



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

ANÁLISIS COMPARATIVO DE MODELOS FENOMENOLÓGICOS DE HPGR
MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

CAMILA ANTONIETA PIZARRO ARIAS

PROFESOR GUÍA:
MAGIN TORRES RUBILAR

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
ALDO CASALI BACELLI
WILLY KRACHT GAJARDO

SANTIAGO DE CHILE
ABRIL 2015

Resumen

La tecnología de molienda con rodillos a alta presión (*HPGR: High Pressure Grinding Rolls*) surge como una alternativa atractiva en las operaciones de conminución, debido al uso eficiente de la energía en el mecanismo de ruptura. En la actualidad existen modelos para la simulación de la operación del HPGR lo suficientemente desarrollados para predecir la distribución de tamaños del producto, la capacidad de tratamiento y el consumo de energía.

El objetivo de esta memoria es evaluar las fortalezas y debilidades de dos (2) modelos fenomenológicos para este equipo, el desarrollado por Morrell (1998) y el desarrollado por Torres y Casali (2009). Estos modelos se han implementado en diversos software de simulación de procesamiento de minerales, tales como JkSimMet y MolyCop Tools respectivamente.

Para lograr lo anterior se utilizará al software Microsoft Excel. Al programar ambos modelos bajo la misma plataforma de ejecución se procede a realizar el ajuste de los parámetros y a validar la capacidad de predicción de cada uno. En el desarrollo de este trabajo se utiliza una base de datos construida con pruebas piloto, escala de laboratorio e industrial, que fueron recopiladas de revistas científicas y tesis.

Al trabajar con los datos obtenidos, se realiza una validación cruzada, con el fin de lograr una buena comparación entre los modelos, en donde un 68% del total del set de datos se utiliza para realizar el ajuste de los modelos y el 32% para calcular la capacidad predictiva de los mismos.

Para el modelo de Morrell es posible afirmar que presenta una buena capacidad de ajuste y de predicción para la granulometría del producto obtenido en el borde de los rodillos, esto debido al supuesto que utiliza en la formulación del modelo de granulometría, en que asume que la ruptura es como la de un chancador. A diferencia del modelo de Torres y Casali, en que se modela como una serie de molinos de bolas que trabajan a distintas potencias.

En el caso del modelo de Torres y Casali se destaca los bajos errores, tanto de ajuste como de validación, en la estimación del consumo específico de energía, presentando errores menores a un 7%. La principal razón de esta diferencia es que el modelo mencionado incorpora la presión en el cálculo de la potencia, en cambio el modelo formulado por Morrell no la considera en sus cálculos, siendo necesario utilizar el torque del motor del equipo.

En resumen, ambos modelos presentan ventajas por sobre el otro, por lo que se debe tener claro el para qué se necesita la simulación. De esta manera, se podrá seleccionar un adecuado modelo a utilizar. En conclusión, considerando el punto de vista energético, conviene utilizar el modelo de Torres y Casali, dado que predice de mejor manera el CEE y con una buena estimación de la granulometría del producto total. Si se le quiere dar prioridad a la distribución de los tamaños de los productos del equipo, es conveniente considerar el modelo de Morrell, debido a que ajusta y predice con un bajo error la granulometría del producto global, y con mayor precisión la del producto de los bordes de los rodillos.

Se espera que con este trabajo sea posible entregar una herramienta de evaluación para posteriores mejoras en los diferentes simuladores, y de esta manera continuar optimizando e impulsando el uso del equipo HPGR.

Agradecimientos

Agradecer al apoyo incondicional de mis padres, Rosa Arias y Pedro Pizarro, que son unos de los principales gestores de este logro, me entregaron su infinito amor, el sentido de la responsabilidad y su apoyo incondicional. Sin ellos no sería lo que soy, y gran parte de este logro es mérito de ellos.

A mi hermana y mejor amiga, Estefanía Pizarro, por aguantarme en los momentos difíciles, que no fueron pocos, por su disposición a ayudarme y su preocupación constante por mi persona. No sé qué sería sin ti querida hermana. Gracias por la paciencia.

A mis tatas Sixto Arias y Rosa Valenzuela, que siempre estuvieron presentes, en los buenos y en los malos momentos. Siempre con una palabra de aliento y con su cariño inmenso. A mi abuelita que ya no está en este mundo, Ema Bustamante, que donde sea que se encuentre estaría orgullosa.

A mis amigos de la vida, esos que son mis hermanos, Daniela Herrera, Diego Sepúlveda y Sebastián Muñoz, por su apoyo, por las palabras de aliento, por el ánimo entregado, y por los buenos momentos vividos.

A mi querido profesor de matemáticas la enseñanza media, Jorge Díaz, sin el cual nunca hubiera incursionado en el mundo de la ingeniería y no le hubiera tomado el gusto a la matemática y a la física. También agradecer a todos los profesores con los cuales tuve clases, y los cuales creyeron en mis capacidades.

Al Departamento de Ingeniería de Minas, el cual me brindó los momentos que más atesoro durante mi paso por la universidad, los más difíciles también. Quiero dar un agradecimiento en especial, a Juanita Vergara, cuyo trato y disposición fueron siempre los mejores, le deseo lo mejor.

A mi profesor guía Magin Torres, porque a pesar del poco tiempo con el que contaba, de alguna manera se las arreglaba para poder trabajar en esta memoria.

Finalmente agradecer a todas las personas con las que alguna vez me crucé en este camino, y significaron algo en este periodo, a los amigos, los conocidos, los amores y los desamores. En especial a mis compañeros de carrera, por la buena onda entregada siempre, el respeto y lo compartido durante estos años.

“Gracias Totales”

Tabla de Contenidos

1. Introducción	2
1.1. Motivación del trabajo.....	2
1.2. Alcances.....	3
1.3. Objetivos del Trabajo	3
1.3.1. <i>Objetivo General</i>	3
1.3.2. <i>Objetivos Específicos</i>	3
2. Revisión Bibliográfica.....	4
2.1. Introducción	4
2.2. Funcionamiento del Equipo	5
2.3. Modelos y Simuladores.....	7
2.4. Descripción de los Modelos para HPGR.....	8
2.4.1. <i>Modelo de Morrell / Daniel</i>	8
2.4.1.1. Predicción del Rendimiento	8
2.4.1.2. Predicción del Consumo de Potencia	10
2.4.1.3. Reducción de Tamaño	11
2.4.2. <i>Modelo de Schneider/ Austin</i>	14
2.4.2.1. Modelo Austin/ Weller/ Lim (1993).....	14
2.4.2.2. La incorporación de la presión de molienda específica en el modelo de Austin	16
2.4.3. <i>Modelo de Torres / Casali</i>	17
2.4.3.1. Modelo de Rendimiento (capacidad de tratamiento).....	18
2.4.3.2. Modelo de Potencia	19
2.4.3.3. Modelo de Granulometría	19
2.5. Resumen de parámetros de los modelos	23
2.6. Índices Estadísticos	25
2.6.1. <i>Raíz del error cuadrático medio (RMSE)</i>	25
2.6.2. <i>Prueba de Kolmogorov-Smirnov</i>	25
3. Metodología	27
3.1. Construcción de Base de datos.....	27
3.2. Programación de los modelos.....	27
3.3. Cálculo de la Bondad de Ajuste de los modelos	27
3.4. Cálculo de la Capacidad Predictiva de los modelos.....	27

4.	Consideraciones Previas	28
4.1.	Relación entre función ruptura de Austin y Luckie y modelo t10.....	28
5.	Base de Datos	29
6.	Resultado de Ajustes	32
6.1.	Ajuste Modelo de Morrell	32
6.2.	Errores de Ajuste Modelo de Morrell	35
6.3.	Ajuste Modelo de Torres y Casali.....	44
6.4.	Errores de Ajustes Modelo de Torres y Casali.....	45
7.	Resultado Validación	56
7.1.	Validación Modelo Morrell	56
7.2.	Validación Modelo de Torres y Casali	63
8.	Análisis de Resultados Obtenidos.....	70
8.1.	Modelo de Morrell.....	70
8.2.	Modelo de Torres y Casali.....	71
9.	Conclusiones	74
10.	Referencias.....	76
	Anexo A: Ajustes Modelo de Morrell.....	78
	Anexo B: Ajustes Modelo de Torres y Casali	113
	Anexo C: Validación de Modelo de Morrell	148
	Anexo D: Validación de Modelo de Torres y Casali	165
	Anexo E: Tamaños de los productos del ajuste del modelo de Morrell	182
	Anexo F: Tamaños de los productos del ajuste del modelo de Torres y Casali	186
	Anexo G: Tamaños productos de validación del modelo de Morrell	190
	Anexo H: Tamaños de los productos de validación del modelo de Torres y Casali	194

Índice de Tablas

Tabla 1. Valores por defecto de los parámetros de ajuste del modelo de Morrell.....	14
Tabla 2. Resumen de variables y parámetros del modelo de Morrell.....	23
Tabla 3. Resumen de variables y parámetros del modelo de Schneider/Austin.....	24
Tabla 4. Resumen de variables y parámetros del modelo de Torres y Casali.....	24
Tabla 5. Valores típicos de operación para HPGR.....	28
Tabla 6. Base de Datos (Del 1 al 6).....	29
Tabla 7. Base de Datos (Del 7 al 12).....	30
Tabla 8. Base de Datos (Del 13 al 18).....	30
Tabla 9. Base de datos (Del 19 al 25).....	31
Tabla 10. Ajustes Modelo de Morrell y parámetros obtenidos para zona prechancado.....	32
Tabla 11. Ajuste Modelo de Morrell y parámetros obtenidos para zona de compresión.....	33
Tabla 12. Ajuste Modelo de Morrell y parámetros obtenidos para zona de Borde.....	33
Tabla 13. Promedio parámetros obtenidos luego de ajuste, en zona prechancado.....	34
Tabla 14. Promedio parámetros obtenidos luego de ajuste, en zona de compresión.....	34
Tabla 15. Promedio parámetros obtenidos luego de ajuste, en zona de Borde.....	34
Tabla 16. Tamaños de producto del Centro en ajuste Modelo de Morrell.....	35
Tabla 17. Tamaños de producto del Borde en ajuste Modelo de Morrell.....	36
Tabla 18. Tamaños de producto Total en ajuste Modelo de Morrell.....	37
Tabla 19. Errores de Ajuste para modelo granulometría Morrell, Error medio y K-S.....	39
Tabla 20. Promedio de Errores de modelo de granulometría, Error medio y K-S.....	39
Tabla 21. Consumo específico de energía (CEE) en ajuste Modelo de Morrell.....	42
Tabla 22. Error de Ajuste para modelo de capacidad y de CEE de Morrell, Error medio.....	43
Tabla 23. Promedio de errores de modelo de capacidad y CEE de Morrell, Error medio.....	43
Tabla 24. Ajuste Modelo de Torres y Casali y parámetros obtenidos.....	44
Tabla 25. Promedio parámetros obtenidos luego de ajuste.....	45
Tabla 26. Tamaños de producto del Centro en ajuste Modelo de Torres y Casali.....	46
Tabla 27. Tamaños de producto del Borde en ajuste Modelo de Torres y Casali.....	47
Tabla 28. Tamaños de producto Total en ajuste Modelo de Torres y Casali.....	48
Tabla 29. Errores de ajuste de modelo de granulometría de Torres y Casali.....	50
Tabla 30. Promedio Errores de Ajuste modelo de granulometría, Error medio y K-S.....	50
Tabla 31. Consumo específico de energía (CEE) en ajuste Modelo de Torres y Casali.....	53
Tabla 32. Errores de Ajuste modelo de capacidad y CEE de Torres y Casali, Error Medio.....	54
Tabla 33. Promedio error de ajuste modelo de capacidad y CEE, error medio.....	55
Tabla 34. Promedio general de Errores de Ajuste Modelo de Morrell y de Torres y Casali, Error medio y K-S granulometría.....	55
Tabla 35. Promedio general de Errores de Ajuste Modelo de Morrell y de Torres y Casali, Error medio Capacidad y CEE.....	55
Tabla 36. Tamaños de producto del Centro en validación Modelo de Morrell.....	56
Tabla 37. Tamaños de producto del Bordes en validación Modelo de Morrell.....	57
Tabla 38. Tamaños de producto Total en validación Modelo de Morrell.....	58
Tabla 39. Consumo específico de energía (CEE) en validación Modelo de Morrell.....	59
Tabla 40. Errores de Validación Modelo de Morrell.....	60
Tabla 41. Promedio de Errores de Validación Modelo de Morrell, según litología y equipo.....	60
Tabla 42. Tamaños de producto del Centro en validación Modelo de Torres y Casali.....	63
Tabla 43. Tamaños de producto del Bordes en validación Modelo de Torres y Casali.....	64

Tabla 44. Tamaños de producto Total en validación Modelo de Torres y Casali	65
Tabla 45. Consumo específico de energía (CEE) en validación Modelo de Torres y Casali	66
Tabla 46. Errores de Validación Modelo de Torres y Casali	67
Tabla 47. Promedio de Errores de Validación Modelo de Torres y Casali, según litología y equipo	67
Tabla 48. Promedio General de Errores de Validación de Modelo de Morrell y Torres y Casali	68
Tabla 49. Error de ajuste para modelo de CEE de Morrell, Error Medio. Tabla 50. Promedio de Error de ajuste de modelo de CEE de Morrell.	70
Tabla 51. Errores de Ajuste y Validación de Modelo de Morrell y de Torres y Casali.....	72
Tabla 52. Errores de Validación para ambos modelos, según litología y equipo.	73
Tabla 53. Fortalezas y Debilidad de los modelos	75

Índice de Ilustraciones

Ilustración 1. Representación de HPGR, incluyendo el sistema de amortiguamiento hidráulico (Napier-Munn et al, 1996).....	5
Ilustración 2. Principios de conminución: Conminución de alta presión y proceso de rotura entre rodillos.	6
Ilustración 3. Conminución por presión entre partículas: contactos de puntos múltiples por partículas sobre otra partícula.	7
Ilustración 4. Factor de corrección del Rendimiento. Q_m : Rendimiento medido, Q_c Rendimiento calculado, c : Factor de corrección, U Velocidad periférica, X_g gap adimensional, D diámetro de rodillos.....	9
Ilustración 5. Relación entre el Coeficiente de potencia (K_p) y la Energía específica para minerales diamantíferos tratados a través de equipos de escala laboratorio (Donde K_p =Potencia Observada/ Potencia Pistón)	11
Ilustración 6. Esquema del modelo de Morrell/Tondo para granulometría de molienda HPGR (Daniel and Morrell, 2004)	12
Ilustración 7. Representación simbólica del modelo de chancado de Whiten.	12
Ilustración 8. Razón de gap-diámetro como una función de la presión de molienda específica, en una distribución de tamaño de alimentación constante.....	15
Ilustración 9. Esquema conceptual de un HPGR (Torres, 2009)	18
Ilustración 10. Se considera el HPGR como una serie de dos etapas de reducción. La diferencia entre estas es el mecanismo de quiebre.....	20
Ilustración 11. Discretización del rodillo, distribución de presión parabólica y las distribuciones de tamaño de producto del borde y del centro.	21
Ilustración 12. Tamaño (P80) del producto del Centro de los Rodillos (Calculado vs Experimental) para Modelo de Morrell	36
Ilustración 13. Tamaño (P80) del producto del Borde de los Rodillos (Calculado vs Experimental) para Modelo de Morrell	37
Ilustración 14. Tamaño (P80) del producto del Total del HPGR (Calculado vs Experimental) para Modelo de Morrell	38
Ilustración 15. Curvas granulométricas del peor ajuste del modelo de Morrell.	40
Ilustración 16. Curvas granulométricas del mejor ajuste del modelo de Morrell	41
Ilustración 17. Ajuste Modelo de consumo específico de energía de Morrell (calculados vs experimental).....	42
Ilustración 18. Tamaño (P80) del producto del Centro de los Rodillos (Calculado vs Experimental) para Modelo de Torres y Casali	46
Ilustración 19. Tamaño (P80) del producto del Borde de los Rodillos (Calculado vs Experimental) para Modelo de Torres y Casali	47
Ilustración 20. Tamaño (P80) del producto Total del HPGR (Calculado vs Experimental) para Modelo de Torres y Casali	49
Ilustración 21. Curvas granulométricas del peor ajuste del modelo de Torres y Casali.	51
Ilustración 22. Curvas granulométricas del mejor ajuste del modelo de Torres y Casali.	52
Ilustración 23. Ajuste Modelo de consumo específico de energía de Torres y Casali (calculados vs experimental).....	54
Ilustración 24. Validación Modelo de granulometría de Morrell para el centro (P80 calculados vs P80 experimental)	56

Ilustración 25. Validación Modelo de granulometría de Morrell para el borde (P80 calculados vs P80 experimental)	57
Ilustración 26. Validación Modelo de granulometría de Morrell para el producto total del HPGR (P80 calculados vs P80 experimental)	58
Ilustración 27. Validación Modelo de consumo específico de energía de Morrell (calculados vs experimental).....	59
Ilustración 28. Curvas granulométricas del peor resultado de validación del modelo de Morrell.....	61
Ilustración 29. Curvas granulométricas de la mejor validación del modelo de Morrell.	62
Ilustración 30. Validación Modelo de granulometría de Torres y Casali para el centro (P80 calculados vs P80 experimental).....	63
Ilustración 31. Validación Modelo de granulometría de Torres y Casali para el borde (P80 calculados vs P80 experimental).....	64
Ilustración 32. Validación Modelo de granulometría de Torres y Casali para el producto total del HPGR (P80 calculados vs P80 experimental).....	65
Ilustración 33. Validación Modelo de consumo específico de energía de Torres y Casali (calculados vs experimental).....	66
Ilustración 34. Curvas granulométricas de la peor validación del modelo de Torres y Casali.	68
Ilustración 35. Curvas granulométricas de la mejor validación obtenida del modelo de Torres y Casali.....	69

1. Introducción

El procesamiento de minerales es un componente principal de las operaciones mineras ya que, establece límites a la capacidad de producción. La importancia de una buena evaluación del mineral, del análisis de proceso, del modelamiento y diseño es reconocida como fundamental para el resultado del proyecto. El conocimiento que tenga cada una de las personas que participan en la explotación y procesamiento de minerales, de todas las etapas de la cadena productiva, contribuirá a la obtención de sinergias, conducentes al mejor aprovechamiento de los recursos minerales y a los resultados del negocio.

Dado que la etapa de conminución es un proceso que consume una gran cantidad de energía, se convierte en un desafío estudiar y desarrollar alternativas más eficientes en este sentido dado el complejo escenario energético que se vive actualmente. Para lograr una conminución eficiente de debe aplicar la energía de forma directa sobre las partículas, además de una reducción selectiva de los tamaños que se desean. Lo anterior se consigue incorporando equipos de clasificación o que optimicen el uso de la energía en los mecanismos de ruptura (Torres, 2009). Es por esto que el chancado con HPGR (High Pressure Grinding Rolls) surge como una alternativa a ser evaluada en los procesos de conminución. En este equipo el principal mecanismo de ruptura es inter-partícula, es decir, las partículas entre sí realizan fuerza de compresión directa entre ellas. Además, se generan micro-fisuras dentro de las partículas, lo que se asocia a una disminución del work index facilitando la siguiente etapa de conminución (Daniel, 2008), lo cual representa una mayor eficiencia en el proceso con esta tecnología.

Entre los años 1985 – 1986 se aplicó por primera vez la tecnología HPGR en la industria del cemento. Con el transcurso de los años se fueron desarrollando nuevos materiales para el revestimiento de los rodillos, lo cual permitió la incorporación de este chancados a la industria de los minerales de hierro.

1.1. Motivación del trabajo

En la actualidad los modelos disponibles están lo suficientemente maduros para estimar el rendimiento, el consumo de energía y granulometría de un HPGR. También estos los modelos han sido validados con conjuntos de múltiples minerales a escala de laboratorio e industrial. Esta evolución les da la la potencialidad de ser utilizados en estudios ya que están incluidos en la mayoría de los softwares de simulación de procesamiento de minerales. Por todo lo mencionado resulta importante conocer en detalle las fortalezas y debilidades de cada uno de estos.

En la actualidad existen tres (3) modelos vigentes y utilizados en los software de simulación de procesamiento de minerales más populares: Morrell 1998 (JKSimMet – JKtech), Schneider 2009 (MODSIM – Mineral Technology International, Inc.) y Torres & Casali 2009, (MolyCop Tools V3.0 – MolyCop Group). Dos de estos modelos serán los que se analizarán y compararán en este trabajo.

1.2. Alcances

Para el desarrollo de esta investigación no se realizarán pruebas de laboratorio ni industriales. El presente trabajo se desarrollará con una base de datos que se construirá con información publicada en revistas, congresos, tesis y libros, en los cuales se encuentren datos experimentales de reducción de tamaño con HPGR.

La base de comparación para los modelos será el consumo específico de energía (CEE) y las granulometrías que se obtienen en el borde, centro y el producto total del equipo HPGR. Si bien, existen tres modelos desarrollados para este equipo e implementado en software de simulación, en este trabajo sólo se estudiarán los modelos HPGR desarrollados por Morrell *et al* (1998) y Torres y Casali (2009).

La razón por la que no se considerará el modelo de Schneider es que dada la revisión bibliográfica no se encontraron todos los supuestos que se deben tomar en la programación de éste en Excel. Además, no se cuenta con los valores de algunos parámetros que requiere el modelo, como lo son, la porosidad en las capas del gap crítico (x_c) y del gap operacional (s_0), que se utilizan en el sub-modelo de rendimiento (tonelaje). Y por otro lado no se cuenta con el dato de la fuerza horizontal producida por el sistema hidráulico, esencial para el cálculo de la potencia del molino.

