86	7.65	14.47
	Raíz del Error Cuadrático Medio (RMSE) [%]				2.39	5.74	3.73

⁷ Informados por M. Torres y A. Casali (2009), sujetos a errores de ajuste de un $3,07 \pm 0,25$ [%] por producto del centro; $4,28 \pm 0,31$ [%] por producto del borde; $2,11 \pm 0,19$ por producto total.

Tabla B.3: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (Po2)

		Mediciones			Simulaciones		
		[%] Acumulado pasante					
Tamaño [mm]	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
45,000	100,00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
31,500	97,61	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
22,400	57,60	98.92	93.95	100.00	99.69	99.10	99.87
16,000	36,71	96.46	80.24	100.00	92.44	76.10	97.58
11,200	25,81	88.77	57.71	95.54	84.31	57.88	92.64
8,000	20,32	78.95	42.83	86.83	75.00	44.69	84.54
5,600	15,91	68.91	34.23	76.48	63.91	35.04	73.00
2,800	10,49	54.60	23.33	61.42	49.01	26.09	56.23
1,000	6,75	36.39	14.47	41.17	32.52	18.69	36.88
0,500	5,16	28.67	10.96	32.53	25.21	14.88	28.46
0,315	4,31	24.95	9.29	28.36	21.47	12.63	24.25
0,200	3,43	21.43	7.75	24.42	18.41	10.74	20.82
0,125	2,58	18.34	6.44	20.94	15.73	9.08	17.82
	Raíz del Error Cuadrático Medio (RMSE) [%]				2.67	5.46	2.06

Tabla B.4: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (Po3)

		Mediciones			Simulaciones		
		[%] Acumulado pasante					
Tamaño [mm]	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
45,000	100,00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
31,500	97,61	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
22,400	57,60	99.33	96.05	100.00	99.68	99.09	99.87
16,000	36,71	92.16	75.51	95.54	92.28	75.75	97.46
11,200	25,81	83.25	54.94	89.01	83.98	57.40	92.32
8,000	20,32	72.00	40.55	78.40	74.50	44.23	83.99
5,600	15,91	62.67	31.43	69.02	63.29	34.65	72.26
2,800	10,49	47.88	20.95	53.36	48.40	25.79	55.49
1,000	6,75	31.54	12.78	35.35	32.14	18.48	36.42
0,500	5,16	24.76	9.76	27.81	24.95	14.72	28.15
0,315	4,31	21.49	8.31	24.17	21.25	12.49	24.00
0,200	3,43	18.41	6.95	20.74	18.22	10.62	20.61
0,125	2,58	15.72	5.79	17.74	15.58	8.99	17.64
	Raíz del Error Cuadrático Medio (RMSE) [%]				1.23	2.79	2.00

B.2 Simulación de los casos An

Tabla B.5: Parámetros del modelo utilizados para el caso de mineral andesítico⁸

Función Ruptura		Función Selección		Fracción peso bordes	
α_1	0,12	S_{1E}	1,51	a	0,24
α_2	0,18	ζ_1	-0,16		
α_3	5,38	ζ_2	-0,42		

Tabla B.6: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (An1)

		Mediciones			Simulaciones		
		[%] Acumulado pasante					
Tamaño [mm]	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
31,500	96,32	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
22,400	65,50	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
16,000	43,26	94.19	82.80	96.77	90.59	74.58	95.61
11,200	30,93	83.39	59.73	88.77	77.99	53.95	85.53
8,000	22,68	70.62	45.21	76.38	63.29	39.18	70.84
5,600	17,47	59.25	35.32	64.68	48.82	29.53	54.86
2,800	11,59	42.54	23.83	46.79	34.48	20.94	38.72
1,000	7,42	26.68	14.64	29.41	22.64	14.32	25.24
0,500	5,75	20.57	11.14	22.70	17.59	11.43	19.52
0,315	4,86	17.79	9.55	19.66	15.11	9.88	16.74
0,200	3,88	15.14	8.01	16.76	13.01	8.41	14.45
0,125	2,79	12.82	6.59	14.24	11.02	6.90	12.32
0,090	1,31	11.43	5.78	12.71	8.84	5.07	10.02
	Raíz del Error Cuadrático Medio (RMSE) [%]				3.47	4.26	3.38

⁸ Informados por M. Torres y A. Casali (2009), sujetos a errores de ajuste de un $2,57 \pm 0,11$ [%] por producto del centro; $5,09 \pm 0,16$ [%] por producto del borde; $2,38 \pm 0,16$ por producto total.