1.3. Objetivos del Trabajo

1.3.1. Objetivo General

Evaluar las fortalezas y debilidades de dos (2) modelos fenomenológicos para HPGR utilizados en la actualidad.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Estudiar la robustez de las hipótesis utilizadas para la construcción de las ecuaciones de cada modelo.
- Construir, utilizando información disponible en la literatura, una base de datos con resultados de pruebas de HPGR.
- Desarrollar una herramienta para el ajuste de parámetros y la simulación de cada uno de los modelos.
- Evaluar la bondad del ajuste y la calidad de predicción para cada modelo.

2. Revisión Bibliográfica

2.1. Introducción

El paulatino agotamiento de los recursos energéticos no renovables ha llevado a una tendencia marcada de desarrollo sostenible. Para ello todos los sectores de los países industrializados tendrán que reducir drásticamente el consumo de energía y aumentar la eficiencia energética. Con este fin, la industria minera ha asumido el reto y está comenzando a buscar los medios para el desarrollo de prácticas mineras sostenibles. Un área de especial interés está dirigido a la cuantificación y el modelado de la utilización de energía en los procesos de conminución.

Los molinos de rodillos de alta presión actualmente están demostrando ser una alternativa viable y confiable en los circuitos de conminución. Las ventajas principales de la tecnología HPGR son, principalmente, la reducción de costos de operación, producto del uso eficiente de la energía en el mecanismo de ruptura y en la reducción del Work Index de Molienda de Bolas hasta en un 25%, producto de la generación de micro fracturas (Bearman, 2006; Daniel 2008).

Las prensas de rodillos abrasivos de alta presión (HPGR) se introdujeron como una nueva tecnología de molienda en 1984. Desde entonces, se instalaron con éxito en un amplio número de plantas en todo el mundo, principalmente para cemento y piedra caliza. Recientemente, los HPGR también se aplicaron en plantas de procesamiento de minerales, en su mayor parte para el tratamiento de minerales de hierro y diamantes.

A la creciente escasez energética se suma la escasez de fuentes de agua para los procesos y el aumento de los costos de medios de molienda y revestimiento de molinos. Pese a todos los estudios disponibles, en la industria chilena del cobre, la tecnología HPGR aún se considera inmadura y su incorporación en el diseño de nuevos proyectos se ve limitada, por la falta de experiencia de su operación en minerales de cobre.

Un factor importante en el fomento del uso de la tecnología HPGR, es tener un mayor conocimiento de los modelos existentes para la simulación del proceso de reducción de tamaño con esta tecnología. Actualmente se puede optimizar y diseñar una ruta de procesamiento utilizando estos simuladores, que son capaces de predecir la distribución de tamaño en el producto, determinan parámetros del proceso, y consumo energético asociado a la operación.

Al existir diversos modelos, resulta importante conocer las diferencias entre cada uno de ellos, además de conocer sus fortalezas y debilidades, para que estas últimas puedan ser mejoradas en un futuro. Con esto, se lograrán mejores modelos matemáticos, que permitirán seguir optimizando el proceso.

2.2. Funcionamiento del Equipo

El HPGR consta de dos rodillos que giran en direcciones opuestas y que descansan en un sistema de rodamientos sobre un marco. La presión es aplicada sólo a uno de los rodillos mediante un sistema hidro- neumático mientras que el otro se mantiene en una posición fija. El marco del rodillo libre, sobre el cual se aplica la presión, desliza sobre una superficie de teflón y su movimiento está gobernado por las fuerzas que actúan tanto desde la superficie del mineral como del sistema de aplicación de presión. La alimentación se realiza por medio de un chute ubicado en la parte superior de los rodillos, el cual se encuentra revestido con materiales de alta resistencia a la abrasión, y que además está equipado con un sistema de control de nivel, de modo de asegurar la formación de un lecho de partículas continuo en la zona de molienda (Ilustración 1).

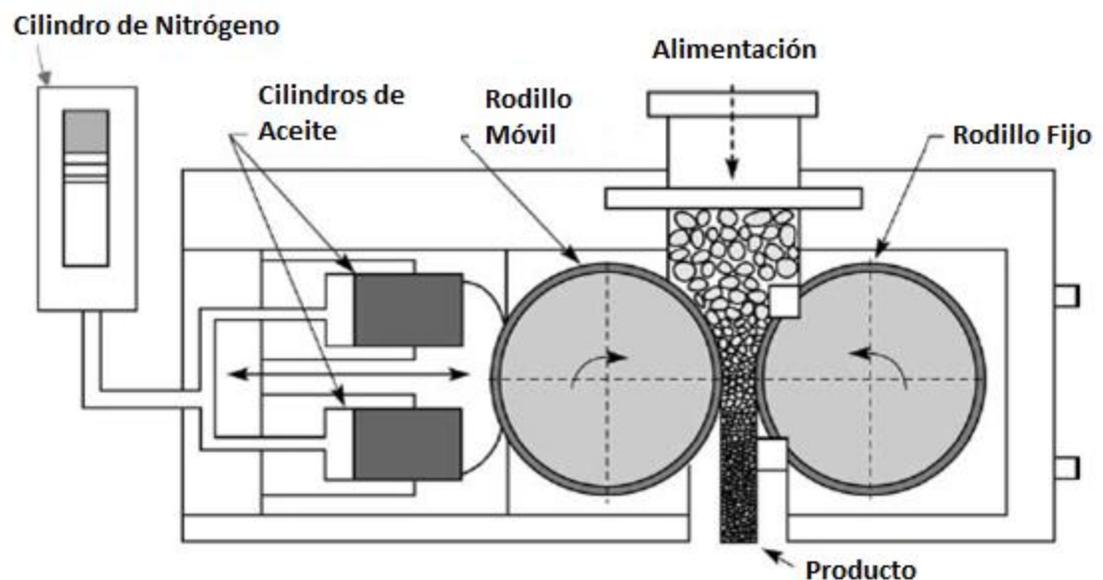


Ilustración 1. Representación de HPGR, incluyendo el sistema de amortiguamiento hidráulico (Napier-Munn et al, 1996)

El HPGR al contrario de los molinos de rodillos convencionales para triturado, las partículas se rompen por compresión en un lecho de partículas relleno, y no por medio del prensado directo de las partículas entré los rodillos.

Este lecho de partículas se crea por presión entre dos rodillos de rotación opuesta. Entre estos rodillos, se presiona un lecho de partículas a una densidad de hasta 85% aproximadamente de la densidad real del material. Esta compresión se obtiene por medio de la aplicación de alta presión de hasta casi 300Mpa; un proceso que excede la fuerza de compresión del material de alimentación (Weir Minerals-KHD HPGR).

El proceso de ruptura se puede contemplar en dos etapas diferentes. En la primera, el material que ingresa al espacio ubicado entre los rodillos se somete a una aceleración para alcanzar la velocidad tangencial de rodillo. Como resultado del estrechamiento entre los rodillos, el material se compacta en forma gradual y las partículas más grandes se someten a un proceso de chancado previo. En la siguiente etapa, el material resultante ingresa a una zona de compactación. En esta zona es donde se aplica la presión. La fuerza de presión actúa principalmente sobre todas las partículas que

atraviesan la zona de compresión. Esto da como resultado la desintegración de la mayor parte de las partículas. Las diferentes zonas por las que pasan las partículas se aprecian en la Ilustración 2.

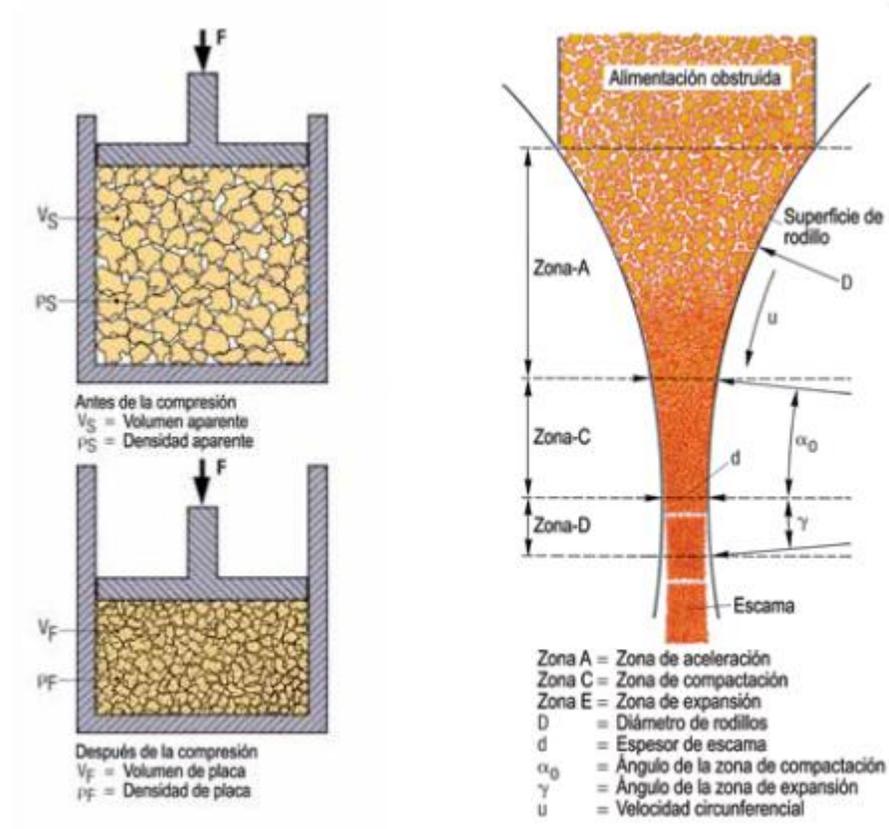


Ilustración 2. Principios de conminución: Conminución de alta presión y proceso de rotura entre rodillos.

En la zona de compactación existe una distribución de presión a lo largo del rodillo. El perfil de presión a través del rodillo muestra una reducción de la presión hacia los bordes de este, lo que explica que el producto de la zona de los bordes de los rodillos presente granulometrías mayores a la zona del centro de estos. Esto es lo que se conoce como el “efecto borde” (Morrell, 1997).

Durante el proceso, se generan micro-fisuras dentro de las partículas, y esto provoca un debilitamiento de estas para la siguiente etapa de molienda. La presión que se ejerce sobre un lecho de partículas reduce el desgaste debido a que el procedimiento principal de molienda no se produce entre la superficie del rodillo y el material, sino que tiene lugar entre las partículas, como se muestra en la Ilustración 3.

El rendimiento de un HPGR depende de la capacidad de los rodillos a arrastrar el material de alimentación hacia el espacio ubicado entre los rodillos, de las características del material de alimentación, y de las condiciones de funcionamiento.

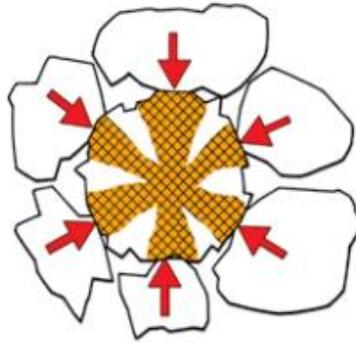


Ilustración 3. Conminución por presión entre partículas: contactos de puntos múltiples por partículas sobre otra partícula.

2.3. Modelos y Simuladores

Un modelo busca representar un proceso real para entender cómo funciona, a través de una función o familia de funciones. Se clasifica de acuerdo al enfoque utilizado en su creación (fenomenológico, empírico o híbrido).

Éste, debe ser una construcción intelectual y descriptiva de una entidad en la cual se tiene interés, debe considerar variables que tienen sentido físico y parámetros medibles. Además un buen modelo predice con un error aceptable y con la menor cantidad de parámetros.

Por otro lado, los simuladores se diferencian por los modelos que utilizan para cada una de las operaciones unitarias. Su principal objetivo es averiguar el comportamiento de un proceso si ciertas hipótesis ocurrieran. Es decir, un simulador predice hechos, condicionados por supuestos previos, utilizando modelos que simplifican la realidad.

Entre los simuladores que existentes para los circuitos del procesamiento de minerales, se encuentra el software JKSimMet, el cual es utilizado para el análisis y simulación estática de circuitos de reducción de tamaño y clasificación de minerales. Fue desarrollado por el Centro de Investigación de Minerales Julius Kruttschnitt (JKMRC) y la Universidad de Queensland. Este software es un paquete que incorpora diversos modelos para el diseño de una planta operativa. Para el caso del HPGR, el JKSimMet se basa en el modelo desarrollado por Morrell y Daniel en el 2004 (Manual JKSimMet V6, 2014).

Por otro lado, se encuentra la herramienta llamada Moly Cop Tools, el cual consiste en un conjunto de hojas de cálculo, desarrolladas en Microsoft Excel, y diseñadas para caracterizar y evaluar la eficacia del funcionamiento y diseño de los circuitos de molienda. Para lograr una acertada simulación de los procesos de conminución incorpora un conjunto completo de modelos para obtener estimación de parámetros, balances de masa, granulometrías, entre otras características. La simulación de la reducción de tamaño a través de HPGR, Moly Cop Tools se basa en el Modelo desarrollado por Torres y Casali en el año 2009 (Manual Moly-Cop Tools V3, 2012).

Otro software de simulación de plantas de procesamiento de minerales que incorpora la tecnología HPGR es MODSIM (Modular simulator for ore dressing plants), fue desarrollado por Mineral Technology International, Inc. Este software consiste en un módulo principal de bucles de búsqueda, de descomposición de circuitos y de cálculos secuenciales. Sin embargo, los modelos para las operaciones unitarias son independientes del este módulo. El modelo utilizado en la simulación de la operación de un HPGR es el desarrollado por Schneider (Schneider, 2009)

2.4. Descripción de los Modelos para HPGR

Como fue mencionado anteriormente, todos los simuladores, utilizados para el correcto diseño de equipos y de circuitos de procesamiento de minerales, se basan en diferentes modelos. Dado que esta memoria se centra en la tecnología HPGR, es importante describir los modelos más desarrollados para este equipo: Modelo de Morrell, Modelo de Schneider, y Modelo de Torres-Casali.

Los modelos que se disponen son capaces de predecir la capacidad de tratamiento, el consumo de energía del equipo, y la distribución de tamaños del producto con suficiente precisión y exactitud. Es así, y por su clara evolución que son utilizados en los simuladores comerciales más populares. Todos los modelos mencionados (directa o indirectamente) comparten las siguientes bases:

- La corriente de partículas entre los rodillos se modela como un flujo pistón en una condición de estado estacionario.
- El principal mecanismo de rotura es identificado como la compresión múltiple de partículas.
- La rotura tiene lugar en una zona definida entre un ángulo de compresión y la brecha de rodillos.

2.4.1. Modelo de Morrell / Daniel

El modelo se compone de tres (3) sub-modelos, uno para la capacidad de tratamiento, un modelo de consumo de potencia y otro modelo para la predicción de la distribución de tamaños de los productos.

2.4.1.1. Predicción del Rendimiento

El rendimiento de los rodillos puede ser expresado de manera adimensional tal como el rendimiento específico (\dot{m}) se define por

$$\dot{m} = \frac{M}{\rho u L D}$$

Donde M es la tasa de rendimiento en ton/hr, ρ es la densidad del material y L el largo de los rodillos. El rendimiento específico es una función lineal del logaritmo de la fuerza específica de molienda. El efecto de la fuerza específica de molienda y la velocidad de los rodillos sobre el rendimiento específico se describen de la siguiente manera:

$$\dot{m} = F_u (1 + s \log F_{sp})$$

Y

$$F_u = r_1 z^2 + r_2 z + r_3$$

F_u es un factor para la velocidad de los rodillos, r_i y s son constantes del material que se determina experimentalmente.

Posteriormente, en el año 2004, el modelo de Morrell, descrito anteriormente, fue mejorado, principalmente en la predicción del rendimiento del HPGR (Daniel and Morrell, 2004), teniendo

en cuenta que la medida (experimental) del rendimiento se determina dividiendo la masa de la muestra por el tiempo de proceso, y se expresa en toneladas por hora (t/h).

$$G_m = 3.6 \frac{\text{Masa de la muestra (kg)}}{\text{Tiempo de proceso (s)}}$$

Por lo tanto el modelo para predecir el rendimiento se muestra en la siguiente ecuación y también se expresa en toneladas por hora (t/h).

$$G_s = 3600 UL \delta s_0 c$$

Donde U es la velocidad periférica de los rodillos (m/s); L es el largo de los rodillos (m); s_0 es el gap operacional (m); δ densidad del producto compactado (t/m^3) y c es un factor de corrección.

$$c = 1.3365 - 12.759 \times U \frac{x_g}{D}$$

Se aplica un factor de corrección c , dado que se debe incorporar el deslizamiento que existe entre el mineral alimentado y la superficie de los rodillos. La relación mencionada se muestra en la Ilustración 4.

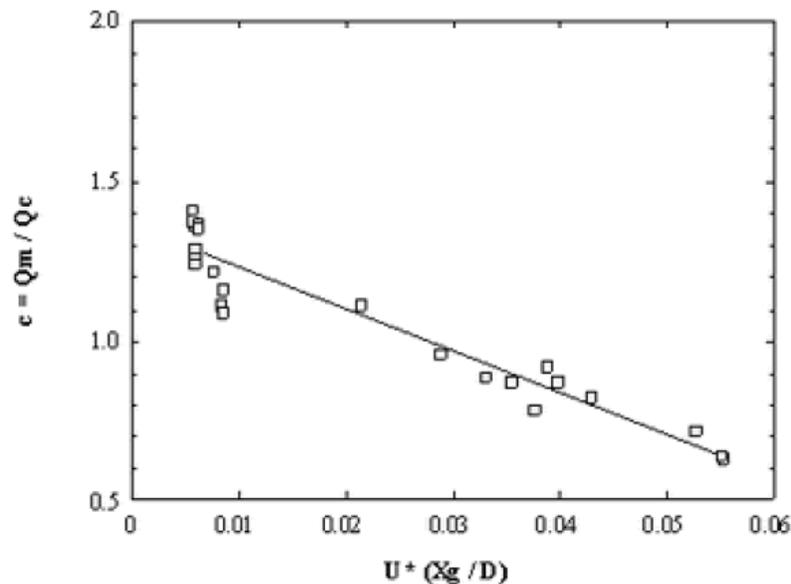


Ilustración 4. Factor de corrección del Rendimiento. Q_m : Rendimiento medido, Q_c Rendimiento calculado, c : Factor de corrección, U Velocidad periférica, X_g gap adimensional, D diámetro de rodillos

2.4.1.2. Predicción del Consumo de Potencia

El consumo de energía es calculada directamente a partir de los datos de energía específica de conminución (E_{cs}) obtenidos por pruebas de laboratorio y del tonelaje predicho. Por lo tanto, el modelo del consumo de energía se relaciona directamente con la precisión de la predicción de rendimiento.

El valor de la energía específica experimental (E_{cs}) es obtenida a partir de la suma de la potencia medida en el eje (P_{eje}) y la potencia sin carga ($P_{no-load}$), dividido por la capacidad de tratamiento medido (G_m), como se expresa a continuación:

$$E_{cs} = \frac{(P_{no-load} + P_{eje})}{G_m}$$

La potencia en el eje es calculada desde el torque experimental a lo largo de los rodillos junto con la velocidad circunferencial de los rodillos:

$$P = \frac{2\tau U}{D}$$

La potencia sin carga es la potencia consumida por la unidad cuando no hay material siendo alimentado. En la ecuación, τ es el torque (Nm), U velocidad circunferencial (m/s), D es el diámetro de los rodillos (m), y P_{eje} es la potencia neta en el eje (kWh/t).

Potencia de chancado convencional

El modelo de reducción de tamaño por impacto contiene una ecuación de balance de energía (Andersen and Napier-Munn, 1998) en la cual se asegura que la energía para la reducción de tamaño es compatible con la que entrega el motor. El parámetro t_{10} está relacionado con la energía específica de energía usada por el equipo y seguirá una curva descrita por la ecuación:

$$t_{10} = A \left(1 - e^{-b E_{cs}} \right)$$

Donde A y b son parámetros y E_{cs} es la energía específica de energía.

El parámetro t_{10} es definido como el porcentaje que pasa un décimo del tamaño de la partícula original en el producto resultante.

Potencia de chancado HPGR

En este modelo se construye en base a pruebas de compresión sobre minerales diamantíferos dando valores para $A = 100$ y $b = 0.2084$. Por otro lado, el valor de t_{10} se obtiene de un ajuste.

$$E_{cs} (test) = -\ln \left(1 - \frac{t_{10}}{A} \right) / b$$

Se requiere un coeficiente de potencia Kp , que relaciona la potencia medida con la predicha por el modelo para la reducción de tamaño. Este modelo utiliza la energía específica (kWh / t) y los valores de t_{10} asociados a experimentos de ruptura por prensa pistón. Se calcula la energía específica total en una prensa pistón. La diferencia entre estos valores y los observados desde el motor es representada por Kp , es decir, Kp es la relación entre la energía específica observada y la teórica prensa pistón. Este coeficiente se ha encontrado razonablemente constante sobre un rango de energías específicas, pero incrementa rápidamente más de un cierto valor límite. Esto se muestra en la Ilustración 5.

Por lo tanto, $Ecs (motor) = Kp \times Ecs (test)$ y $P = Ecs (motor) \times Gs$

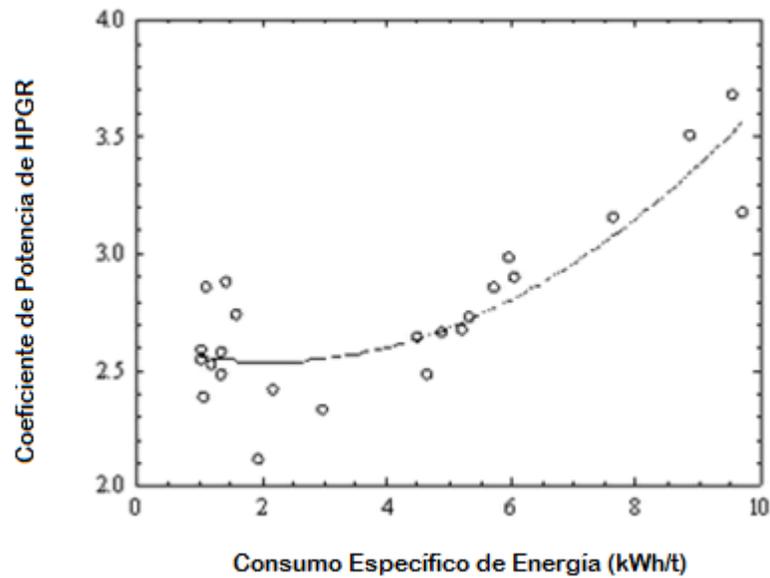


Ilustración 5. Relación entre el Coeficiente de potencia (Kp) y la Energía específica para minerales diamantíferos tratados a través de equipos de escala laboratorio (Donde Kp =Potencia Observada/Potencia Pistón)

Por lo tanto, el cálculo de la potencia queda definido como se muestra a continuación:

$$P = K_p \times Ecs (test) \times Gs$$

2.4.1.3. Reducción de Tamaño

En el modelo de reducción de tamaño se realizan tres suposiciones acerca de los mecanismos de rotura inherentes que ocurren en el HPGR

1. Si las partículas son más grandes que un cierto tamaño crítico, ellas serán quebradas por la superficie del rodillo como ocurre en un chancador de rodillos convencional. El quiebre en esta zona puede ser considerado como un análogo a “pre-chancado”, los productos que pueden pasar posteriormente a una región donde una capa bajo compresión se ha formado. El límite entre el pre-chancado y la región de compresión de capas es definido por un gap crítico (x_c).

2. El quiebre en la orilla de los rodillos es diferente al del centro y que se acerca más a la experimentada en un chancador de rodillos convencional. Esto es el llamado “efecto de borde” el cual define la proporción de partículas gruesas que suelen presentarse en el producto del HPGR. Su existencia ha sido explicada por el gradiente de presión a través del ancho de los rodillos y el confinamiento estático del mineral en los bordes de los rodillos (Morrell, 1994)
3. En algún punto lejos del borde de los rodillos, y que se extiende hacia arriba desde el área del mínimo gap (s_0) hasta área limitada por el gap crítico (x_c), es una zona de compresión donde la ruptura son similares a las experimentadas en un lecho comprimido.

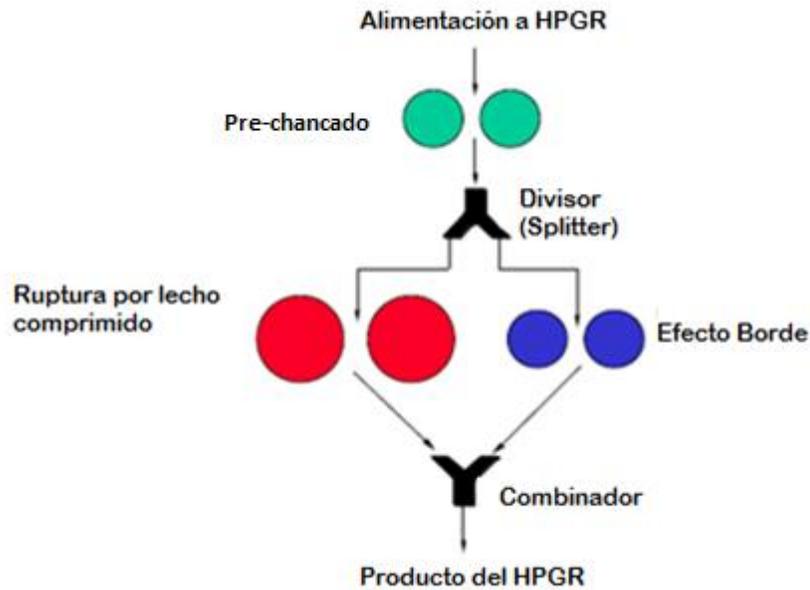


Ilustración 6. Esquema del modelo de Morrell/Tondo para granulometría de molienda HPGR (Daniel and Morrell, 2004)

Para modelar la granulometría de los 3 chancadores con los que se aproxima el modelo de Morrell (Ver Ilustración 6), se utiliza el Modelo de Whiten (Whiten, 1972).

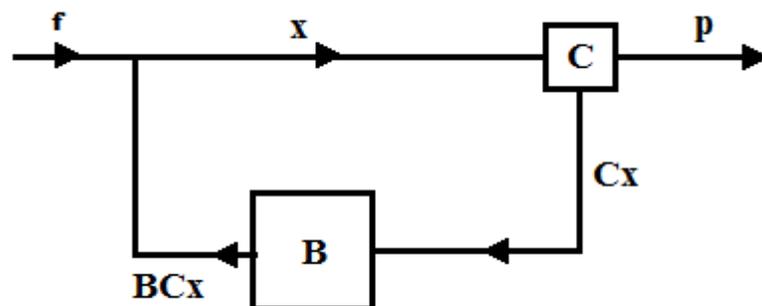


Ilustración 7. Representación simbólica del modelo de chancado de Whiten.

$$p = (I - C)(I - BC)^{-1}f$$

Donde f es el vector de tamaños de alimentación, B es la matriz de ruptura, C es la matriz de clasificación, I es la matriz identidad y p es el vector tamaños del producto.

La matriz clasificación corresponde a una matriz diagonal que está construida de la siguiente forma:

$$c(d_i) = \begin{cases} 1 & x > k_2 \\ 1 - \left(\frac{d_i - k_2}{k_1 - k_2}\right)^{k_3} & k_1 < d_i < k_2 \\ 0 & x < k_1 \end{cases}$$

Típicamente se utilizan los valores $k_1 = CSS$, $k_2 = 2.5 * CSS$, $k_3 = 2.3$. Donde CSS es el *setting* del chancador.

Para modelar la distribución de tamaños del producto se requieren de cuatro (4) parámetros para cada proceso de ruptura K_1, K_2, K_3 y t_{10} . Los primeros tres (3) describen la probabilidad de que una partícula sea quebrada, mientras que el t_{10} es utilizado para describir la distribución de tamaños del producto.

En el prechancado los parámetros utilizados son determinados desde pruebas realizadas en un chancador de rodillos convencional a escala de laboratorio y en pruebas de ruptura de partículas aisladas. El parámetro K_2 es ajustado como el gal crítico x_c , el cual es definido por Morrell et al (1997) por la expresión:

$$x_c = 0.5 \left((D + s_0) - \left((D + s_0)^2 - \frac{4\delta D s_0}{\rho_a} \right)^{0.5} \right)$$

En las zonas de los borde, la ruptura de la roca también se asume que será como compresión de partícula aislada. Los parámetros utilizados para describir el chancado en esta zona son los mismos que los utilizados en la zona de prechancado, excepto por K_2 , el cual ahora toma el valor del gap operacional (s_0).

Para la zona de compresión de capas de partículas el parámetro K_2 para el chancado de capa de partículas es el gap operacional s_0 , mientras que K_1 es fijado en cero (0).

El parámetro K_3 y t_{10} es ajustado con datos de HPGR a escala de laboratorio. Aquí existen solo dos (2) parámetros de ruptura que son ajustados con los datos de laboratorio.

Finalmente, la zona de borde es asociada con la caída de presión que se experimenta hacia el borde de los rodillos. Su existencia se asume como una función del gap de trabajo. La proporción de alimentación que es quebrada en la zona de borde (f), puede por lo tanto ser expresada como sigue:

$$f = \gamma \frac{s_0}{L}$$

Donde γ es el factor de separación, y L el largo de los rodillos.

Es importante señalar que los parámetros mencionados tienen valores por defectos, los cuales fueron obtenidos de una calibración de equipos de escala piloto e industrial en el tratamiento de minerales diamantíferos (Morrell, Shi and Tondo, 1997). Estos valores se presentan a continuación.

Tabla 1. Valores por defecto de los parámetros de ajuste del modelo de Morrell.

Parámetro	Zona de Prechancado	Zona del Borde	Zona del Centro
K_1	$0.64 * K_2$	$0.64 * K_2$	0
K_2	x_c	s_0	s_0
K_3	1.0	1.0	Debe ser Ajustado
t_{10}	12.04	12.04	100 * $(1 - e^{-0.2084*CEE})$

2.4.2. Modelo de Schneider/ Austin

Mejora del modelo de Austin (Austin, Weller & Lim, 1993), principalmente al incorporar una conexión entre la presión y el producto del HPGR en una zona de compresión, dado que existe una influencia del incremento en la presión de molienda sobre la distribución de tamaño de las partículas producto del HPGR.

Con el fin de construir un simulador de HPGR para este modelo es necesario conocer los efectos de la presión específica de molienda, F_{sp} (MPa), el consumo de energía y la distribución de tamaños de productos, ya que presión y la velocidad de los rodillos, u (m/s), son las dos variables bajo el control del operador. Las relaciones dependen de materiales alimentados y de la distribución del tamaño de alimentación.

2.4.2.1. Modelo Austin/ Weller/ Lim (1993)

El modelo propuesto por Austin presenta sub-modelos para predecir la capacidad de tratamiento, el consumo de energía y la distribución de tamaños del producto (Austin et al, 1993).

Influencia de la presión de molienda sobre el Rendimiento

La fuerza de compresión máxima se ejerce en él, pero la fuerza horizontal total medida en un rodillo es la integral de las fuerzas de compresión horizontal hasta este punto.

Con el fin de escalar para la longitud y el diámetro del rodillo, es común expresar la fuerza horizontal total como "presión específica de molienda" definido por:

$$F_{sp} = \frac{\Phi}{LD}$$

Donde Φ : fuerza (horizontal) producida por el sistema hidráulico (kN)

Los valores más altos de esta presión representan una mayor compresión máxima al gap, y se espera que la separación de los rodillos sea más pequeña a medida que aumenta la fuerza de trabajo,

los demás factores permanecen iguales. La relación entre el aumento de la presión y cómo afecta a la separación de los rodillos es posible observarla en la Ilustración 8.

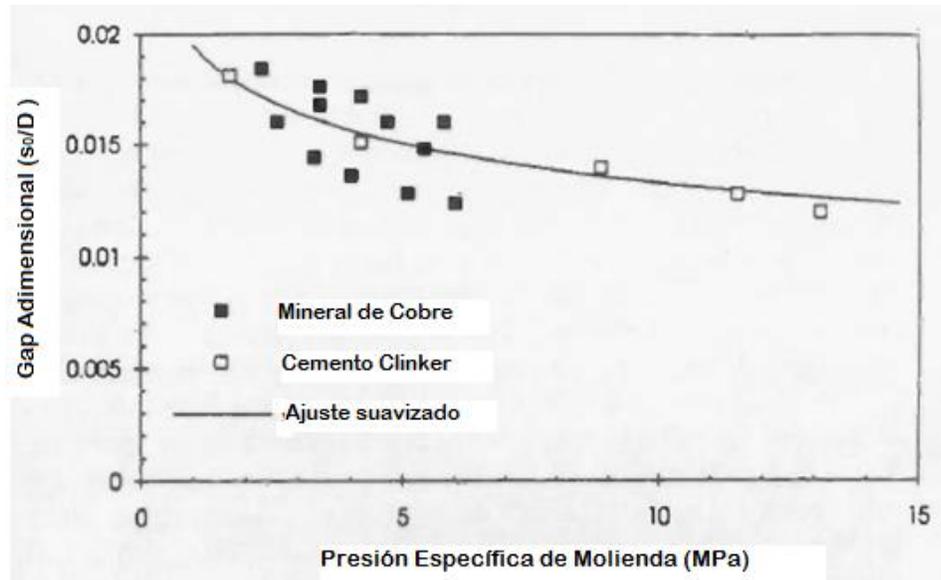


Ilustración 8. Razón de gap-diámetro como una función de la presión de molienda específica, en una distribución de tamaño de alimentación constante

El aumento de la fuerza máxima de compresión como de la presión específica de molienda conducen a una mayor densidad aparente del material que pasa a través de los rodillos. Sin embargo, un gap más pequeño significa que la separación (gap crítico x_c) de los rodillos en el ángulo crítico (α_{IP}) es menor, por lo que ingresa una menor cantidad de mineral como alimentación. Es así como el rendimiento disminuye con el aumento de la presión específica de molienda.

Suponiendo que esquema del HPGR se aproxima a una configuración en que el mineral sigue una trayectoria en línea desde que ingresa al equipo hasta cuando sale de éste, la tasa de flujo másico a través x_c es igual a la tasa de flujo de masa a través de s_0 , que es:

$$G_s = uLx_c\rho_a \cos\alpha_{IP}$$

Y

$$G_s = uLs_0\delta$$

Eliminando x_c y s_0

$$G_s = \frac{uLD\rho(1 - \cos\alpha_{IP})}{\left[\frac{1}{(1 - \theta_c)\cos\alpha_c} - \frac{1}{(1 - \theta_g)} \right]}$$

Donde θ es la porosidad de la capa de x_c y s_0 respectivamente y ρ es la densidad del sólido. Esta ecuación puede ser escrita como:

$$G_s = m\rho uLD$$

Donde el “rendimiento específico m ” está dado por:

$$m = \frac{(1 - \cos\alpha_{IP})}{\left[\frac{1}{(1 - \theta_c)\cos\alpha_{IP}} - \frac{1}{(1 - \theta_g)} \right]}$$

Desde que la densidad aparente del mineral en la zona del gap aumenta con el aumento de la presión de molienda específica (θ_g disminuye), m disminuye a medida que aumenta la presión de molienda, de acuerdo con la observación de Guevara y Menacho (1993).

$$\frac{x_g}{D} = \frac{(1 - \cos\alpha_c)}{\left[\frac{1}{(1 - \theta_c)\cos\alpha_c} - \frac{1}{(1 - \theta_g)} \right]} (1 - \theta_g)$$

Potencia del molino

Se puede demostrar (Guevara y Menacho, 1993) que la potencia del molino se describe por:

$$P = 2\alpha u L D F_{sp}$$

ó

$$P = p u L D F_{sp}$$

Donde p es el factor de potencia específica adimensional, que es la energía utilizada para comprimir el lecho de partículas a la porosidad de la capa en el gap.

Debe tenerse en cuenta que si la entrada de energía específica se utiliza para caracterizar la ruptura, entonces es necesario disponer de modelos precisos para el factor m rendimiento específico y la entrada específica de energía para un diseño elegido.

2.4.2.2. La incorporación de la presión de molienda específica en el modelo de Austin

Función de selección de la compresión de molienda:

$$\left. \begin{aligned} a'_i &= \left(\frac{x_i F_{sp}}{k} \right)^\alpha, & x_i > k/F_{sp} \\ a'_i &= 1, & x_i \leq k/F_{sp} \end{aligned} \right\}$$

Aquí, k y α son parámetros del modelo y x_i es el tamaño de las partículas en la clase de tamaño i .

Hay dos funciones de rotura integrado en el modelo. Una de las funciones rotura describe la rotura por contacto directo con el rodillo. Dependiendo del tamaño máximo de las partículas de la alimentación, la rotura por contacto directo puede ser irrelevante. La segunda función de la rotura describe la rotura por compresión. Las funciones de rotura son modeladas por el modelo de la función de rotura estándar de Austin que se muestra en la siguiente ecuación:

$$B_{ij} = \phi \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\gamma + (1 - \phi) \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\beta, \quad n \geq i > 1, x_i > x_j$$

Este modelo de función de rotura se ha utilizado ampliamente y con éxito en un gran número de modelos para las operaciones de conminución. Contiene tres parámetros, ϕ , γ y β . Esto se traduce en, en seis parámetros adicionales para describir la rotura por contacto directo y por compresión. Una alternativa al modelo de función de la rotura de Austin es el modelo de función de rotura Rosin-Rammler truncada desarrollado por King (2001), que se define como:

$$B_{ij} = 1 - (1 - t_{10}) \left(\frac{9}{(x_j/x_i)^{-1}} \right)^\gamma, \quad n \geq i > 1, \quad x_i > x_j$$

Con dos parámetros, γ y t_{10} . Usando la función de rotura Rosin-Rammler truncada para ambos mecanismo de rotura se requieren solo cuatro parámetros. Por lo tanto conviene utilizar esta debido al menor número de parámetros necesarios.

2.4.3. Modelo de Torres / Casali

La principal innovación es la nueva formulación para la predicción de las diferencias de granulometría a lo largo del rodillo (bordes y centro).

La estructura del modelo está basada en el trabajo desarrollado por Morrell et al. (Morrell et al., 1997) en el JKMRC. Ambos modelos, el propuesto por Morrell y el presentado en esta tesis, se incluye el efecto de prechancado de partículas sobre cierto tamaño. Sin embargo, en el modelo desarrollado en esta tesis se presenta una nueva formulación para la predicción de las diferencias de granulometría a lo largo del rodillo (bordes y centro).

Las ecuaciones del modelo se deducen a partir de los fenómenos físicos que gobiernan la operación del equipo: balances de masa para el modelo de capacidad de tratamiento, ecuaciones de la física newtoniana para el modelo de consumo de potencia así como el modelo de balances poblacionales para el modelo de granulometría.

El flujo de partículas dentro de las zonas de reducción de tamaño del HPGR se encuentra limitado por la superficie de los rodillos y se modela como flujo pistón. Ésta hipótesis es aceptada por diversos fabricantes e investigadores y constituye el criterio principal utilizado en la modelación.

La Ilustración 9 muestra un esquema conceptual del HPGR, el cual ha sido utilizado para desarrollar las expresiones matemáticas del modelo propuesto.

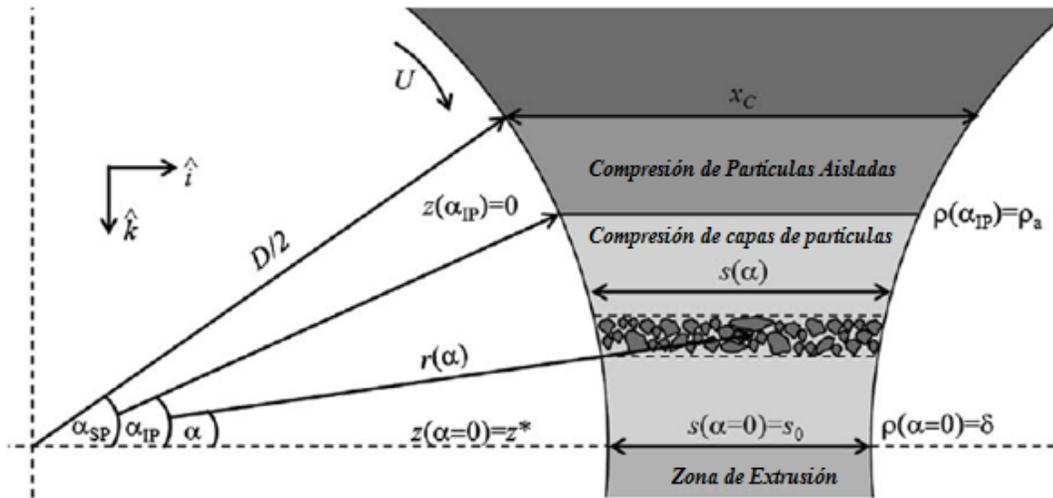


Ilustración 9. Esquema conceptual de un HPGR (Torres, 2009)

2.4.3.1. Modelo de Rendimiento (capacidad de tratamiento)

El tonelaje teórico tratado por un HPGR de diámetro D (m), largo L (m) y gap operacional s_0 (m), ha sido calculado mediante un balance de masas en estado estacionario de una franja de mineral entre la zona de compresión de capas de partículas ($\alpha = \alpha_{IP}$) y la zona de extrusión ($\alpha = 0$).

La densidad de la franja de mineral para cualquier ángulo α es $\rho(\alpha)$. A la entrada de la zona de compresión de capas de partículas ($\alpha = \alpha_{IP}$), $\rho(\alpha_{IP})$ corresponde a la densidad aparente del mineral, ρ_a . Del mismo modo, la densidad de la franja a la salida de la zona de compresión de capas de partículas ($\alpha = 0$) corresponde a la densidad del producto δ .

De esta manera se puede definir el flujo de la franja de mineral, G_s (t/h), con las expresiones de densidad de la franja de mineral, $\rho(\alpha)$ (t/m^3), ancho de la franja, $s(\alpha)$ (m), largo del rodillo, L (m) y velocidad periférica de los rodillos, U (m/s), tal como se muestra en la siguiente ecuación:

$$G_s(\alpha) = 3.600\rho(\alpha)s(\alpha)LU\cos(\alpha)$$

En la condición de estado estacionario, la diferencia de tonelaje entre la zona de compresión de capas de partículas ($\alpha = \alpha_{IP}$) y la zona de extrusión ($\alpha = 0$) es igual a cero.

Se tiene la siguiente relación para el ángulo de compresión de capas de partículas, α_{IP} .

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

Finalmente, la capacidad de tratamiento, G_s (t/h), puede ser calculada en función de la densidad del producto del mineral en la zona de extrusión, δ (t/m^3), del gap operacional, s_0 (m), largo del

rodillo, L (m) y velocidad periférica de los rodillos, U (m/s). En particular, el valor de G_S en la zona de extrusión ($\alpha = 0$) es independiente del ángulo, puesto que se ha impuesto la condición de estado estacionario en la resolución del problema.

$$G_S = 3.600 \delta s_0 L U$$

2.4.3.2. Modelo de Potencia

La fuerza aplicada al mineral en la zona de compresión de capas de partículas se denomina Fuerza de Compresión, F (kN), la cual se calcula multiplicando la presión de operación, R_P (bar), por el área proyectada de aplicación en el rodillo (en metros).