Tabla B.7: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (An2)

		Mediciones			Simulaciones		
		[%] Acumulado pasante					
Tamaño [mm]	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
31,500	96,32	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
22,400	65,50	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
16,000	43,26	96.52	86.00	98.91	94.37	80.92	98.61
11,200	30,93	85.73	58.99	91.80	86.40	62.07	94.09
8,000	22,68	74.98	43.49	82.13	75.54	46.25	84.80
5,600	17,47	64.67	33.53	71.74	62.03	34.68	70.67
2,800	11,59	48.10	22.00	54.03	45.09	24.55	51.58
1,000	7,42	30.39	13.16	34.30	28.51	16.70	32.24
0,500	5,75	23.49	9.99	26.55	21.45	13.26	24.03
0,315	4,86	20.33	8.52	23.01	18.27	11.45	20.43
0,200	3,88	17.30	7.09	19.62	15.75	9.79	17.64
0,125	2,79	14.67	5.84	16.88	13.44	8.14	15.12
0,090	1,31	13.10	5.15	14.90	11.01	6.21	12.53
	Raíz del Error Cuadrático Medio (RMSE) [%]				2.44	4.50	2.43

Tabla B.8: Resultados de la simulación de las granulometrías de producto (An3)

		Mediciones			Simulaciones		
		[%] Acumulado pasante					
Tamaño [mm]	Alimentación	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro	Producto Total	Producto Borde	Producto Centro
31,500	96,32	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
22,400	65,50	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
16,000	43,26	97.19	86.74	99.53	94.36	80.88	98.61
11,200	30,93	87.91	59.85	94.20	86.40	61.99	94.08
8,000	22,68	76.31	46.24	83.04	75.52	46.15	84.77
5,600	17,47	65.45	35.23	72.21	61.99	34.59	70.62
2,800	11,59	49.19	23.27	54.99	45.03	24.47	51.50
1,000	7,42	31.90	14.35	35.83	28.44	16.65	32.15
0,500	5,75	25.03	11.05	28.16	21.39	13.22	23.96
0,315	4,86	21.88	9.47	24.66	18.23	11.41	20.38
0,200	3,88	18.81	7.89	21.26	15.72	9.76	17.59
0,125	2,79	16.09	6.47	18.24	13.41	8.11	15.08
0,090	1,31	14.46	5.67	16.43	10.99	6.19	12.50
	Raíz del Error Cuadrático Medio (RMSE) [%]				2.51	4.69	2.70