De este modo:

$$F = 100 R_P \frac{D}{2} L$$

La componente vertical de ésta fuerza ejerce un torque, τ (kN m), en cada rodillo, el cual puede ser escrito como:

$$\tau = F \sin\left(\frac{\alpha_{IP}}{2}\right) \frac{D}{2}$$

La potencia requerida, P (kW), para girar ambos rodillos es igual al doble del torque multiplicado por la velocidad angular de los rodillos o equivalente al doble de la fuerza de compresión, F (kN), multiplicada por la velocidad periférica, U (m/s). La potencia total consumida es entonces:

$$P = 2F \sin\left(\frac{\alpha_{IP}}{2}\right) U$$

El consumo específico de energía, CEE (kWh/t), se expresa como la razón entre la potencia consumida, P (kW), y el tonelaje tratado, G_S (t/h), de modo que:

$$CEE = \frac{P}{G_S}$$

2.4.3.3. Modelo de Granulometría

La reducción de tamaño dentro del HPGR se considera como una serie de dos etapas de reducción de tamaño, cada una con distintos mecanismos de ruptura. La Ilustración 10 muestra la estructura del modelo de granulometría.

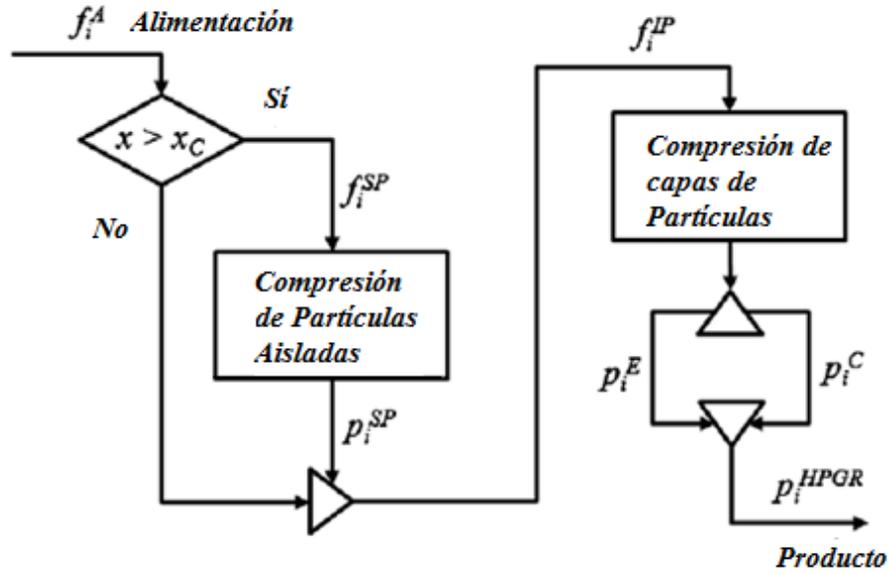


Ilustración 10. Se considera el HPGR como una serie de dos etapas de reducción. La diferencia entre estas es el mecanismo de quiebre.

En la zona de compresión de partículas aisladas, definida entre los ángulos α_{SP} y α_{IP} (ver Ilustración 9), las partículas de tamaño mayor a un cierto tamaño crítico x_C serán reducidas de tamaño instantáneamente debido a la compresión de las caras del rodillo (Daniel et al., 2004; Morrell et al., 1997). El tamaño crítico, x_C (m), se obtiene al reemplazar el ángulo de compresión de capas de partículas α_{IP} , como se muestra a continuación:

$$x_C = s(\alpha_{IP}) = s_0 + D(1 - \cos\alpha_{IP})$$

Para la distribución de tamaños de partículas del producto de la zona de compresión de partículas aisladas, p_i^{SP} , se puede escribir, suponiendo que cada partícula se rompe instantáneamente a la misma velocidad, de la siguiente manera:

$$p_i^{SP} = \sum_{l=1}^N b_{il} f_l^{SP}$$

Donde b_{il} es la matriz de ruptura retenida, es decir es la fracción de partículas de tamaño “l” que es reducida al tamaño “i”; f_l^{SP} es la fracción de la clase de tamaño “l” del mineral que irá a la zona de compresión de partículas aisladas (clase de tamaño $x > x_C$).

Diversos autores (Daniel y Morrell, 2004; Klymowsky et al., 2002; Patzelt et al., 2006) han observado dos distribuciones de tamaños en el producto del HPGR: una más gruesa a los bordes, p_i^E , y una más fina al centro, p_i^C . Este fenómeno se explica por la forma parabólica en que la presión se distribuye a lo largo del rodillo (Lubjuhn, 1992), en la zona de compresión de capas de partículas.

$$v_z \frac{d}{dz} m_{i,k}(z) = \sum_{j=1}^{i-1} S_{j,k} b_{ij} m_{j,k}(z) - S_{i,k} m_{i,k}(z)$$

Condiciones de borde:

$$m_{i,k}(z = 0) = f_i^{IP} \quad y \quad m_{i,k}(z = z^*) = p_{i,k}$$

En la ecuación anterior, $S_{i,k}$ corresponde a la tasa de ruptura de las partículas de clase i en cada bloque k , mientras que b_{ij} corresponde a la fracción de partículas de clase “ j ” que por conminución son reducidas a la clase “ i ”. El valor de b_{ij} se considera invariante tanto para la zona de compresión de partículas aisladas como para cada uno de los bloques de la zona de compresión de capas de partículas. Asimismo, en las condiciones de borde, $p_{i,k}$ corresponde a la fracción retenida en peso de la clase i en el producto de cada bloque k . LA discretización en bloques que se realiza del rodillo se aprecia en la Ilustración 11.

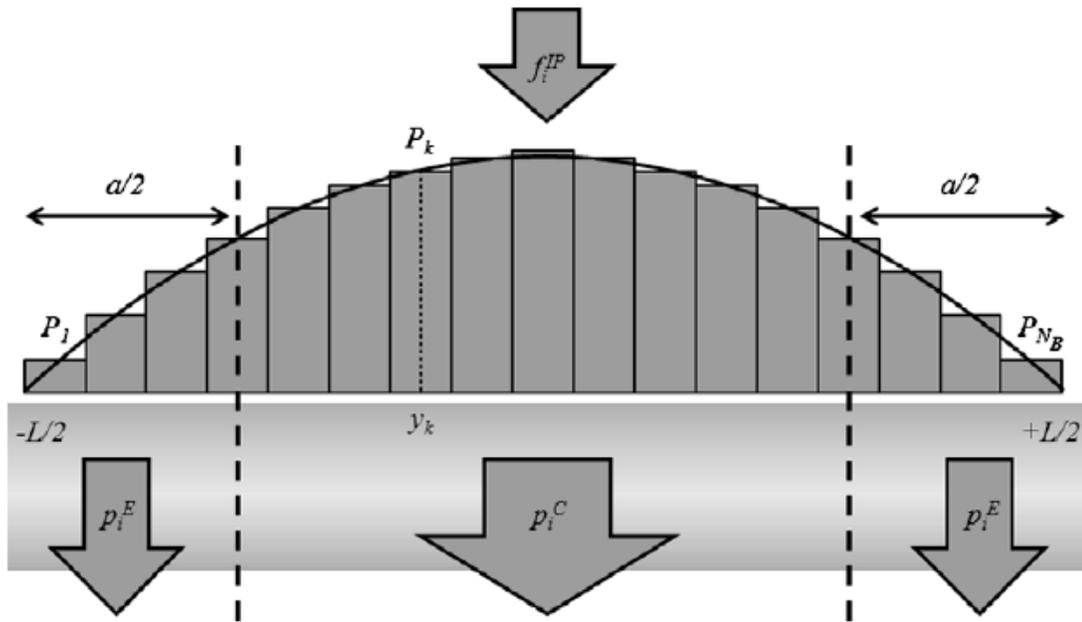


Ilustración 11. Discretización del rodillo, distribución de presión parabólica y las distribuciones de tamaño de producto del borde y del centro.

La distancia vertical recorrida por la franja de mineral desde la zona de compresión de capas de partículas hasta la zona de extrusión, z^* (m), se puede calcular geoméricamente (ver Ilustración 9) a partir del diámetro del rodillo, D (m), tal como se muestra en la siguiente ecuación:

$$z^* = \frac{D}{2} \sin(\alpha_{IP})$$

La ecuación del gap en función del ángulo es similar en estructura al modelo cinético de molienda batch, el cual ha sido resuelto analíticamente por Reid (Reid, 1965). Entonces, la solución para el sistema de N clases de tamaños ($i = 1, \dots, N$) y N_B bloques ($k = 1, \dots, N_B$) se escribe, como:

$$p_{i,k} = \sum_{j=1}^i A_{ij,k} \exp\left(-\frac{S_{j,k}}{v_z} z^*\right)$$

La matriz $A_{ij,k}$ está determinada por:

$$A_{ij,k} = \begin{cases} 0 & i < j \\ \sum_{l=j}^{i-1} \frac{b_{il} S_{l,k}}{S_{i,k} - S_{j,k}} A_{lj,k} & i > j \\ f_i^{IP} - \sum_{l=1}^{i-1} A_{il,k} & i = j \end{cases}$$

Para la función ruptura, b_{ij} , se utiliza la expresión funcional propuesta por Austin y Luckie (Austin y Luckie, 1972):

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

En la ecuación anterior, α_1 , α_2 y α_3 , corresponden a parámetros del modelo que requieren ser ajustados con datos experimentales; x_2 corresponde al tamaño asociado a la segunda clase de la serie simple utilizada en el análisis granulométrico. La forma retenida, b_{ij} , se determina a partir de la forma acumulada, B_i , de la siguiente forma:

$$b_{ij} = \begin{cases} B_{i-j+1} - B_{i-j+2} & i > j \\ 1 - \sum_j b_{ij} & i = n \\ 0 & i \leq j \end{cases}$$

Para la tasa de ruptura, o función selección, se utiliza la expresión funcional desarrollada por Herbst y Fuerstenau (Herbst y Fuerstenau, 1980; King, 2002). La ventaja de utilizar esta expresión radica en las relaciones de escalamiento de la tasa específica de ruptura, S_i^E (t/kWh), mediante el cociente entre potencia, P_k (kW), y Holdup, H_k (t), tal como se muestra en la siguiente ecuación.

$$\ln(S_i^E/S_1^E) = \zeta_1 \ln(\bar{x}_i/\bar{x}_1) + \zeta_2 \ln(\bar{x}_i/\bar{x}_1)^2$$

$$S_{i,k} = \frac{P_k}{H_k} S_i^E$$

En la ecuación ζ_1 , ζ_2 , ζ_3 y S_1^E son parámetros del modelo que deben ser ajustados con datos experimentales.

La distribución de tamaños del producto de los bordes, p_i^E , se calcula mediante la granulometría conjunta de las contribuciones de los E bloques de un extremo del rodillo. Se han utilizado las funciones matemáticas piso y techo para indicar la ponderación de cada bloque en la distribución del borde:

$$p_i^E = \frac{1}{E} \left[\sum_{k=1}^{[E]} p_{i,k} + (E - [E]) p_{i,[E]} \right]$$

La distribución de tamaños del producto total, p_i^{HPGR} , se puede calcular como el promedio de todos los bloques o como la distribución conjunta de los bordes, p_i^E , y el centro, p_i^C .

$$p_i^{HPGR} = \frac{1}{N_B} \sum_{k=1}^{N_B} p_{i,k}$$

Finalmente la distribución de tamaños del producto del centro, es calculada mediante un balance por tamaños de la siguiente forma:

$$p_i^C = \frac{1}{1-a} (p_i^{HPGR} - a p_i^E)$$

Donde a es la fracción de mineral producido por los rodillos, y se ajusta con los datos experimentales.

2.5. Resumen de parámetros de los modelos

Tabla 2. Resumen de variables y parámetros del modelo de Morrell.

	Variables	Parámetros de ajuste	Parámetros del modelo	Parámetros del mineral
Modelo de Rendimiento	U		L, s_0	δ
Modelo de potencia	τ, U		D	
Modelo de granulometría	CEE	$k_{1P}, k_{2P}, k_{3P}, t_{10P}$ $k_{1B}, k_{2B}, k_{3B}, t_{10B}$ $k_{1C}, k_{2C}, k_{3C}, t_{10C}$	A, b	
Modelo de f		γ	L, s_0	

Donde D : Diámetro del Rodillo (m); L : Largo del Rodillo (m); U : Velocidad periférica de los rodillos (m/s); s_0 : Gap operacional (m); τ : Torque (kNm); $k_{1P}, k_{2P}, k_{3P}, t_{10P}$: Parámetros de ajuste en el proceso de quiebre en el prechancado; $k_{1B}, k_{2B}, k_{3B}, t_{10B}$: Parámetros de ajuste en el proceso de quiebre en el borde; $k_{1C}, k_{2C}, k_{3C}, t_{10C}$: Parámetros de ajuste en el proceso de quiebre en el centro de los rodillos. CEE : Consumo específico de energía (kWh/t); δ : densidad del producto (t/m^3); γ : factor de separación (Parámetro de ajuste del modelo HPGR Morrell/Shi/Tondo).

Tabla 3. Resumen de variables y parámetros del modelo de Schneider/Austin

	Variables	Parámetros de ajuste	Parámetros del Modelo	Parámetros del mineral
Modelo de Rendimiento	u		α_c, D	θ_c, θ_g
Modelo de potencia	F_{sp}, u	p	L, D	
Modelo de granulometría	x_i, x_j, F_{sp}	$k_p, \alpha_p, \gamma_p, t_{10P}$ $k_c, \alpha_c, \gamma_c, t_{10C}$		

Donde D : Diámetro del Rodillo (m); L : Largo del Rodillo (m); u : Velocidad periférica de los rodillos (m/s); α_c : Ángulo crítico; F_{sp} : Presión específica de molienda (kPa); p : factor de potencia específica adimensional de molienda; x_i, x_j : Tamaño de las partículas en la clase de tamaño “i” y “j” respectivamente; $k_p, \alpha_p, \gamma_p, t_{10P}$: Parámetros del modelo de Schneider para ruptura por contacto directo de partículas; $k_c, \alpha_c, \gamma_c, t_{10C}$: Parámetros del modelo de Schneider para ruptura por compresión de capa de partículas; θ_c, θ_g : porosidad de la capa en la capa de gap crítico y del gap operacional, respectivamente.

Tabla 4. Resumen de variables y parámetros del modelo de Torres y Casali.

	Variables	Parámetros de ajuste	Parámetros del Modelo	Parámetros del mineral
Modelo de Rendimiento	U		L, s_0	δ
Modelo de potencia	F, U		α_{IP}	
Modelo de granulometría		$\alpha_{1SP}, \alpha_{2SP}, \alpha_{3SP}$ S_i^E, z_1, z_2 a	v_z, D	

Donde D : Diámetro del Rodillo (m); L : Largo del Rodillo (m); u : Velocidad periférica de los rodillos (m/s); s_0 : Gap operacional (m); F : Fuerza de compresión (kN); α_{IP} : Ángulo de compresión inter partícula; δ : Densidad del producto (t/m^3); v_z : Velocidad vertical de la capa de partículas (m/s); $\alpha_{1SP}, \alpha_{2SP}, \alpha_{3SP}$: Parámetros de la función ruptura (Austin y Luckie); S_i^E : Tasa específica de ruptura para un tamaño i (Herbst y Fuerstenau) (t/kWh); z_1, z_2 : Parámetro de la función selección (Herbst y Fuerstenau); a : Fracción de mineral producido por los bordes del rodillo

2.6. Índices Estadísticos

Esta sección contempla los conceptos necesarios para comprender las herramientas estadísticas utilizadas en la memoria.

2.6.1. Raíz del error cuadrático medio (RMSE)

La Raíz del error cuadrático medio (RMSE: Root Mean Square Error), es una medida de la diferencia entre los valores pronosticados por un modelo y los valores realmente observados del entorno que se está modelando. Entrega la desviación estándar del errores del modelo predictivo. Pequeños valores indican un mejor desempeño del modelo.

La fórmula que define este índice estadístico es la que se presenta a continuación:

$$RMSE = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_{obs,i} - X_{model,i})^2}{n}}$$

Donde $X_{obs,i}$ es el valor i observado, y $X_{model,i}$ es el valor i modelado.

2.6.2. Prueba de Kolmogorov-Smirnov

Esta prueba se basa en una medida de separación y consiste en medir cuán distintas son las funciones de distribución de buenos y malos clientes para cada rango percentil del puntaje score. El test K-S es un test no paramétrico, que es usado para comparar dos muestras, o una muestra con una distribución de probabilidad. El estadístico que entrega el test es la distancia máxima que existe entre dos distribuciones acumuladas.

La función de distribución F_n para n observaciones X_i independientes e idénticamente distribuidas se define:

$$F_n(x) = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n I_{X_i \leq x}$$

Donde $I_{X_i \leq x}$ es la indicatriz, igual a 1 si es que $X_i \leq x$ y a 0 si no.

Las hipótesis que se comparan son:

- La hipótesis nula: las distribuciones de ambas poblaciones son iguales
- La hipótesis alternativa: las distribuciones de ambas poblaciones son distintas.

Como se mencionó el estadístico muestra la máxima distancia que existe entre ambas distribuciones, y viene dado por:

$$D = \text{máx} |F_B(x) - F_M(x)|$$

Donde F_B es la distribución acumulada de los valores experimentales y F_M es la distribución acumulada de los valores modelados.

Mientras mayor sea D indica una diferencia más importante entre las dos distintas clases que se evalúan, que es lo que se busca para comprobar que los clientes “malos” tienen una distribución distinta a la de los clientes “buenos”.

3. Metodología

Las etapas de trabajo que se realizarán para esta memoria, consideran en primer lugar la recopilación de estudios e información relevante a la tecnología de chancado con HPGR y sobre todo investigar sobre las bases de cada uno de los modelos de los distintos simuladores. Posteriormente se desarrollará un análisis de fortalezas y debilidades de cada modelo (de los dos (2)) que se estudian en este trabajo, para luego realizar una comparación entre ellos. Se desea generar una planilla de valoración por modelo considerando sus bases teóricas.

Se ha escogido al software Microsoft Excel, puesto que corresponde al software de hojas de cálculo más utilizado en el mercado.

3.1. Construcción de Base de datos

Se construirá una base de datos luego de una revisión bibliográfica de diversas pruebas realizadas con equipos de HPGR. Logrando unificar y estandarizar todos los valores recopilados. Este archivo se conformará con datos de revistas científicas, papers o tesis, logrando así contar con información de distintas escalas de este equipo.

3.2. Programación de los modelos

Luego de recopilar información de ambos modelos y de estudiar sus supuestos, se procederá a programarlos en el software Microsoft Excel, esto asegura llevar a ambos a la misma plataforma de ejecución.

3.3. Cálculo de la Bondad de Ajuste de los modelos

Se calculará la bondad de ajuste de parámetros de cada uno de los modelos con el 68% de los datos. Esto se llevará a cabo con el mismo set de datos y usando el mismo algoritmo (por ejemplo, minimizar la suma de errores al cuadrado utilizando el algoritmo de optimización de gradiente descendente)

3.4. Cálculo de la Capacidad Predictiva de los modelos

Es esta parte del trabajo se busca comprobar que los resultados aportados por el modelo para las variables de salida y de estado no son muy diferentes a los medidos en la realidad.

Se calculará la capacidad predictiva con los datos restantes (32%), los que no fueron utilizados para el ajuste de los parámetros. Se compararán los resultados experimentales y simulados con pruebas estadísticas, y de esta manera cuantificar el grado de ajuste entre los datos medidos y los resultados del modelo

Finalmente, se utilizará índices estadísticos para medir la calidad del ajuste y de la predicción: RMSD (Root Mean Squared Error), Media de errores relativos y la prueba de Kolmogorov-Smirnov. Para luego lograr una tabla comparativa indicando los resultados de estos test para cada modelo.

4. Consideraciones Previas

Para estandarizar la modelación de ambos modelos se realizará una aproximación del gap operacional, debido a que no todas las muestras poseían este dato. Este valor se obtuvo de acuerdo a la Tabla 1 que resume características de equipos HPGR, y rangos de operación para minerales de oro, cobre y hierro (Klymowsky *et al.*, 2002).

Tabla 5. Valores típicos de operación para HPGR

Característica	Valores típicos
Diámetro de Rodillos D [m]	0.5 – 2.8
Largo Rodillos [m]	0.2 – 1.8
Gap Operacional [m]	0.02 D – 0.03 D
Capacidad de Tratamiento [tph]	20 – 3000
Fuerza de Molienda [kN]	2000 – 20000
Presión Media [bar]	20 – 300
Máx. Potencia Instalada [kW]	3000 x 2
Velocidad de rodillos U [m/s]	$U \leq 1.35\sqrt{D}$, para $D < 1.7$ m $U \leq$, para $D \geq 1.7$ m
Consumo específico de energía [kWh/t]	1 - 3

Además, al tener estos rangos de valores es posible corroborar si los resultados que se obtienen al realizar las distintas simulaciones son físicamente posibles.

4.1. Relación entre función ruptura de Austin y Luckie y modelo t10

Por otro lado, y para lograr evaluar ambos modelos, se utilizará la siguiente equivalencia entre los modelos de ruptura t_{10} (Narayanan and Whiten, 1983) y B_i (Austin y Luckie, 1972), de modo de calcular la matriz b_{ij} .

Se cumple, $B\left(\frac{1}{10}\right) = t_{10}$.

Por lo tanto $B(0.1) = t_{10} = A(1 - e^{-b*Ecs})$

Entonces, el supuesto a considerar en este trabajo es la utilización del modelo de Gaudin-Schuhmann para estimar el resto de la función ruptura, si se sabe $B(1) = 1$ y $B(0.1) = t_{10}$.

$$B(d_i) = \left(\frac{d_i}{d_{100}}\right)^{\frac{\log(100/t_{10})}{\log(1/0.1)}}$$

5. Base de Datos

La siguiente base de datos fue construida en base a ensayos a escala piloto, laboratorio e industrial. Las publicaciones a las que se recurrió para recopilar datos son la Tesis de Magin Torres Rubilar “*Modelación y Simulación de Molienda con Rodillos a Alta Presión – HPGR*”, y el trabajo de Hasanzadeh y Farzanegan “*Robust HPGR model calibration using genetic algorithms*”.

Se obtuvo un total de 25 datos de HPGR, con las granulometrías correspondientes al producto obtenido. De estos, 21 son a escala piloto, realizadas dos litologías, pórfido y andesita, y en equipos piloto KHD y Polysius.

Para la escala laboratorio se encontraron 2 set de datos, al igual que para la escala industrial. Estas pruebas fueron realizadas con mineral de Cu y Fe, pertenecientes a Río Tinto (*Hasanzadeh y Farzanegan, 2010*).

Para identificar cada set de datos se les asignó un código, el cual hace referencia a la publicación de donde se encontró la información, y al tipo de equipo que se empleó.

- T&C: Dato proveniente de Tesis de Magin Torres.
- H&F: Dato proveniente del trabajo de Hasanzadeh y Farzanegan.
- M1: Equipo KHD.
- M2: Equipo Polysius.

Tabla 6. Base de Datos (Del 1 al 6)

N° de Prueba	1	2	3	4	5	6
Código	T&C-M1-1	T&C-M1-2	T&C-M1-3	T&C-M1-4	T&C-M1-5	T&C-M1-6
Escala	Piloto	Piloto	Piloto	Piloto	Piloto	Piloto
Litología/Mineral	Pórfido	Pórfido	Pórfido	Pórfido	Pórfido	Pórfido
D: Diámetro rodillo, m	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.67	0.37	0.67	0.97	0.67	0.66
rc: Densidad aparente, t/m³	1.64	1.64	1.64	1.64	1.64	1.64
s₀: Gap operacional, m	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
rg: Densidad producto, t/m³	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33
pw: Presión de operación, bar	41.00	61.00	61.00	60.00	76.00	76.00
Densidad, t/m³	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74	2.74
Gs: Rendimiento, t/h	32.90	17.10	31.00	43.80	30.20	30.90
CEE: Energía Específica, kWh/t	1.44	2.06	2.03	2.04	2.40	2.48
Potencia Neta, kW	47.40	35.30	63.10	89.60	72.50	76.60

Tabla 7. Base de Datos (Del 7 al 12)

N° de Prueba	7	8	9	10	11	12
Código	T&C-M1-7	T&C-M1-8	T&C-M1-9	T&C-M1-10	T&C-M1-11	T&C-M1-12
Escala	Piloto	Piloto	Piloto	Piloto	Piloto	Piloto
Litología/Mineral	Pórfido	Andesita	Andesita	Andesita	Andesita	Andesita
D: Diámetro rodillo, m	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.66	0.67	0.37	0.67	0.97	0.66
rc: Densidad aparente, t/m3	1.64	1.68	1.68	1.68	1.68	1.68
s₀: Gap operacional, m	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
rg: Densidad producto, t/m3	2.33	2.38	2.38	2.38	2.38	2.38
pw: Presión de operación, bar	61.00	39.00	60.00	60.00	60.00	75.00
Densidad, t/m3	2.74	2.80	2.80	2.80	2.80	2.80
Gs: Rendimiento, t/h	31.50	31.90	17.60	31.30	45.00	30.00
CEE: Energía Específica, kWh/t	1.98	1.38	1.91	2.03	2.08	2.39
Potencia Neta, kW	62.20	44.10	33.50	63.50	93.60	71.80

Tabla 8. Base de Datos (Del 13 al 18)

N° de Prueba	13	14	15	16	17	18
Código	T&C-M1-13	T&C-M2-1	T&C-M2-2	T&C-M2-3	T&C-M2-4	T&C-M2-5
Escala	Piloto	Piloto	Piloto	Piloto	Piloto	Piloto
Litología/Mineral	Andesita	Pórfido	Pórfido	Pórfido	Pórfido	Andesita
D: Diámetro rodillo, m	0.80	0.71	0.71	0.71	0.71	0.71
L: Largo rodillo, m	0.25	0.21	0.21	0.21	0.21	0.21
U: Velocidad rodillo, m/s	0.66	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29
rc: Densidad aparente, t/m3	1.68	1.64	1.64	1.64	1.64	1.68
s₀: Gap operacional, m	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
rg: Densidad producto, t/m3	2.38	2.33	2.33	2.33	2.33	2.38
pw: Presión de operación, bar	59.00	30.00	40.00	50.00	40.00	30.00
Densidad, t/m3	2.80	2.74	2.74	2.74	2.74	2.80
Gs: Rendimiento, t/h	31.80	-	-	-	-	-
CEE: Energía Específica, kWh/t	1.98	1.00	1.38	1.71	1.57	1.04
Potencia Neta, kW	62.80	-	-	-	-	-

Tabla 9. Base de datos (Del 19 al 25)

N° de Prueba	19	20	21	22	23	24	25
Código	T&C-M2-6	T&C-M2-7	T&C-M2-8	H&F - 1	H&F - 2	H&F - 3	H&F - 4
Escala	Piloto	Piloto	Piloto	Lab.	Lab.	Industrial	Industrial
Litología/Mineral	Andesita	Andesita	Andesita	Cobre y Fierro	Cobre y Fierro	Cobre y Fierro	Cobre y Fierro
D: Diámetro rodillo, m	0.71	0.71	0.71	0.25	0.25	2.20	2.20
L: Largo rodillo, m	0.21	0.21	0.21	0.10	0.10	1.00	1.00
U: Velocidad rodillo, m/s	0.29	0.29	0.29	2.5	3.1	1.97	0.96
rc: Densidad aparente, t/m3	1.68	1.68	1.68	1.80	1.80	1.80	1.80
s₀: Gap operacional, m	0.02	0.02	0.02	0.00	0.00	0.02	0.03
rg: Densidad producto, t/m3	2.38	2.38	2.38	2.55	2.55	2.55	2.55
pw: Presión de operación, bar	40.00	50.00	40.00	51.79	89	34	41
Densidad, t/m3	2.80	2.80	2.80	3.00	3.00	3.00	3.00
Gs: Rendimiento, t/h	-	-	-	-	-	-	-
CEE: Energía Específica, kWh/t	1.47	1.92	2.23	-	-	-	-
Potencia Neta, kW	-	-	-	-	-	-	-

De un total de 25 set de datos, el 68% será utilizado para calcular la bondad de ajuste del modelo, es decir 17 de las pruebas.

Para el cálculo de la capacidad predictiva (validación) de ambos modelos, se utilizarán el 32% del total de los datos, lo cual es 8 pruebas. Las seleccionadas, según litología y equipo, son las número 6, 7, 12, 13, 17, 21, 23 y 25.

Es importante señalar que para las pruebas número 22, 23, 24 y 25, solo cuenta con el tamaño del producto total. Por lo que para estos casos solo se estudiará la capacidad de ajuste y predicción para esta característica.

6. Resultado de Ajustes

6.1. Ajuste Modelo de Morrell

Para lograr evaluar las capacidades de ajuste y de predicción se ha optado por el método de validación cruzada, donde el 68% del total de los datos fueron seleccionados, diferenciando litologías y equipo, para calcular la capacidad de ajuste de cada modelo.

Para esto se realizaron simulaciones con distintos escenarios, obtenidos de la base de datos. El ajuste es llevado a cabo a través de minimizar la suma de los residuos al cuadrado entre los valores experimentales y los estimados por el modelo. Lograr esta minimización de los residuos es posible gracias al complemento de Microsoft Excel, SOLVER, dado que utiliza el método del gradiente descendente para resolver el problema.

A continuación se muestran los parámetros que se obtuvieron del ajuste del Modelo de Morrell.

Tabla 10. Ajustes Modelo de Morrell y parámetros obtenidos para zona prechancado

PRECHANCADO						
Ajuste	Litología/Mineral	Código	Parámetros Ajuste			
			K1	K2	K3	T10
1	Pórfido	T&C-M1-1	17.40	27.20	0.00	0.01
2	Pórfido	T&C-M1-2	15.74	24.59	2.61	0.00
3	Pórfido	T&C-M1-3	15.83	24.74	3.19	0.00
4	Pórfido	T&C-M1-4	15.28	23.87	215.38	0.00
5	Pórfido	T&C-M1-5	14.72	23.01	75.15	0.00
8	Andesita	T&C-M1-8	15.56	24.31	2.96	0.00
9	Andesita	T&C-M1-9	14.63	22.86	0.26	0.00
10	Andesita	T&C-M1-10	14.63	22.86	46.33	0.00
11	Andesita	T&C-M1-11	15.56	24.31	2.82	0.00
14	Pórfido	T&C-M2-1	16.27	25.42	0.76	78.58
15	Pórfido	T&C-M2-2	16.27	25.42	10.84	61.08
16	Pórfido	T&C-M2-3	16.27	25.42	37.94	73.73
18	Andesita	T&C-M2-5	16.27	25.42	0.90	0.00
19	Andesita	T&C-M2-6	16.27	25.42	0.00	68.06
20	Andesita	T&C-M2-7	16.27	25.42	1.90	74.67
22	Cobre y Fierro	H&F - 1	2.45	3.83	0.90	11.43
24	Cobre y Fierro	H&F - 3	21.32	33.31	1.00	0.01

Tabla 11. Ajuste Modelo de Morrell y parámetros obtenidos para zona de compresión

COMPRESIÓN						
Ajuste	Litología/Mineral	Código	Parámetros Ajuste			
			K1	K2	K3	T10
1	Pórfido	T&C-M1-1	0.00	19.00	0.26	24.54
2	Pórfido	T&C-M1-2	0.00	17.20	1.28	16.18
3	Pórfido	T&C-M1-3	0.00	17.30	1.10	15.72
4	Pórfido	T&C-M1-4	0.00	16.70	1.02	15.22
5	Pórfido	T&C-M1-5	0.00	16.10	1.04	17.77
8	Andesita	T&C-M1-8	0.00	17.00	0.83	13.66
9	Andesita	T&C-M1-9	0.00	16.00	0.71	16.09
10	Andesita	T&C-M1-10	0.00	16.00	1.01	14.24
11	Andesita	T&C-M1-11	0.00	17.00	1.10	14.65
14	Pórfido	T&C-M2-1	0.00	17.75	0.87	29.54
15	Pórfido	T&C-M2-2	0.00	17.75	1.23	20.35
16	Pórfido	T&C-M2-3	0.00	17.75	1.42	4.80
18	Andesita	T&C-M2-5	0.00	17.75	0.93	26.33
19	Andesita	T&C-M2-6	0.00	17.75	0.78	27.60
20	Andesita	T&C-M2-7	0.00	17.75	1.15	6.62
22	Cobre y Fierro	H&F - 1	0.00	2.69	0.71	16.58
24	Cobre y Fierro	H&F - 3	0.00	23.41	1.25	39.42

Tabla 12. Ajuste Modelo de Morrell y parámetros obtenidos para zona de Borde

BORDE							
Ajuste	Litología/Mineral	Código	Parámetros Ajuste				Factor División
			K1	K2	K3	T10	
1	Pórfido	T&C-M1-1	12.16	19.00	0.02	20.54	2.26
2	Pórfido	T&C-M1-2	11.01	17.20	0.89	11.40	2.60
3	Pórfido	T&C-M1-3	11.07	17.30	0.87	11.81	2.52
4	Pórfido	T&C-M1-4	10.69	16.70	0.90	10.96	2.47
5	Pórfido	T&C-M1-5	10.30	16.10	0.87	10.66	2.75
8	Andesita	T&C-M1-8	10.88	17.00	0.85	12.78	2.50
9	Andesita	T&C-M1-9	10.24	16.00	0.00	7.11	2.87
10	Andesita	T&C-M1-10	10.24	16.00	0.74	11.86	2.87
11	Andesita	T&C-M1-11	10.88	17.00	0.88	11.39	2.66
14	Pórfido	T&C-M2-1	11.36	17.75	0.00	23.83	3.37
15	Pórfido	T&C-M2-2	11.36	17.75	0.15	85.92	3.45
16	Pórfido	T&C-M2-3	11.36	17.75	0.42	50.08	3.67
18	Andesita	T&C-M2-5	11.36	17.75	0.00	6.12	3.63
19	Andesita	T&C-M2-6	11.36	17.75	0.00	16.48	3.88
20	Andesita	T&C-M2-7	11.36	17.75	0.00	29.78	4.89
22	Cobre y Fierro	H&F - 1	1.72	2.69	0.90	11.43	44.23
24	Cobre y Fierro	H&F - 3	14.98	23.41	0.00	6.07	15.42

Para la posterior validación del modelo se utilizará el promedio de los parámetros, según litología y equipo, obtenidos en el ajuste.

Tabla 13. Promedio parámetros obtenidos luego de ajuste, en zona prechancado.

Litología/Equipo	PRECHANCADO			
	Parámetros del Modelo			
	K1	K2	K3	T10
Pórfido M1	15.80	24.68	59.27	0.00
Andesita M1	15.09	23.58	13.09	0.00
Pórfido M2	16.27	25.42	16.51	71.13
Andesita M2	16.27	25.42	0.93	47.58
Cu y Fe Lab	2.45	3.83	0.90	11.43
Cu y Fe Ind.	21.32	33.31	1.00	0.01

Tabla 14. Promedio parámetros obtenidos luego de ajuste, en zona de compresión

Litología/Equipo	COMPRESIÓN			
	Parámetros del Modelo			
	K1	K2	K3	T10
Pórfido M1	0.00	17.26	0.94	17.89
Andesita M1	0.00	16.50	0.91	14.66
Pórfido M2	0.00	17.75	1.17	18.23
Andesita M2	0.00	17.75	0.95	20.18
Cu y Fe Lab	0.00	2.69	0.71	16.58
Cu y Fe Ind.	0.00	23.41	1.25	39.42

Tabla 15. Promedio parámetros obtenidos luego de ajuste, en zona de Borde

Litología/Equipo	BORDE				
	Parámetros del Modelo				
	K1	K2	K3	T10	Factor División
Pórfido M1	11.05	17.26	0.71	13.07	2.52
Andesita M1	10.56	16.50	0.62	10.79	2.73
Pórfido M2	11.36	17.75	0.19	53.27	3.50
Andesita M2	11.36	17.75	0.00	17.46	4.13
Cu y Fe Lab	1.72	2.69	0.90	11.43	44.23
Cu y Fe Ind.	14.98	23.41	0.00	6.07	15.42

Los ajustes de todas las pruebas para el modelo de Morrell y con sus respectivos parámetros se encuentran en el Anexo A.

6.2. Errores de Ajuste Modelo de Morrell

Para el ajuste realizado se obtuvo los siguientes tamaños para el producto del centro y borde de los rodillos, y del total del HPGR. Se presentan los gráficos de los tamaños P80 de cada zona del HPGR, comparando datos experimentales con datos calculados, de esta manera se visualiza la calidad del ajuste que realiza el modelo de Morrell.

Para la zona del centro de los rodillos, los siguientes son los resultados.

Tabla 16. Tamaños de producto del Centro en ajuste Modelo de Morrell

N° de Ajuste	Producto Centro Calculado			Producto Centro Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
1	0.30	4.77	12.01	0.43	4.04	12.78
2	0.16	1.44	6.87	0.11	1.64	6.46
3	0.21	2.00	8.42	0.17	2.13	7.82
4	0.22	2.24	8.98	0.20	2.35	8.42
5	0.16	1.72	8.02	0.12	1.85	7.44
8	0.29	2.95	9.77	0.33	3.05	9.45
9	0.23	2.21	8.03	0.22	2.31	7.67
10	0.22	2.04	8.03	0.20	2.19	7.50
11	0.22	1.95	7.84	0.19	2.12	7.34
14	0.05	1.21	5.98	0.05	1.20	6.02
15	0.05	0.87	4.70	0.04	0.92	4.73
16	0.05	1.03	4.49	0.06	1.04	4.67
18	0.12	1.35	6.10	0.10	1.49	5.95
19	0.08	1.26	5.97	0.07	1.33	5.88
20	0.10	1.22	5.09	0.09	1.29	5.13
22	-	-	-	-	-	-
24	-	-	-	-	-	-

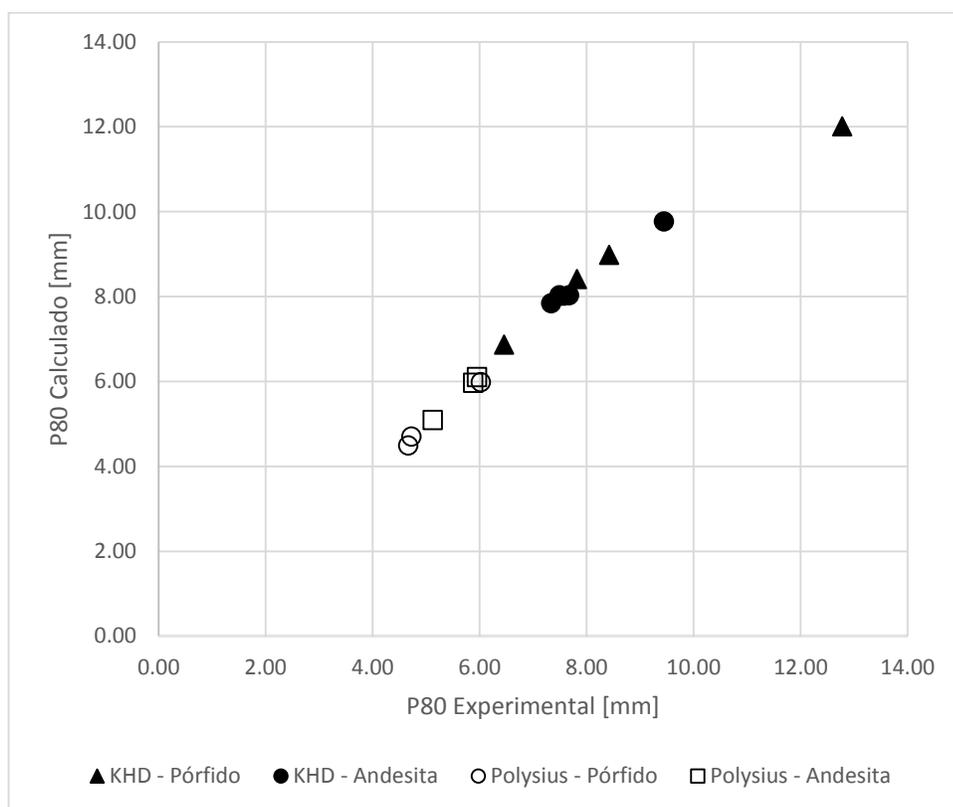


Ilustración 12. Tamaño (P80) del producto del Centro de los Rodillos (Calculado vs Experimental) para Modelo de Morrell

El resultado obtenido para el ajuste de la zona del borde de los rodillos se muestra a continuación.

Tabla 17. Tamaños de producto del Borde en ajuste Modelo de Morrell

N° de Ajuste	Producto Borde Calculado			Producto Borde Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
1	2.43	10.32	17.40	2.26	9.54	19.94
2	2.35	8.99	13.48	2.14	8.60	17.57
3	2.71	9.34	13.56	2.41	9.07	17.92
4	3.01	9.56	13.61	2.66	9.38	17.88
5	2.44	8.98	13.37	2.20	8.47	16.91
8	2.26	8.66	13.24	2.07	8.10	16.33
9	0.39	8.66	13.36	2.45	8.41	15.84
10	2.41	8.78	13.22	2.20	8.20	16.12
11	2.27	8.57	13.15	2.11	7.97	15.76
14	0.38	4.25	10.71	0.38	3.85	12.57
15	0.20	3.58	10.16	0.21	2.99	11.82
16	0.08	3.08	9.61	0.13	2.41	10.98
18	0.97	5.49	11.91	0.86	5.55	14.40
19	0.39	3.78	10.32	0.36	3.72	12.32
20	0.17	3.02	9.74	0.19	2.71	10.68
22	-	-	-	-	-	-
24	-	-	-	-	-	-

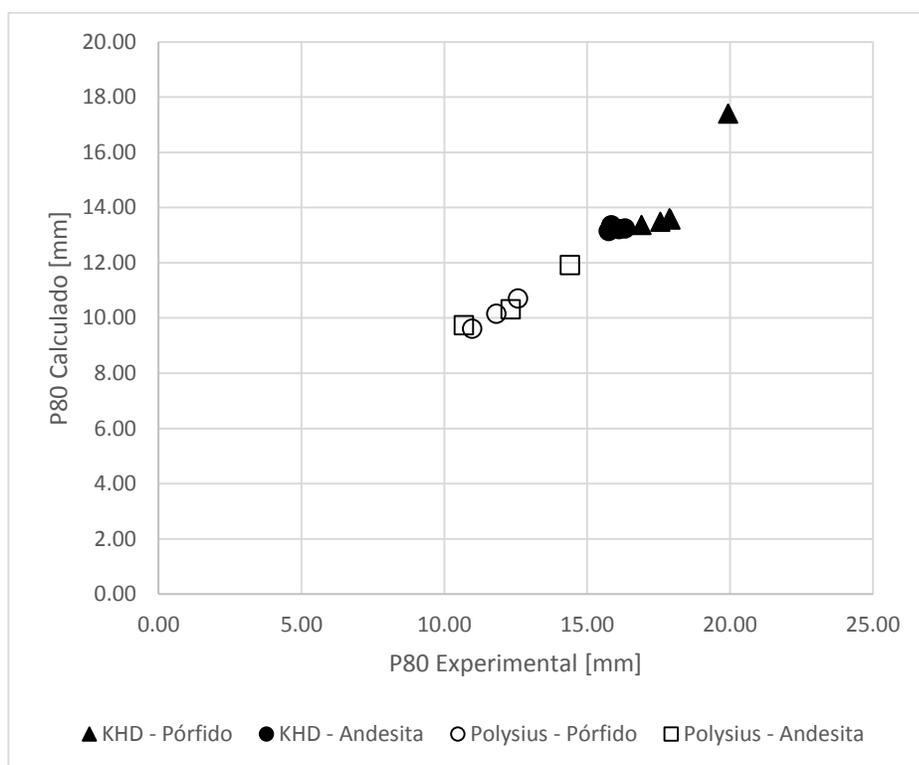


Ilustración 13. Tamaño (P80) del producto del Borde de los Rodillos (Calculado vs Experimental) para Modelo de Morrell

El producto total obtenido del HPGR para el ajuste del modelo de Morrell es el siguiente.