ANEXO C

CODIFICACION DEL MODELO DINAMICO HPGR

C.1 Programación del Subsistema HPGR

```
function [ RES ] = CapTrat_Pot_Xc( x )
%Submodelo 1 y 2: Capacidad de tratamiento (1) y Consumo de energía
%específica.

%Variables de entrada:
D = x(1);    %Diámetro de los rodillos: D en [m]
L = x(2);    %Largo de los rodillos: L en [m]
s0 = x(3);   %Gap operacional: s0 en [m]
U = x(4);    %Velocidad periférica de los rodillos: U en [m/s]
Rp = x(5);   %Presion de operación: Rp en [bar]
ros = x(6);  %Densidad del sólido seco: ros en [t/m3]
roa = x(7);  %Densidad aparente de la alimentación: roa en [t/m3]
roe = 0.85*ros; %Densidad aparente en zona de extrusión: roe en
[t/m3]

%Submodelo 1: Capacidad de tratamiento HPGR, Gs
Gs = 3600*roe*s0*L*U;    % Tonalaje tratado: Gs en [ton/hora]

%Otras variables a estimar:
F = 100*Rp*L*D/2;    %Fuerza de molienda: F en [kN]

%Angulo de compresión zona de capas de partículas: alfaIP en [°]
alfaIP = acos((1/(2*D))*((s0+D)+sqrt(((s0+D)^2)-
(4*s0*roe*D/roa))))*180/pi;

P = 2*F*U*sin((alfaIP/2)*(pi/180));    %Potencia: P en [kW]

%Submodelo 2: Consumo de energía específica HPGR (CEE), W
W = P/Gs;    %W en [kWh/ton]

%Tamaño crítico previo a zona de compresión de capas de partículas, Xc
Xc = (s0 + D*(1-cos(alfaIP*pi/180)))*1000;    %Tamaño crítico: Xc en
[mm]

[ RES ] = [ roe W Gs alfaIP P U L D Xc ];
end

function [ SAL ] = PRECHANCADO_HPGR( x )
%MECANISMO DE RUPTURA 1: PRECHANCADO (ZONA DE COMPRESION DE PARTICULAS
```

```

%INDIVIDUALES: SP)

%N° de tamaños de clases:
n = 13;

%Variables de entrada:
%Fracción en peso de alimentación discreta al HPGR: f(i)aHPGR en
%[ton(i)/tonT] (13 mallas)
faHPGR(1) = x(2); %fracción retenido discreto, tamaño 45.000 [mm]
faHPGR(2) = x(3); %fracción retenido discreto, tamaño 31.500 [mm]
faHPGR(3) = x(4); %fracción retenido discreto, tamaño 22.400 [mm]
faHPGR(4) = x(5); %fracción retenido discreto, tamaño 16.000 [mm]
faHPGR(5) = x(6); %fracción retenido discreto, tamaño 11.200 [mm]
faHPGR(6) = x(7); %fracción retenido discreto, tamaño 8.000 [mm]
faHPGR(7) = x(8); %fracción retenido discreto, tamaño 5.600 [mm]
faHPGR(8) = x(9); %fracción retenido discreto, tamaño 2.800 [mm]
faHPGR(9) = x(10); %fracción retenido discreto, tamaño 1.000 [mm]
faHPGR(10) = x(11); %fracción retenido discreto, tamaño 0.500 [mm]
faHPGR(11) = x(12); %fracción retenido discreto, tamaño 0.315 [mm]
faHPGR(12) = x(13); %fracción retenido discreto, tamaño 0.200 [mm]
faHPGR(13) = x(14); %fracción retenido discreto, tamaño 0.125 [mm]

%Tamaños de clases de partícula: X(i) en [mm] (13 mallas)
X(1) = x(15); %tamaño 45.000 [mm]
X(2) = x(16); %tamaño 31.500 [mm]
X(3) = x(17); %tamaño 22.400 [mm]
X(4) = x(18); %tamaño 16.000 [mm]
X(5) = x(19); %tamaño 11.200 [mm]
X(6) = x(20); %tamaño 8.000 [mm]
X(7) = x(21); %tamaño 5.600 [mm]
X(8) = x(22); %tamaño 2.800 [mm]
X(9) = x(23); %tamaño 1.000 [mm]
X(10) = x(24); %tamaño 0.500 [mm]
X(11) = x(25); %tamaño 0.315 [mm]
X(12) = x(26); %tamaño 0.200 [mm]
X(13) = x(27); %tamaño 0.125 [mm]

%Tamaño crítico de partícula, previo a zona de compresión de capas de
%partículas: Xc en [mm]
Xc = x(1);

%Algoritmo de Prechancado:
if X(1) > Xc,

    suma = 0;

for i=1:n,
    if X(i) >= Xc,
        fspHPGR(i) = faHPGR(i);
        fbpHPGR(i) = 0;
        suma = suma + faHPGR(i);
    SfspHPGR = suma;

```

```

        else
            fspHPGR(i) = 0;
            fbpHPGR(i) = faHPGR(i);
        end
    end
    suma

    for i=1:n,
        fspHPGR(i) = fspHPGR(i)/SfspHPGR;
        fbpHPGR(i) = fbpHPGR(i)/(1-SfspHPGR);
    end

    %INTRODUCCION DE LA FUNCION RUPTURA:
    %Matriz función ruptura
    %Parámetros del modelo ajustados para: Fabricante M1 y Litología
    Porfídica
    alfa1 = x(28);
    alfa2 = x(29);
    alfa3 = x(30);

    %Función de la distribución de fractura primaria B(i)
    %B(i): fracción en peso retenida acumulada
    for i=1:n,
        B(i) = alfa1*((X(i)/X(2))^alfa2)+(1-alfa1)*((X(i)/X(2))^alfa3);
    end

    %Matriz bij: fracción en peso de tamaño j que por fractura pasa a
    tamaño i
    for j=1:n,
        suma = 0;
        for i=1:n-1,

            if i>j,
                b(i,j)=B(i-j+1)-B(i-j+2);
                suma = suma + b(i,j);

            else i<=j,
                b(i,j)=0;
            end
        end
        suma

        for i=n,
            b(i,j)=1-suma;
        end
    end

    for i=n,
        for j=n,
            b(i,j) = 0;
        end
    end
end