Tabla 18. Tamaños de producto Total en ajuste Modelo de Morrell

N° de Ajuste	Producto Total Calculado			Producto Total Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
1	0.42	5.67	13.05	0.56	4.73	14.14
2	0.21	2.15	9.04	0.16	2.27	8.73
3	0.24	2.79	10.03	0.23	2.83	10.17
4	0.25	3.03	10.40	0.27	3.07	10.65
5	0.22	2.49	9.76	0.19	2.53	9.61
8	0.38	3.66	10.74	0.45	3.68	10.80
9	0.28	3.03	9.55	0.31	3.01	9.71
10	0.25	2.79	9.63	0.28	2.87	9.52
11	0.25	2.67	9.47	0.26	2.77	9.32
14	0.08	1.80	7.55	0.08	1.69	8.06
15	0.06	1.32	6.45	0.05	1.29	6.69
16	0.06	1.39	6.16	0.06	1.33	6.41
18	0.21	2.19	8.37	0.16	2.27	8.73
19	0.14	1.85	7.58	0.12	1.86	7.73
20	0.12	1.71	7.07	0.10	1.71	7.20
22	0.08	0.48	1.26	0.05	0.53	1.72
24	0.10	2.34	13.09	0.09	2.41	13.18

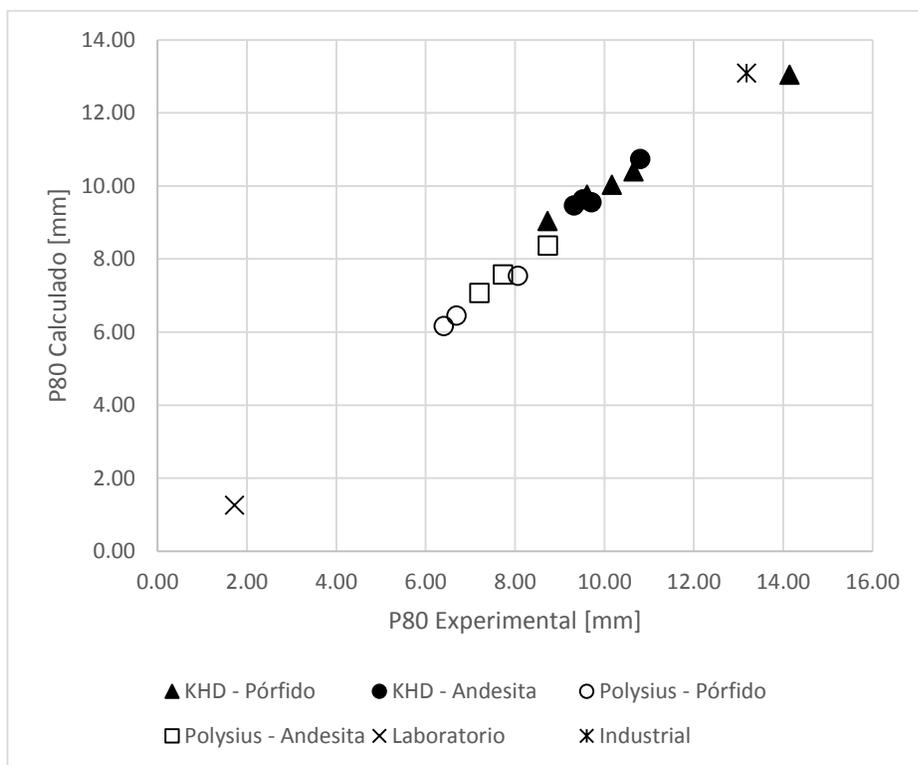


Ilustración 14. Tamaño (P80) del producto del Total del HPGR (Calculado vs Experimental) para Modelo de Morrell

Los gráficos de comparación para el tamaño de producto, P20 y P50 se encuentran en el Anexo E.

Los errores de ajuste del modelo son calculados mediante los promedios de los errores asociados a cada ajuste con distinto número de prueba. A continuación se presentan cada de uno de los errores obtenidos en los distintos escenarios utilizados.

Tabla 19. Errores de Ajuste para modelo granulometría Morrell, Error medio y K-S

AJUSTE	Litología /Mineral	Código	ERROR [%]			KOLMOGOROV-SMIRNOV [%]		
			Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
1	Pórfido	T&C-M1-1	4%	13%	4%	5.92	13.84	5.95
2	Pórfido	T&C-M1-2	5%	11%	4%	4.87	24.76	3.49
3	Pórfido	T&C-M1-3	4%	15%	4%	2.92	26.01	5.48
4	Pórfido	T&C-M1-4	4%	18%	4%	2.54	26.22	6.70
5	Pórfido	T&C-M1-5	4%	13%	4%	2.89	22.94	4.27
8	Andesita	T&C-M1-8	4%	11%	4%	2.02	21.08	5.03
9	Andesita	T&C-M1-9	4%	7%	4%	2.77	19.41	2.64
10	Andesita	T&C-M1-10	4%	13%	4%	3.10	20.39	2.39
11	Andesita	T&C-M1-11	4%	10%	4%	3.46	19.16	2.66
14	Pórfido	T&C-M2-1	1%	5%	1%	1.06	11.96	2.84
15	Pórfido	T&C-M2-2	2%	4%	1%	3.01	11.28	1.58
16	Pórfido	T&C-M2-3	1%	5%	1%	2.69	10.08	1.71
18	Andesita	T&C-M2-5	3%	7%	3%	4.91	15.73	2.46
19	Andesita	T&C-M2-6	2%	3%	1%	3.36	11.38	1.38
20	Andesita	T&C-M2-7	2%	3%	1%	3.19	8.14	1.67
22	Cobre/Fierro	H&F - 1	-	-	5%	-	-	14.99
24	Cobre/Fierro	H&F - 3	-	-	3%	-	-	7.34

Promedio de los errores de ajustes para granulometría según litología y equipo. No se consideran los ocho casos (6, 7, 12, 13, 17, 21, 23 y 25) dado que no se utilizan para el ajuste de parámetros.

Tabla 20. Promedio de Errores de modelo de granulometría, Error medio y K-S

LITOLÓGÍA/MINERAL	ERROR [%]			KOLMOGOROV-SMIRNOV		
	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
Pórfido M1	4%	14%	4%	3.83	22.76	5.18
Andesita M1	4%	10%	4%	2.84	20.01	3.18
Pórfido M2	1%	5%	1%	2.25	11.11	2.04
Andesita M2	2%	4%	2%	3.82	11.75	1.84
Cu y Fe Lab	-	-	5%	-	-	14.99
Cu y Fe Ind.	-	-	3%	-	-	7.34

El peor ajuste granulométrico obtenido es el que corresponde al “Ajuste 4”, esto se puede observar en las curvas granulométricas mostradas en la Ilustración 15.

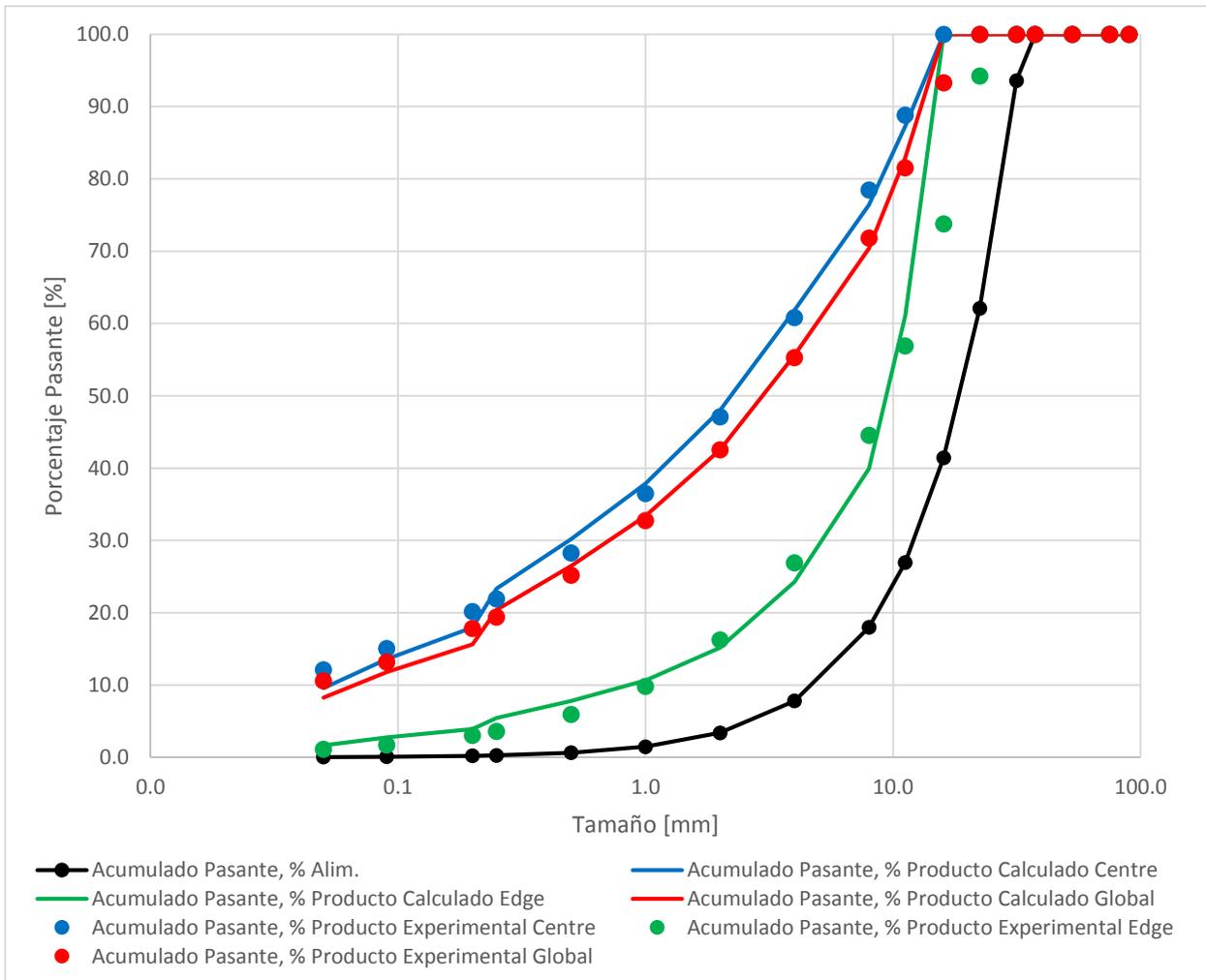


Ilustración 15. Curvas granulométricas del peor ajuste del modelo de Morrell.

Por otro lado, el mejor ajuste obtenido para el modelo de Morrell corresponde al realizado en el “Ajuste 19”, en la Ilustración 16 se muestran las curvas granulométricas.

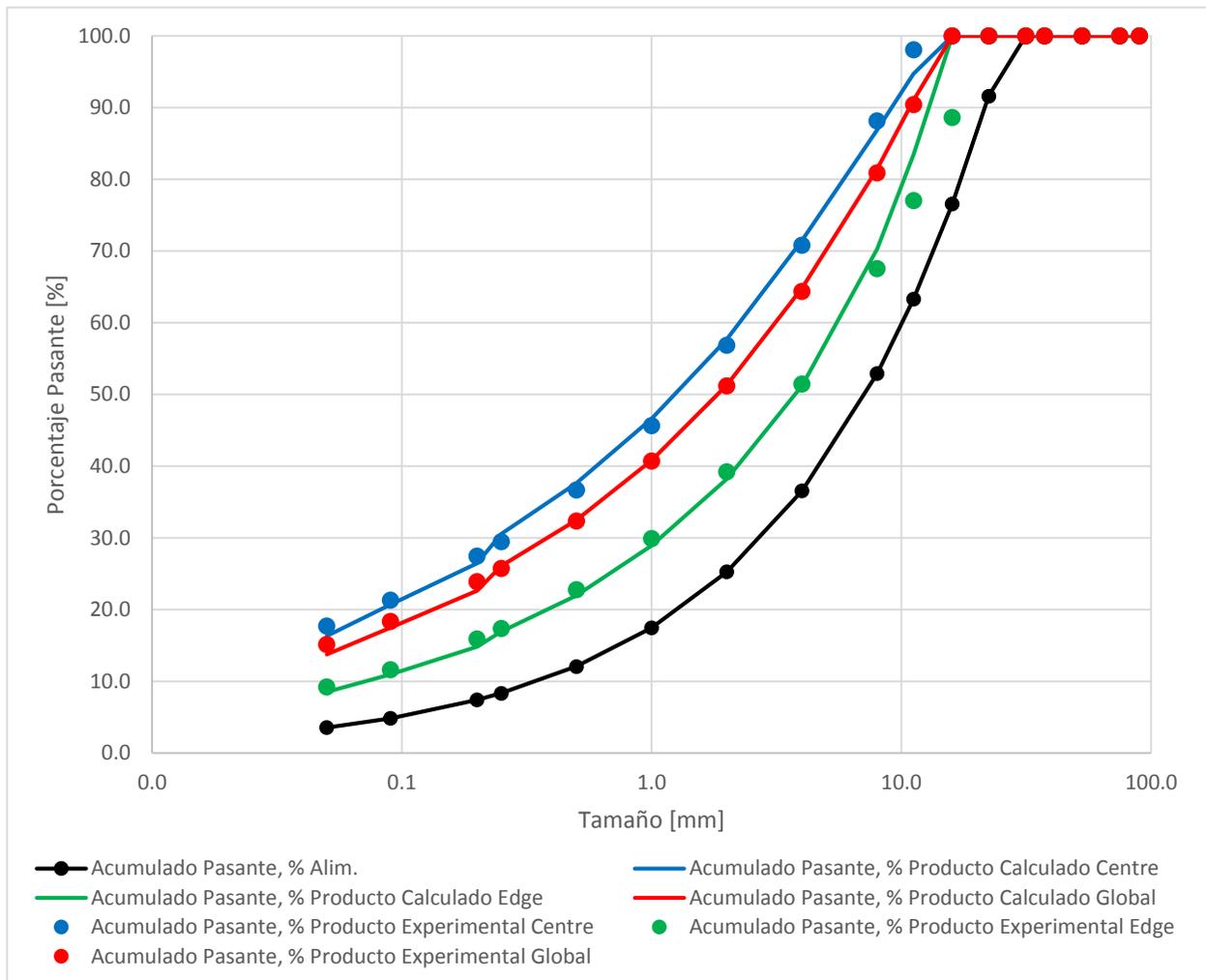


Ilustración 16. Curvas granulométricas del mejor ajuste del modelo de Morrell

A continuación se presente el error de ajuste para la capacidad de tratamiento (Tonelaje) y consumo específico de energía para el modelo de Morrell.

Tabla 21. Consumo específico de energía (CEE) en ajuste Modelo de Morrell

N° de Ajuste	CEE Calculado [kWh/t]	CEE Experimental [kWh/t]
1	3.48	1.98
2	2.20	2.06
3	2.13	2.06
4	2.06	2.04
5	2.44	2.40
8	1.84	1.38
9	2.19	1.91
10	1.92	2.03
11	1.98	2.08
14	4.31	1.00
15	2.82	1.38
16	0.62	1.71
18	3.77	1.04
19	3.98	1.47
20	0.87	1.92
22	2.26	-
24	6.14	-

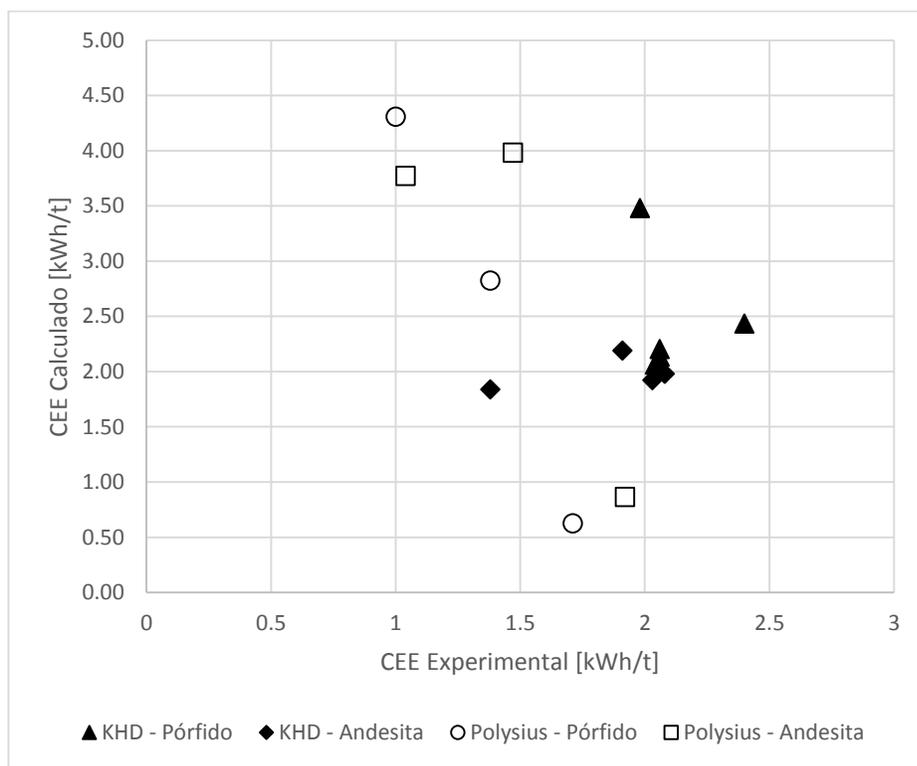


Ilustración 17. Ajuste Modelo de consumo específico de energía de Morrell (calculados vs experimental)

Tabla 22. Error de Ajuste para modelo de capacidad y de CEE de Morrell, Error medio

	Litología/Mineral	Código	Error tonelaje [%]	Error CEE [%]
1	Pórfido	T&C-M1-1	8%	76%
2	Pórfido	T&C-M1-2	4%	7%
3	Pórfido	T&C-M1-3	64%	4%
4	Pórfido	T&C-M1-4	16%	1%
5	Pórfido	T&C-M1-5	13%	1%
8	Andesita	T&C-M1-8	12%	33%
9	Andesita	T&C-M1-9	11%	15%
10	Andesita	T&C-M1-10	14%	5%
11	Andesita	T&C-M1-11	16%	5%
14	Pórfido	T&C-M2-1	-	331%
15	Pórfido	T&C-M2-2	-	105%
16	Pórfido	T&C-M2-3	-	63%
18	Andesita	T&C-M2-5	-	263%
19	Andesita	T&C-M2-6	-	171%
20	Andesita	T&C-M2-7	-	55%
22	Cobre y Fierro	H&F - 1	-	-
24	Cobre y Fierro	H&F - 3	-	-

Promedio de errores de Capacidad y de CEE según litología y equipo. Solo considerando las pruebas utilizadas para el ajuste.

Tabla 23. Promedio de errores de modelo de capacidad y CEE de Morrell, Error medio

Litología/Equipo	Error tonelaje [%]	Error CEE [%]
Pórfido M1	21%	18%
Andesita M1	13%	15%
Pórfido M2	-	166%
Andesita M2	-	163%
Cu y Fe Lab	-	-
Cu y Fe Ind.	-	-

6.3. Ajuste Modelo de Torres y Casali

Como se mencionó anteriormente para el ajuste de este modelo se utilizan los mismos números de pruebas que para el modelo de Morrell. Y se emplea el mismo método descrito.

Tabla 24. Ajuste Modelo de Torres y Casali y parámetros obtenidos

AJUSTE	Litología/Mineral	Código	PARÁMETROS AJUSTE						
			a1	a2	a3	S1E	z1	z2	a
1	Pórfido	T&C-M1-1	0.13	0.00	0.96	3.87	1.21	0.00	0.24
2	Pórfido	T&C-M1-2	0.62	0.27	1.18	20.11	3.19	0.00	0.03
3	Pórfido	T&C-M1-3	0.26	0.21	2.69	5.10	1.58	0.14	0.17
4	Pórfido	T&C-M1-4	0.00	0.28	103.45	2.21	0.34	0.09	0.37
5	Pórfido	T&C-M1-5	0.24	0.26	42.78	2.45	0.76	-0.01	0.26
8	Andesita	T&C-M1-8	0.11	0.06	1.50	5.11	1.74	0.20	0.28
9	Andesita	T&C-M1-9	0.24	0.26	4.47	3.92	1.30	0.09	0.23
10	Andesita	T&C-M1-10	0.25	0.26	4.21	4.04	1.33	0.10	0.23
11	Andesita	T&C-M1-11	0.25	0.25	3.97	4.21	1.37	0.11	0.23
14	Pórfido	T&C-M2-1	0.48	0.14	2.34	4.29	1.46	0.13	0.27
15	Pórfido	T&C-M2-2	0.44	0.15	3.06	6.10	1.75	0.17	0.29
16	Pórfido	T&C-M2-3	0.36	0.18	7.34	5.98	1.68	0.16	0.44
18	Andesita	T&C-M2-5	0.27	0.09	1.95	8.21	2.13	0.25	0.24
19	Andesita	T&C-M2-6	0.31	0.15	4.74	6.20	1.79	0.18	0.20
20	Andesita	T&C-M2-7	0.26	0.18	34.99	5.86	1.69	0.16	0.38
22	Cobre y Fierro	H&F - 1	0.39	0.25	21.50	7.30	1.71	0.14	0.24
24	Cobre y Fierro	H&F - 3	0.31	0.45	0.45	42.56	3.61	0.39	0.24

Promedio parámetros ajustados, según litología y equipos para posterior validación del modelo. Sólo se consideran las pruebas utilizadas para realizar el ajuste.