```

```

%Multiplicación bij con fspHPGR(i):
for i=1:n,

suma = 0;
for l=1:n,
    suma = suma + (b(i,l)*fspHPGR(l));
    PspHPGR(i) = suma;
end
suma
end

%Alimentación a zona de compresión multicapa (BP): f(i)ipHPGR en
%[ton(i)/tonT] (o bien: f(i)spHPGR, como descarga de zona de compresión
de partículas individuales (SP))
for i=1:n,
    fipHPGR(i) = (SfspHPGR*PspHPGR(i)+(1-SfspHPGR)*fbpHPGR(i));
end

else
    fipHPGR = faHPGR;
end

[ SAL ] = [fipHPGR];
end

function [ RESPUESTA ] = CHANCADO_HPGR( x )
%MECANISMO DE RUPTURA 2 Y 3: CHANCADO POR EFECTO DE BORDE Y CHANCADO
POR COMPRESION DE CAPAS DE PARTICULAS

NB = 31;    %N° de bloques del perfil de presión entre rodillos
n = 13;    %N° de tamaños de clases

%Variables de entrada:
Gs = x(1);    %Capacidad de tratamiento: Gs en [ton/hora]
alfaIP = x(2);    %Angulo de zona de compresión de capas de partículas:
en [°]
P = x(3);    %Potencia consumida por los rodillos: P en [kW]
U = x(4);    %Velocidad periférica de los rodillos: U en [m/s]
L = x(5);    %Largo de los rodillos: Lrod en [m]
D = x(6);    %Diametro de los rodillos: Drod en [m]

%Altura zona de compresión de capas de partículas, Z
Z = (D/2)*sin(alfaIP*pi/180);    %Z en [m]

%Masa contenida en cada bloque k (Hold-up), Hk
Hk = (1/NB)*Gs*Z/(3600*U);    %Hk en [ton]

%Introducción de factor geométrico, yk:
for k = 1:NB,

    y(k) = (L/(2*NB))*((2*k)-NB-1);    %Punto medio de cada bloque k

```

```

        NUM(k) = ((L^2)-(4*(y(k)^2)));    %Numerador expresión de potencia
por bloque k

end

SNUM = sum(NUM);

%Potencia por bloque: Ppb(k)
for k = 1:NB,

    Ppb(k) = P*((NUM(k))/SNUM);    %Ppb en [kW]

end

%INTRODUCCION DE LA FUNCION SELECCION:
%Función selección (HERBST AND FUERSTENAU) para determinar la velocidad
%específica de fractura por tamaño de mineral

%Parámetros del modelo: fabricante M1 y litología Porfídica.
S1E = x(36);
Z1 = x(37);
Z2 = x(38);

%Variables de entrada:
%Tamaños de clases: X(i) en [mm]
X(1) = x(20);    %tamaño 45.000 [mm]
X(2) = x(21);    %tamaño 31.500 [mm]
X(3) = x(22);    %tamaño 22.400 [mm]
X(4) = x(23);    %tamaño 16.000 [mm]
X(5) = x(24);    %tamaño 11.200 [mm]
X(6) = x(25);    %tamaño 8.000 [mm]
X(7) = x(26);    %tamaño 5.600 [mm]
X(8) = x(27);    %tamaño 2.800 [mm]
X(9) = x(28);    %tamaño 1.000 [mm]
X(10) = x(29);    %tamaño 0.500 [mm]
X(11) = x(30);    %tamaño 0.315 [mm]
X(12) = x(31);    %tamaño 0.200 [mm]
X(13) = x(32);    %tamaño 0.125 [mm]

%Determinación de los tamaños medios geométricos, X
for i=1:n-1,
    X(i)=sqrt(X(i)*X(i+1));
end
for i=n,
    X(i)=X(i)/2;
end

for i=1:n,
    %Sea A = log (SiE/S1E)
    A(i) = (Z1*log(X(i)/X(1)))+(Z2*log(X(i)/X(1))^2);

```



```

%Velocidad específica de fractura por tamaño, SiE

SiE(i) = exp(A(i))*S1E;    %SiE en [ton/kWh]
end

%velocidad específica de fractura para cada tamaño en cada bloque:
S(i,k)
for i = 1:n,
    for k = 1:NB,

        S(i,k) = (Ppb(k)/Hk)*SiE(i)/3600;    %S(i,k) en [1/s]

    end
end

%INTRODUCCION DE LA FUNCION RUPTURA:
%Matriz Función Ruptura
%Parámetros del modelo ajustados para: Fabricante M1 y Litología
Porfídica
alfa1 = x(33);
alfa2 = x(34);
alfa3 = x(35);

%Variables de entrada:
%Función de la distribución de fractura primaria B(i)
%B(i): fracción en peso retenida acumulada
for i=1:n,
    B(i) = alfa1*((X(i)/X(2))^alfa2)+(1-alfa1)*((X(i)/X(2))^alfa3);
end
%Matriz bij: fracción en peso de tamaño j que por fractura pasa a
tamaño i
for j=1:n,
    suma = 0;
    for i=1:n-1,

        if i>j,
            b(i,j)=B(i-j+1)-B(i-j+2);
            suma = suma + b(i,j);

        else i<=j,
            b(i,j)=0;
        end
    end
    suma

    for i=n,
        b(i,j)=1-suma;
    end
end

for i=n,

```

```

        for j=n,
            b(i,j) = 0;
        end
    end

%Variables de entrada para modelar la Matriz de REID:
%Introducción de la alimentación a zona BP: f(i)ipHPGR (13 mallas)
fipHPGR(1) = x(7);    %fracción retenido discreto, tamaño 45.000 [mm]
fipHPGR(2) = x(8);    %fracción retenido discreto, tamaño 31.500 [mm]
fipHPGR(3) = x(9);    %fracción retenido discreto, tamaño 22.400 [mm]
fipHPGR(4) = x(10);   %fracción retenido discreto, tamaño 16.000 [mm]
fipHPGR(5) = x(11);   %fracción retenido discreto, tamaño 11.200 [mm]
fipHPGR(6) = x(12);   %fracción retenido discreto, tamaño 8.000 [mm]
fipHPGR(7) = x(13);   %fracción retenido discreto, tamaño 5.600 [mm]
fipHPGR(8) = x(14);   %fracción retenido discreto, tamaño 2.800 [mm]
fipHPGR(9) = x(15);   %fracción retenido discreto, tamaño 1.000 [mm]
fipHPGR(10) = x(16);  %fracción retenido discreto, tamaño 0.500 [mm]
fipHPGR(11) = x(17);  %fracción retenido discreto, tamaño 0.315 [mm]
fipHPGR(12) = x(18);  %fracción retenido discreto, tamaño 0.200 [mm]
fipHPGR(13) = x(19);  %fracción retenido discreto, tamaño 0.125 [mm]

%Valores de partida
A(1,1) = fipHPGR(1);

%MATRIZ DE REID
for i=1:n,
    for j=1:n,

        if i<j,
            A(i,j) = 0;

        else if i>j,

            suma = 0;
            for l=j:i-1,
                suma = suma + b(i,l)*SiE(l)*A(l,j)/(SiE(i)-SiE(j));
            end
            suma
            A(i,j) = suma;

        else i=j,

            suma = 0;
            for l=1:i-1,
                suma = suma + A(i,l);
            end
            suma
            A(i,j) = fipHPGR(i) - suma;

        end
    end
end
end
end

```

```

%Distribución del tamaño de partícula en zona BP,
for k = 1:NB,
for i = 1:n-1,

    suma = 0;
    for j = 1:i,

        suma = suma + A(i,j)*exp(-1*S(j,k)*Z/U);
        p(i,k) = suma;

    end
    suma

end

for i = n,

    p(i,k) = 1 - sum(p(1:n-1,k));

end
end

%Distribucion de tamaño de partícula total HPGR: f(i)ptHPGR en
[ton(i)/tonT]
for i = 1:n,

    suma = 0;
    for k = 1:NB,

        suma = suma + p(i,k);
        fptHPGR(i) = suma/NB;

    end
    suma

end

%Distribución de tamaño de partícula bordes del HPGR: f(i)peHPGR en
%[ton(i)/tonT]
a = x(39); %Parámetro fracción en peso que circula en los bordes
E = 0.5*a*NB; %N° de bloques, E, correspondiente a los bordes
for i=1:n,

    suma = 0;
    for k = 1:round(E),

        suma = suma + p(i,k);

    end
    suma

```

```

fpeHPGR(i) = (suma + (E - round(E))*p(i,round(E)+1))/E;

end

%Distribución de tamaño de partícula centro del HPGR: f(i)pCHPGR en
%[ton(i)/tonT]
for i = 1:n,

    fpcHPGR(i) = (fptHPGR(i) - a*fpeHPGR(i))/(1-a);

end

%Distribución de tamaño de productos en forma acumulada pasante
for i = 1,

    fptHPGRu(i) = 1;
    fpeHPGRu(i) = 1;
    fpcHPGRu(i) = 1;

end
for i = 2:n,

    fptHPGRu(i) = fptHPGRu(i-1) - fptHPGR(i-1);
    fpeHPGRu(i) = fpeHPGRu(i-1) - fpeHPGR(i-1);
    fpcHPGRu(i) = fpcHPGRu(i-1) - fpcHPGR(i-1);

end

fptHPGRu(1:n) = fptHPGRu(1:n)*100;
fpeHPGRu(1:n) = fpeHPGRu(1:n)*100;
fpcHPGRu(1:n) = fpcHPGRu(1:n)*100;

[ RESPUESTA ] = [ fptHPGRu(1:n) fpeHPGRu(1:n) fpcHPGRu(1:n) ];

End

function [ Granulometria ] = Porcentaje_Producto( x )
%Granulometría de producto del HPGR (Total, Centro y Borde) para
%interpolación del parámetro de calidad de molienda P80.

n = 13,    %N° de tamaños de clases

%Variables de entrada:
%Porcentaje en peso pasante acumulado de producto total, borde o centro
%HPGR: fpHPGRu en [% peso]

fpHPGRu(1) = x(1);    %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 45.000 [mm]
fpHPGRu(2) = x(2);    %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 31.500 [mm]
fpHPGRu(3) = x(3);    %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 22.400 [mm]