Tabla 25. Promedio parámetros obtenidos luego de ajuste

	PARÁMETROS AJUSTE						
	a1	a2	a3	S1E	z1	z2	a
Pórfido M1	0.25	0.20	30.21	6.75	1.42	0.04	0.21
Andesita M1	0.21	0.21	3.54	4.32	1.43	0.12	0.24
Pórfido M2	0.42	0.16	4.25	5.46	1.63	0.15	0.33
Andesita M2	0.28	0.14	13.89	6.76	1.87	0.20	0.27
Cu y Fe Lab	0.39	0.25	21.50	7.30	1.71	0.14	0.24
Cu y Fe Ind.	0.31	0.45	0.45	42.56	3.61	0.39	0.24

Todos los ajustes realizados para el Modelo Torres-Casali con sus respectivos parámetros se pueden encontrar en el Anexo B.

}

6.4. Errores de Ajustes Modelo de Torres y Casali

Para el ajuste realizado se obtuvo los siguientes tamaños para el producto del centro y borde de los rodillos, y del total del HPGR. Se presentan los gráficos de los tamaños P80 de cada zona del HPGR, comparando datos experimentales con datos calculados, de esta manera se visualiza la calidad del ajuste que realiza el modelo de Torres y Casali

Para la zona del centro de los rodillos, los siguientes son los resultados.

Tabla 26. Tamaños de producto del Centro en ajuste Modelo de Torres y Casali

N° de Ajuste	Producto Centro Calculado			Producto Centro Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
1	0.18	0.18	1.77	0.12	1.85	7.44
2	0.17	0.17	1.96	0.11	1.64	6.46
3	0.11	0.11	1.87	0.11	1.64	6.46
4	0.18	0.18	1.77	0.20	2.35	8.42
5	0.10	0.10	1.94	0.12	1.85	7.44
8	0.14	0.14	1.41	0.14	1.51	5.11
9	0.22	0.22	2.39	0.22	2.31	7.67
10	0.21	0.21	2.29	0.20	2.19	7.50
11	0.21	0.21	2.21	0.19	2.12	7.34
14	0.03	0.03	1.23	0.05	1.20	6.02
15	0.02	0.02	0.97	0.04	0.92	4.73
16	0.03	0.03	1.01	0.06	1.04	4.67
18	0.09	0.09	1.52	0.10	1.47	5.74
19	0.06	0.06	1.45	0.08	1.31	5.47
20	0.06	0.06	1.30	0.09	1.29	5.13
22	-	-	-	-	-	-
24	-	-	-	-	-	-

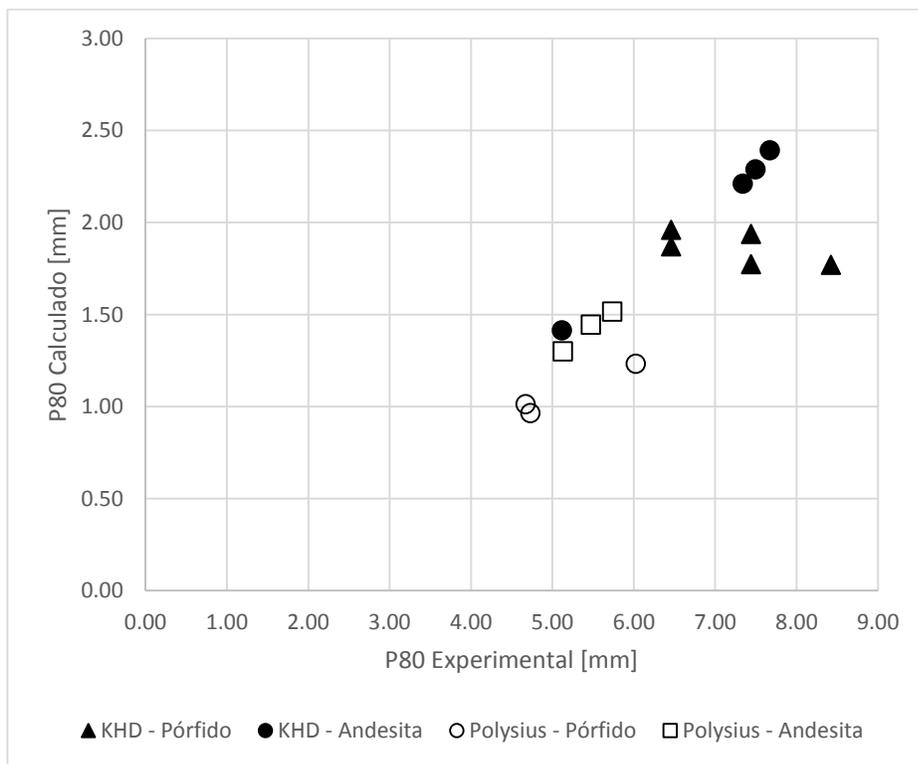


Ilustración 18. Tamaño (P80) del producto del Centro de los Rodillos (Calculado vs Experimental) para Modelo de Torres y Casali

Para la zona del borde de los rodillos se muestran los resultados a continuación.

Tabla 27. Tamaños de producto del Borde en ajuste Modelo de Torres y Casali

N° de Ajuste	Producto Borde Calculado			Producto Borde Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
1	7.27	8.43	18.36	2.20	8.47	16.91
2	7.38	8.64	16.74	2.14	8.60	17.57
3	6.77	9.41	17.84	2.14	8.60	17.57
4	7.44	9.65	17.68	2.66	9.38	17.88
5	7.32	9.56	18.11	2.20	8.47	16.91
8	4.77	8.43	16.83	2.07	8.10	16.33
9	7.76	8.99	17.19	2.45	8.41	15.84
10	7.55	8.83	17.00	2.20	8.20	16.12
11	7.35	8.63	16.69	2.11	7.97	15.76
14	5.63	4.03	11.53	0.38	3.85	12.57
15	4.09	3.19	9.85	0.21	2.99	11.82
16	3.75	2.62	8.55	0.13	2.41	10.98
18	5.37	3.56	10.30	0.86	5.55	14.40
19	5.26	3.89	11.00	0.36	3.72	12.32
20	4.33	2.90	9.14	0.19	2.71	10.68
22	-	-	-	-	-	-
24	-	-	-	-	-	-

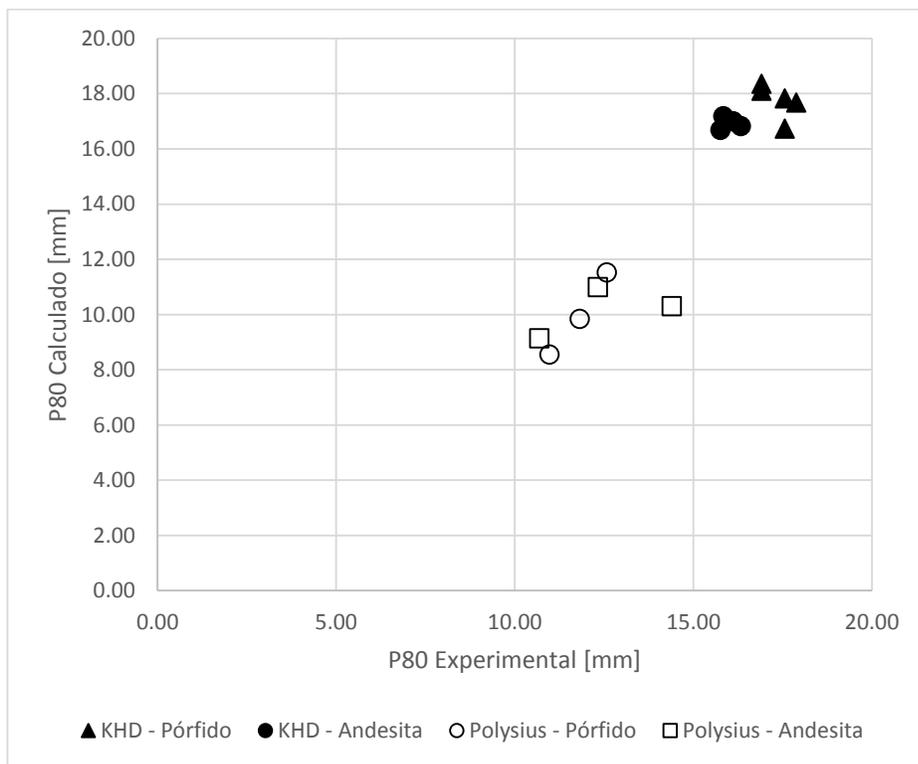


Ilustración 19. Tamaño (P80) del producto del Borde de los Rodillos (Calculado vs Experimental) para Modelo de Torres y Casali

El producto obtenido en total del HPGR es el siguiente para el modelo de Torres y Casali.

Tabla 28. Tamaños de producto Total en ajuste Modelo de Torres y Casali

N° de Ajuste	Producto Total Calculado			Producto Total Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
1	0.23	2.55	9.86	0.19	2.53	9.61
2	0.18	2.05	7.66	0.17	2.25	8.38
3	0.20	2.45	8.74	0.23	2.83	10.17
4	0.39	3.58	11.44	0.27	3.07	10.65
5	0.21	2.89	10.15	0.19	2.53	9.61
8	0.21	3.82	10.74	0.18	3.68	10.80
9	0.30	3.18	9.82	0.31	3.01	9.71
10	0.27	3.06	9.66	0.28	2.87	9.52
11	0.25	2.97	9.51	0.26	2.77	9.32
14	0.06	1.73	7.33	0.08	1.69	8.06
15	0.04	1.38	5.81	0.05	1.29	6.69
16	0.07	1.53	5.74	0.06	1.33	6.41
18	0.14	1.85	6.55	0.16	2.27	8.73
19	0.10	1.75	6.40	0.12	1.86	7.73
20	0.11	1.75	6.10	0.10	1.71	7.20
22	0.04	0.54	1.65	0.05	0.21	1.72
24	0.09	2.47	12.56	0.09	2.42	13.18

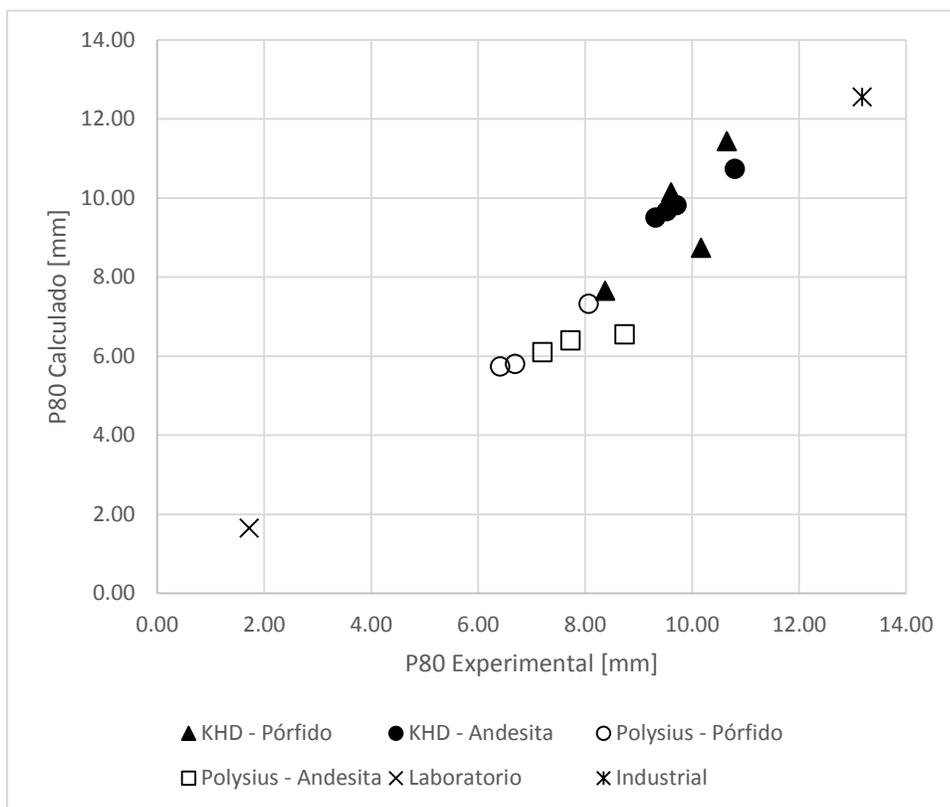


Ilustración 20. Tamaño (P80) del producto Total del HPGR (Calculado vs Experimental) para Modelo de Torres y Casali

Los tamaños de producto, P20 y P50, para el modelo de Torres y Casali se muestran en el Anexo F.

A continuación se muestran los errores de ajustes obtenidos para cada prueba utilizada. Se consideran dos índices estadísticos para lograr un mejor análisis de la bondad de ajuste para el modelo.

Tabla 29. Errores de ajuste de modelo de granulometría de Torres y Casali

AJUSTE	Litología/ Mineral	Código	ERROR [%]			KOLMOGOROV- SMIRNOV		
			Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
1	Pórfido	T&C-M1-1	3%	66%	3%	3.20	8.65	4.10
2	Pórfido	T&C-M1-2	3%	54%	4%	3.77	6.06	3.74
3	Pórfido	T&C-M1-3	3%	45%	6%	2.89	4.77	5.04
4	Pórfido	T&C-M1-4	7%	11%	6%	6.51	3.28	5.12
5	Pórfido	T&C-M1-5	2%	58%	3%	1.85	6.46	3.64
8	Andesita	T&C-M1-8	4%	32%	5%	3.03	7.52	3.24
9	Andesita	T&C-M1-9	3%	60%	3%	1.75	8.38	4.33
10	Andesita	T&C-M1-10	3%	47%	3%	1.77	8.19	4.41
11	Andesita	T&C-M1-11	3%	46%	3%	1.84	7.83	4.72
14	Pórfido	T&C-M2-1	2%	4%	2%	2.31	2.98	2.33
15	Pórfido	T&C-M2-2	2%	4%	2%	3.35	6.11	3.39
16	Pórfido	T&C-M2-3	3%	7%	3%	5.71	8.66	3.26
18	Andesita	T&C-M2-5	3%	27%	5%	2.91	12.47	7.66
19	Andesita	T&C-M2-6	2%	3%	3%	2.77	4.24	5.08
20	Andesita	T&C-M2-7	2%	5%	2%	4.88	6.28	4.63
22	Cobre/Fie rro	H&F – 1	-	-	1%	-	-	2.60
24	Cobre /Fierro	H&F – 3	-	-	1%	-	-	2.46

Promedio de los errores de ajustes para granulometría según tipo de mineral

Tabla 30. Promedio Errores de Ajuste modelo de granulometría, Error medio y K-S

Litología/Equipo	ERROR [%]			KOLMOGOROV-SMIRNOV		
	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
Pórfido M1	4%	47%	5%	3.64	5.84	4.33
Andesita M1	3%	46%	4%	2.10	7.98	4.18
Pórfido M2	2%	5%	2%	3.79	5.92	2.99
Andesita M2	2%	12%	3%	3.52	7.66	5.79
Cu y Fe Lab	-	-	1%	-	-	2.60
Cu y Fe Ind.	-	-	1%	-	-	2.46

El peor y el mejor ajuste obtenido para la distribución de tamaños de los productos del centro, borde y total del HPGR son los que se muestran a continuación.

El peor ajuste granulométrico obtenido para el modelo de Torres y Casali es el que corresponde al “Ajuste 1”, esto se puede observar en las curvas granulométricas mostradas en la Ilustración 21.

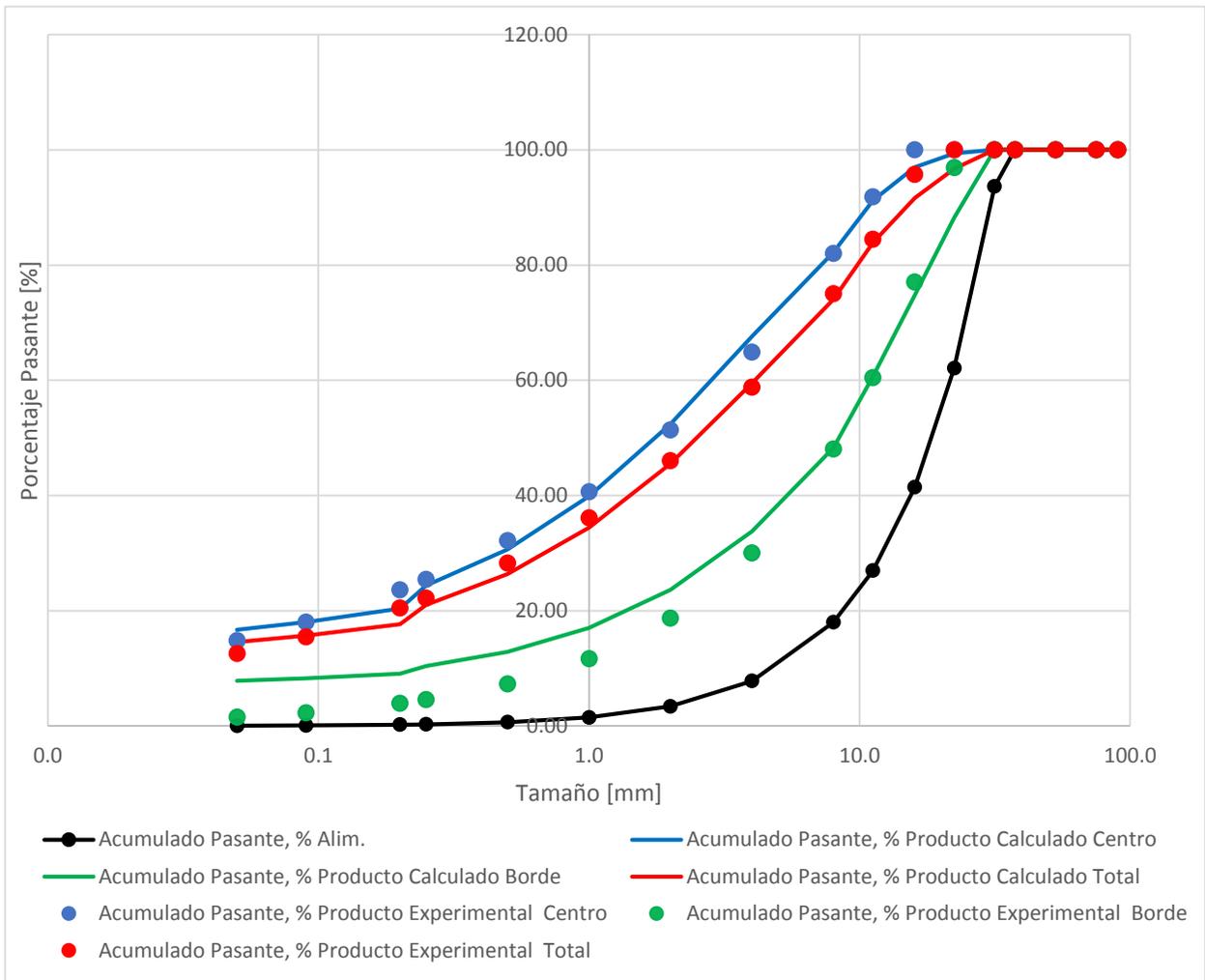


Ilustración 21. Curvas granulométricas del peor ajuste del modelo de Torres y Casali.

Por otro lado, el mejor ajuste obtenido para el modelo de Morrell corresponde al realizado en el “Ajuste 19”, en la Ilustración 16 se muestran las curvas granulométricas.

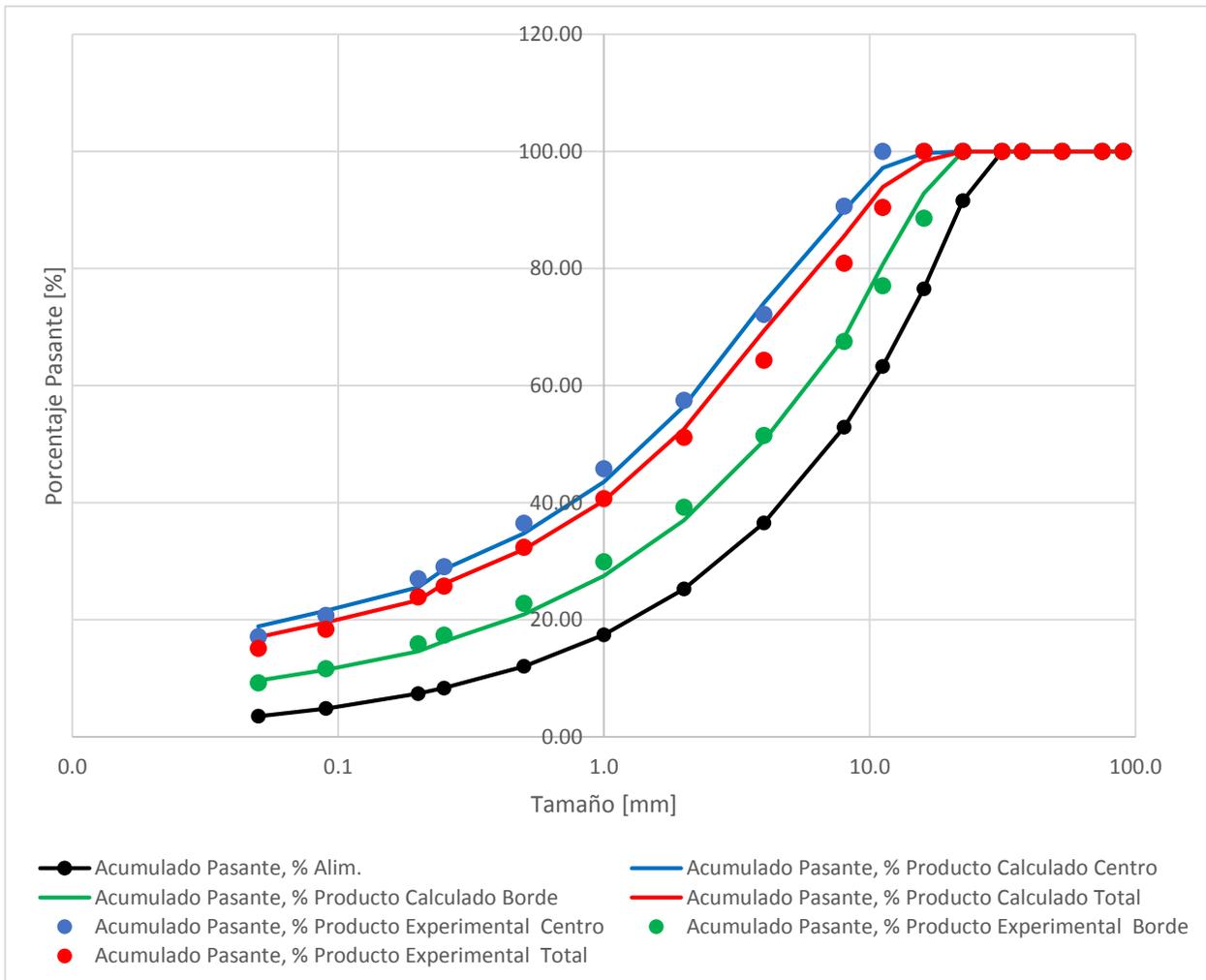


Ilustración 22. Curvas granulométricas del mejor ajuste del modelo de Torres y Casali.