```

```

fpHPGRu(4) = x(4); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 16.000 [mm]
fpHPGRu(5) = x(5); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 11.200 [mm]
fpHPGRu(6) = x(6); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 8.000 [mm]
fpHPGRu(7) = x(7); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 5.600 [mm]
fpHPGRu(8) = x(8); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 2.800 [mm]
fpHPGRu(9) = x(9); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 1.000 [mm]
fpHPGRu(10) = x(10); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 0.500 [mm]
fpHPGRu(11) = x(11); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 0.315 [mm]
fpHPGRu(12) = x(12); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 0.200 [mm]
fpHPGRu(13) = x(13); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 0.125 [mm]

for i = 1:n;

    if fpHPGRu(i) < 100;

        fpHPGRu(i) = fpHPGRu(i);

    else fpHPGRu(i) >= 100;

        fpHPGRu(i) = (fpHPGRu(i)*0) + (i/10000);
    end

end

[ Granulometria ] = [ fpHPGRu ]

end

function [ REDUCCION ] = P80( x )
%Parámetro P80: Interpretado como el tamaño de partícula bajo el cual
se
%encuentra el 80% en masa del total de material chancado
%(Tamaño del 80% pasante en el producto HPGR)

%Variables de entrada:
%Porcentaje en peso pasante acumulado de producto total, borde o centro
%HPGR: fpHPGRu en [% peso]

fpHPGRu(1) = x(1); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 45.000 [mm]
fpHPGRu(2) = x(2); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 31.500 [mm]
fpHPGRu(3) = x(3); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 22.400 [mm]
fpHPGRu(4) = x(4); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 16.000 [mm]
fpHPGRu(5) = x(5); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 11.200 [mm]
fpHPGRu(6) = x(6); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 8.000 [mm]
fpHPGRu(7) = x(7); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 5.600 [mm]
fpHPGRu(8) = x(8); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 2.800 [mm]
fpHPGRu(9) = x(9); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 1.000 [mm]
fpHPGRu(10) = x(10); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 0.500 [mm]
fpHPGRu(11) = x(11); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 0.315 [mm]
fpHPGRu(12) = x(12); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 0.200 [mm]
fpHPGRu(13) = x(13); %Porcentaje acumulado pasante, tamaño 0.125 [mm]

```

```

%Tamaños de clases: X(i) en [mm]
X(1) = x(14);    %tamaño 45.000 [mm]
X(2) = x(15);    %tamaño 31.500 [mm]
X(3) = x(16);    %tamaño 22.400 [mm]
X(4) = x(17);    %tamaño 16.000 [mm]
X(5) = x(18);    %tamaño 11.200 [mm]
X(6) = x(19);    %tamaño 8.000 [mm]
X(7) = x(20);    %tamaño 5.600 [mm]
X(8) = x(21);    %tamaño 2.800 [mm]
X(9) = x(22);    %tamaño 1.000 [mm]
X(10) = x(23);   %tamaño 0.500 [mm]
X(11) = x(24);   %tamaño 0.315 [mm]
X(12) = x(25);   %tamaño 0.200 [mm]
X(13) = x(26);   %tamaño 0.125 [mm]

```

```

%Porcentaje acumulado pasante: 80% en peso
fpHPGRui = 80;

```

```

%Interpolación del parámetro P80
X80 = interp1(fpHPGRu,X,fpHPGRui);
P80 = X80;

```

```

[ REDUCCION ] = [ P80 ];

```

```

End

```

C.2 Programación del Subsistema Harnero

```

function [ Bajotamano ] = Harnero_Bajotamano( x )
%Modelo de Harnero vibratorio propuesto por KARRA, adaptado por A.
Casali.

```

```

%N° de tamaños de clases:
n = 13;

```

```

%Variables de entrada:
%Granulometría de alimentación discreta al Harnero: f(i)aH en [%]
faH(1) = x(1);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
45.000 (mm)
faH(2) = x(2);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
31.500 (mm)
faH(3) = x(3);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
22.400 (mm)
faH(4) = x(4);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
16.000 (mm)
faH(5) = x(5);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
11.200 (mm)

```

```

faH(6) = x(6);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
8.000 (mm)
faH(7) = x(7);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
5.600 (mm)
faH(8) = x(8);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
2.800 (mm)
faH(9) = x(9);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
1.000 (mm)
faH(10) = x(10);  %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
0.500 (mm)
faH(11) = x(11);  %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
0.315 (mm)
faH(12) = x(12);  %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
0.200 (mm)
faH(13) = x(13);  %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
0.125 (mm)

%Tamaños de clases: X(i) en [mm] (13 mallas)
X(1) = x(15);     %tamaño 45.000 [mm]
X(2) = x(16);     %tamaño 31.500 [mm]
X(3) = x(17);     %tamaño 22.400 [mm]
X(4) = x(18);     %tamaño 16.000 [mm]
X(5) = x(19);     %tamaño 11.200 [mm]
X(6) = x(20);     %tamaño 8.000 [mm]
X(7) = x(21);     %tamaño 5.600 [mm]
X(8) = x(22);     %tamaño 2.800 [mm]
X(9) = x(23);     %tamaño 1.000 [mm]
X(10) = x(24);    %tamaño 0.500 [mm]
X(11) = x(25);    %tamaño 0.315 [mm]
X(12) = x(26);    %tamaño 0.200 [mm]
X(13) = x(27);    %tamaño 0.125 [mm]

%Tamaño de la Abertura del Harnero:
Xa = x(14);      % [mm]

%Algoritmo de Harnero: Suma acumulada de fracciones en peso de tamaño
menor o igual al tamaño de la abertura
if X(1) > Xa,

    suma = 0;

for i = 1:n,
    if X(i) <= Xa,

        faHu(i) = faH(i);
        suma = suma + faH(i);
        SfaHu = suma;

    else

        faHu(i) = 0;

    end
end

```

```

end
suma

else
    faHu = faH;
end

[ Bajotamano ] = [ SfaHu ];
End

function [ Clasificacion ] = Harnero_eficiencia( x )
%Continuación del Modelo de Harnero vibratorio
%N° de tamaños de clases:
n = 13;

%Variables de entrada:
%Flujo de alimentación de mineral al Harnero:
FaH = x(1);    % FaH en [ton/hora]

%Granulometría de alimentación discreta al Harnero: f(i)aH en [%]
faH(1) = x(2);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
45.000 (mm)
faH(2) = x(3);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
31.500 (mm)
faH(3) = x(4);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
22.400 (mm)
faH(4) = x(5);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
16.000 (mm)
faH(5) = x(6);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
11.200 (mm)
faH(6) = x(7);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
8.000 (mm)
faH(7) = x(8);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
5.600 (mm)
faH(8) = x(9);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
2.800 (mm)
faH(9) = x(10);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
1.000 (mm)
faH(10) = x(11);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
0.500 (mm)
faH(11) = x(12);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
0.315 (mm)
faH(12) = x(13);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
0.200 (mm)
faH(13) = x(14);    %porcentaje en peso retenido discreto, tamaño
0.125 (mm)

%Porcentaje en peso acumulado de alimentacion Bajotamaño la abertura
del
%Harnero (US):
SfaHu = x(15);    %en [%]

```



```

%Tamaños de clases: X(i) en [mm] (13 mallas)
X(1) = x(16);    %tamaño 45.000 [mm]
X(2) = x(17);    %tamaño 31.500 [mm]
X(3) = x(18);    %tamaño 22.400 [mm]
X(4) = x(19);    %tamaño 16.000 [mm]
X(5) = x(20);    %tamaño 11.200 [mm]
X(6) = x(21);    %tamaño 8.000 [mm]
X(7) = x(22);    %tamaño 5.600 [mm]
X(8) = x(23);    %tamaño 2.800 [mm]
X(9) = x(24);    %tamaño 1.000 [mm]
X(10) = x(25);   %tamaño 0.500 [mm]
X(11) = x(26);   %tamaño 0.315 [mm]
X(12) = x(27);   %tamaño 0.200 [mm]
X(13) = x(28);   %tamaño 0.125 [mm]

%Parámetros del Harnero (Valores utilizados por Casali en su adaptación
del modelo de Karra):
k1 = x(29);
k2 = x(30);
k3 = x(31);

%Tamaño bajo el cual se encuentra el 50% de la alimentación al harnero:
d50 = ((FaH*SfaHu)/(100*1.6*k3))^(0.148);    %d50 en [mm]

%Eficiencia del harnero expresada en función del mineral de tamaño que
no cumple con la especificación (menor o igual al tamaño de abertura)
for i=1:n,

    E(i) = 1 - exp(k1*((X(i)/d50)^k2));

end

%Flujo de alimentación por tamaños: FlaH(i) en [ton(i)/hora]
for i=1:n,

    FlaH(i) = FaH*faH(i)/100;

end

%Flujo de rechazo por tamaños (OS: sobretamaño): FrH(i) en
[ton(i)/hora]
for i=1:n,

    FrH(i) = E(i)*FlaH(i);

end

%Flujo de descarga por tamaños (US: bajotamaño): FdH(i) en
[ton(i)/hora]
for i=1:n,

```

```

    FdH(i) = FlaH(i) - FrH(i);

end

[ Clasificacion ] = [ FrH FdH ];

end

function [ Tamano ] = Diametro_50( x )
%Tamaño d50, bajo el cual se encuentra el 50% de la alimentación

%Variables de entrada:
FaH = x(1);    %Flujo de Alimentación al Harnero: FaH en [ton/hora]
SfaHu = x(2);  %Suma de porcentajes en peso de bajotamaño la apertura:
[%]
k3 = x(3);     %Parámetro de Harnero (Modelo de Karra Adaptado por
Casali)

%Calculo de d50 en [mm]:
d50 = ((FaH*SfaHu)/(100*1.6*k3))^(0.148);

[ Tamano ] = [ d50 ];

end

```

C.3 Programación del Subsistema Tolva Alimentación

```

function [ TA ] = Tolva_Alimentacion( x )
%TA: Tolva de Alimentación, en donde confluyen el flujo de alimentación
de mineral desde chancado secundario, y el flujo de mineral rechazado
por el Harnero (OS: sobretamaño).

%N° de tamaños de clases:
n = 13;

%Variables de entrada:
%Flujo de alimentación de mineral por tamaños, desde chancado
secundario:
%Fa(i) en [ton(i)/hora]
Fa(1) = x(1);    %tamaño 45.000 [mm]
Fa(2) = x(2);    %tamaño 31.500 [mm]
Fa(3) = x(3);    %tamaño 22.400 [mm]
Fa(4) = x(4);    %tamaño 16.000 [mm]
Fa(5) = x(5);    %tamaño 11.200 [mm]
Fa(6) = x(6);    %tamaño 8.000 [mm]
Fa(7) = x(7);    %tamaño 5.600 [mm]
Fa(8) = x(8);    %tamaño 2.800 [mm]
Fa(9) = x(9);    %tamaño 1.000 [mm]
Fa(10) = x(10);  %tamaño 0.500 [mm]

```

```

Fa(11) = x(11);    %tamaño 0.315 [mm]
Fa(12) = x(12);    %tamaño 0.200 [mm]
Fa(13) = x(13);    %tamaño 0.125 [mm]

%Flujo de alimentación de mineral por tamaños, rechazado por el Harnero
%(OS: sobretamaño): FrH(i) en [ton(i)/hora]
FrH(1) = x(14);    %tamaño 45.000 [mm]
FrH(2) = x(15);    %tamaño 31.500 [mm]
FrH(3) = x(16);    %tamaño 22.400 [mm]
FrH(4) = x(17);    %tamaño 16.000 [mm]
FrH(5) = x(18);    %tamaño 11.200 [mm]
FrH(6) = x(19);    %tamaño 8.000 [mm]
FrH(7) = x(20);    %tamaño 5.600 [mm]
FrH(8) = x(21);    %tamaño 2.800 [mm]
FrH(9) = x(22);    %tamaño 1.000 [mm]
FrH(10) = x(23);   %tamaño 0.500 [mm]
FrH(11) = x(24);   %tamaño 0.315 [mm]
FrH(12) = x(25);   %tamaño 0.200 [mm]
FrH(13) = x(26);   %tamaño 0.125 [mm]

%Cálculo del Flujo de alimentación de mineral hacia HPGR por tamaños:
%FaHPGR(i) en [ton(i)/hora]
for i = 1:n

    FaHPGR(i) = Fa(i) + FrH(i)

end

[ TA ] = [ FaHPGR ];

end

```