A continuación se presente el error de ajuste para la capacidad de tratamiento (Tonelaje) y consumo específico de energía para el modelo de Morrell.

Tabla 31. Consumo específico de energía (CEE) en ajuste Modelo de Torres y Casali

N° de Ajuste	CEE Calculado [kWh/t]	CEE Experimental [kWh/t]
1	1.32	1.44
2	1.96	2.06
3	1.96	2.03
4	1.93	2.04
5	2.44	2.40
8	1.23	1.38
9	1.89	1.91
10	1.89	2.03
11	1.89	2.08
14	0.96	1.00
15	1.29	1.38
16	1.61	1.71
18	0.94	1.04
19	1.26	1.47
20	1.57	1.92
22	1.52	-
24	1.00	-

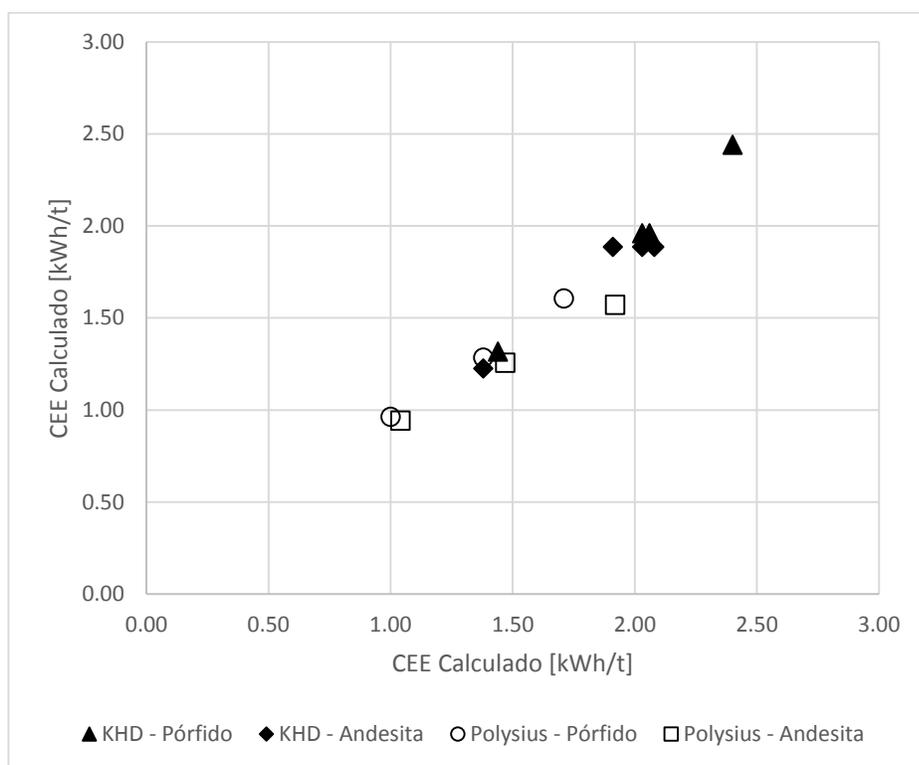


Ilustración 23. Ajuste Modelo de consumo específico de energía de Torres y Casali (calculados vs experimental)

Los gráficos de los tamaños P20 y P50 del ajuste del modelo de Torres y Casali se encuentran en el Anexo F.

Tabla 32. Errores de Ajuste modelo de capacidad y CEE de Torres y Casali, Error Medio

Ajuste	Litología/Mineral	Código	Error tonelaje [%]	Error CEE [%]
1	Pórfido	T&C-M1-1	2%	9%
2	Pórfido	T&C-M1-2	9%	5%
3	Pórfido	T&C-M1-3	9%	3%
4	Pórfido	T&C-M1-4	11%	6%
5	Pórfido	T&C-M1-5	12%	2%
8	Andesita	T&C-M1-8	8%	11%
9	Andesita	T&C-M1-9	8%	1%
10	Andesita	T&C-M1-10	10%	7%
11	Andesita	T&C-M1-11	11%	9%
14	Pórfido	T&C-M2-1	-	4%
15	Pórfido	T&C-M2-2	-	7%
16	Pórfido	T&C-M2-3	-	6%
18	Andesita	T&C-M2-5	-	9%
19	Andesita	T&C-M2-6	-	14%
20	Andesita	T&C-M2-7	-	18%
22	Cobre y Fierro	H&F - 1	-	-
24	Cobre y Fierro	H&F - 3	-	-

Promedio de errores de Capacidad y de CEE según litología y equipo.

Tabla 33. Promedio error de ajuste modelo de capacidad y CEE, error medio

Litología/Equipo	Error tonelaje [%]	Error CEE [%]
Pórfido M1	9%	5%
Andesita M1	9%	7%
Pórfido M2	-	6%
Andesita M2	-	14%
Cu y Fe Lab	-	-
Cu y Fe Ind.	-	-

Tabla 34. Promedio general de Errores de Ajuste Modelo de Morrell y de Torres y Casali, Error medio y K-S granulometría

	ERROR [%]			KOLMOGOROV-SMIRNOV		
	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
Modelo de Morrell, 1998	3%	9%	3%	3.25	17.49	4.27
Modelo de Torres y Casali, 2009	3%	29%	3%	3.24	6.79	4.10

Tabla 35. Promedio general de Errores de Ajuste Modelo de Morrell y de Torres y Casali, Error medio Capacidad y CEE

	Error Capacidad [%]	Error CEE [%]
Modelo de Morrell, 1998	17%	71%
Modelo de Torres y Casali, 2009	9%	7%

7. Resultado Validación

7.1. Validación Modelo Morrell

Luego de obtener todos los ajustes con los datos definidos para esto, se procede a validar cada sub-modelo, utilizando el promedio de todos los parámetros que se tienen. Con esto se evalúa el error que presenta para cada prueba seleccionada para la validación (32% del total).

Para la zona del centro de los rodillos, los siguientes son los resultados.

Tabla 36. Tamaños de producto del Centro en validación Modelo de Morrell

N° de Validación	Producto Centro Calculado			Producto Centro Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
6	0.21	2.29	8.79	0.09	1.47	6.20
7	0.24	3.28	10.31	0.12	1.85	7.44
12	0.22	1.91	7.48	0.15	1.92	7.12
13	0.22	1.91	7.48	0.14	1.96	7.46
17	0.03	0.86	4.77	0.04	1.05	5.51
21	0.11	1.23	5.54	0.08	1.29	5.29
23	-	-	-	-	-	-
25	-	-	-	-	-	-

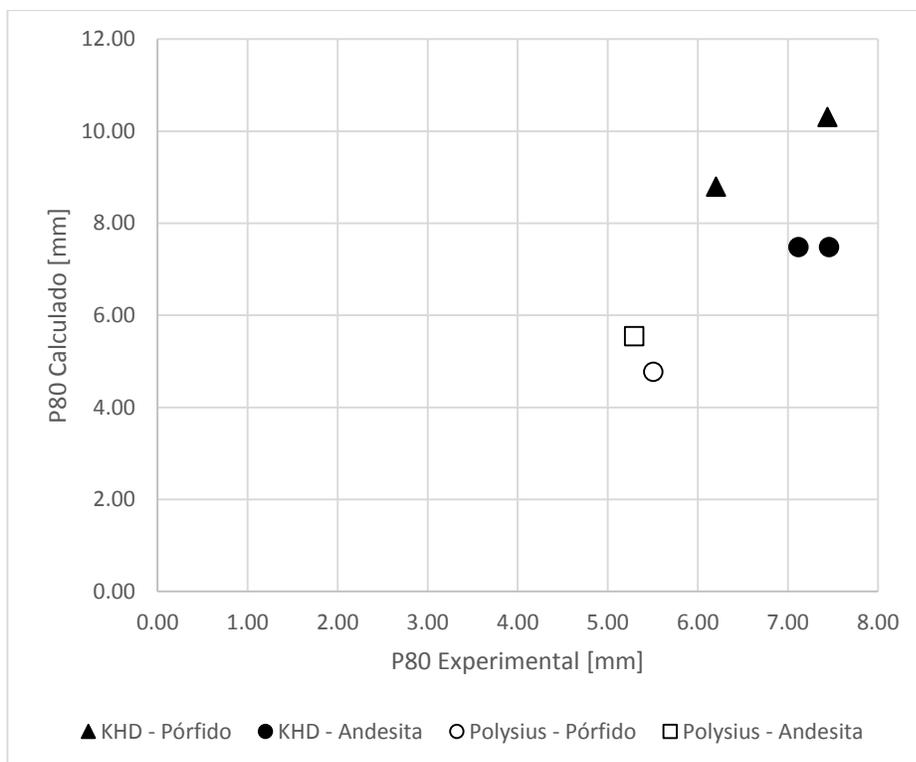


Ilustración 24. Validación Modelo de granulometría de Morrell para el centro (P80 calculados vs P80 experimental)

Para la zona del borde de los rodillos se muestran los resultados a continuación.

Tabla 37. Tamaños de producto del Bordes en validación Modelo de Morrell

N° de Validación	Producto Borde Calculado			Producto Borde Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
6	3.18	9.17	13.13	2.13	8.22	16.45
7	5.11	10.64	14.04	2.20	8.47	16.91
12	2.10	8.20	12.70	1.61	6.95	14.71
13	2.10	8.20	12.70	2.08	8.14	16.39
17	0.11	3.33	9.97	0.33	3.83	13.40
21	0.40	3.74	10.27	0.25	2.93	10.44
23	-	-	-	-	-	-
25	-	-	-	-	-	-

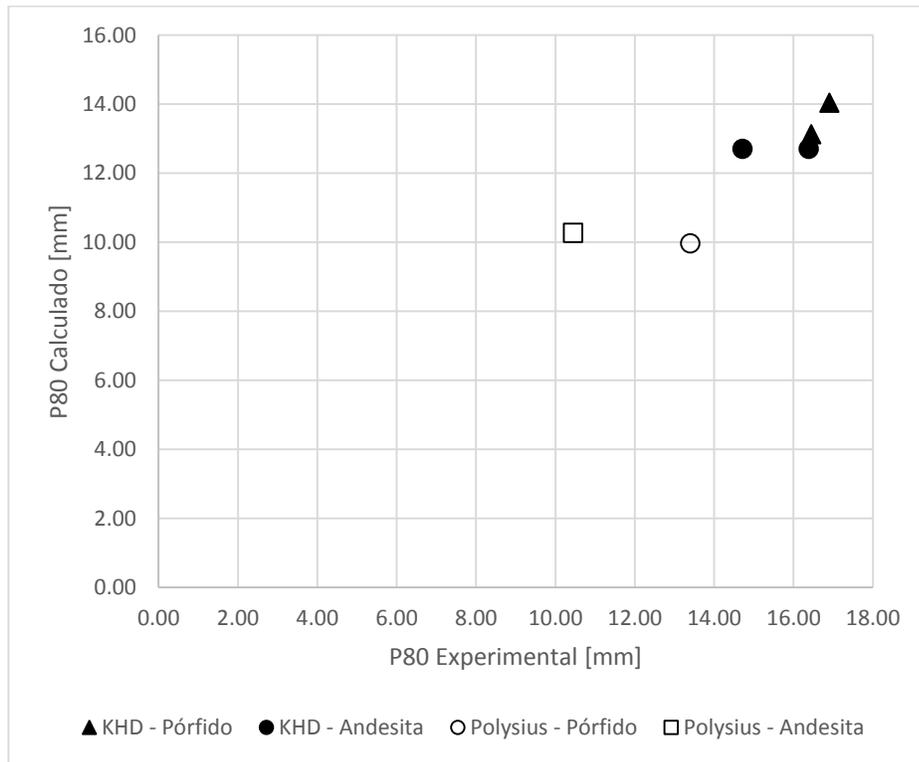


Ilustración 25. Validación Modelo de granulometría de Morrell para el borde (P80 calculados vs P80 experimental)

El producto obtenido en total del HPGR es el siguiente para el modelo de Morrell.

Tabla 38. Tamaños de producto Total en validación Modelo de Morrell

N° de Validación	Producto Total Calculado			Producto Total Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
6	0.24	3.12	9.91	0.24	3.12	9.91
7	0.36	4.67	11.54	0.36	4.67	11.54
12	0.24	2.51	8.92	0.24	2.51	8.92
13	0.24	2.51	8.92	0.24	2.51	8.92
17	0.04	1.28	6.44	0.04	1.28	6.44
21	0.18	1.82	7.37	0.18	1.82	7.37
23	0.08	0.46	1.24	0.08	0.46	1.24
25	0.10	2.34	13.09	0.10	2.34	13.09

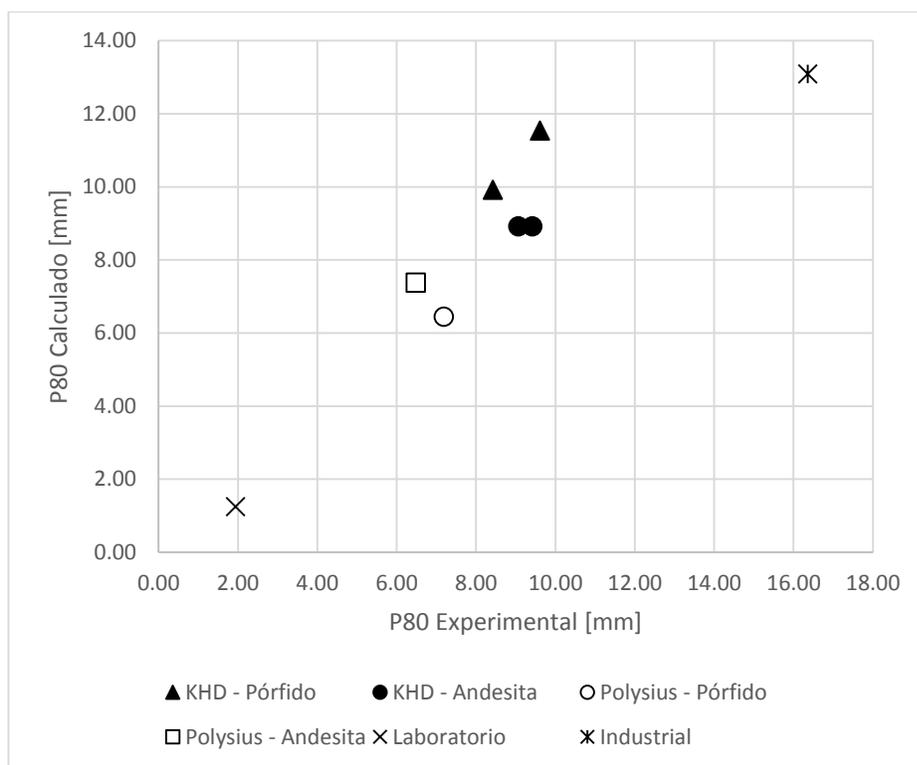


Ilustración 26. Validación Modelo de granulometría de Morrell para el producto total del HPGR (P80 calculados vs P80 experimental)

Se presentan los gráficos de comparación de los datos experimentales con los datos calculados del P80 para visualizar la capacidad de predicción del modelo. Los gráficos de los tamaños P20 y P50 de la validación del modelo de Morrell se encuentran en el Anexo G.

Tabla 39. Consumo específico de energía (CEE) en validación Modelo de Morrell

N° de Validación	CEE Calculado [kWh/t]	CEE Experimental [kWh/t]
6	2.45	2.48
7	2.45	1.98
12	1.98	2.39
13	1.98	1.98
17	2.50	1.57
21	2.80	2.23
23	2.26	-
25	6.14	-

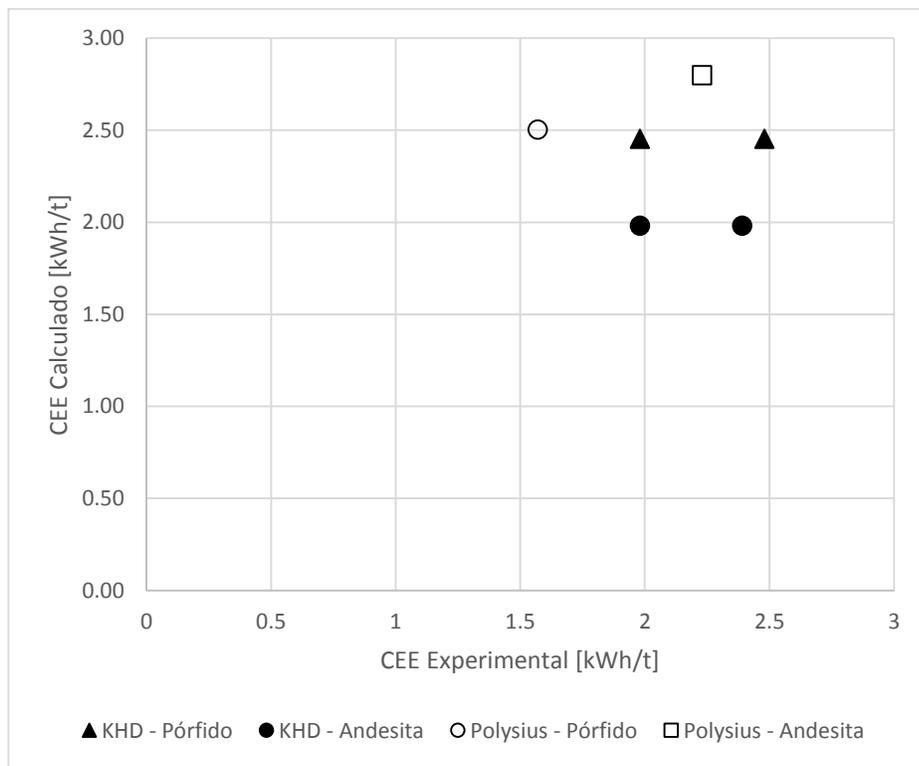


Ilustración 27. Validación Modelo de consumo específico de energía de Morrell (calculados vs experimental)

Para verificar la capacidad predictiva, se calcular el Error Medio y Kolmogorov-Smirnov.

Tabla 40. Errores de Validación Modelo de Morrell

N° Val.	Litología /Mineral	Código	ERROR [%]			KOLMOGOROV-SMIRNOV			ERROR [%]	
			Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total	Tonelaje	CEE
6	Pórfido	T&C-M1-6	10%	10%	10%	10.34	21.48	7.80	15%	1%
7	Pórfido	T&C-M1-7	12%	26%	14%	12.43	22.94	12.49	8%	24%
12	Andesita	T&C-M1-12	4%	6%	4%	3.91	15.69	3.63	17%	17%
13	Andesita	T&C-M1-13	4%	12%	5%	4.18	21.27	3.44	21%	0%
17	Pórfido	T&C-M2-4	3%	17%	3%	3.60	14.48	2.73	-	60%
21	Andesita	T&C-M2-8	3%	9%	6%	4.27	6.32	4.35	-	26%
23	Cobre y Fierro	H&F - 2	-	-	6%	-	-	19.15	-	-
25	Cobre y Fierro	H&F - 4	-	-	6%	-	-	12.57	-	-

Promedio de errores de validación de acuerdo a litología y equipo.

Tabla 41. Promedio de Errores de Validación Modelo de Morrell, según litología y equipo.

Litología/Mineral	ERROR [%]			KOLMOGOROV-SMIRNOV			ERROR [%]	
	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total	Capacidad	CEE
Pórfido M1	11%	18%	12%	11.38	22.21	10.14	12%	12%
Andesita M1	4%	9%	5%	4.04	18.48	3.54	19%	9%
Pórfido M2	3%	17%	3%	3.60	14.48	2.73	-	60%
Andesita M2	3%	9%	6%	4.27	6.32	4.35	-	26%
Cu y Fe Lab			6%	-	-	19.15	-	-
Cu y Fe Ind.			6%	-	-	12.57	-	-

La mejor y peor validación obtenida para la distribución de tamaños de los productos del centro, borde y total del HPGR son los que se muestran a continuación.

El peor ajuste granulométrico obtenido para el modelo de Morrell es el que corresponde al “Validación 7”, esto se pudo observar en las curvas granulométricas mostradas en la Ilustración 28.

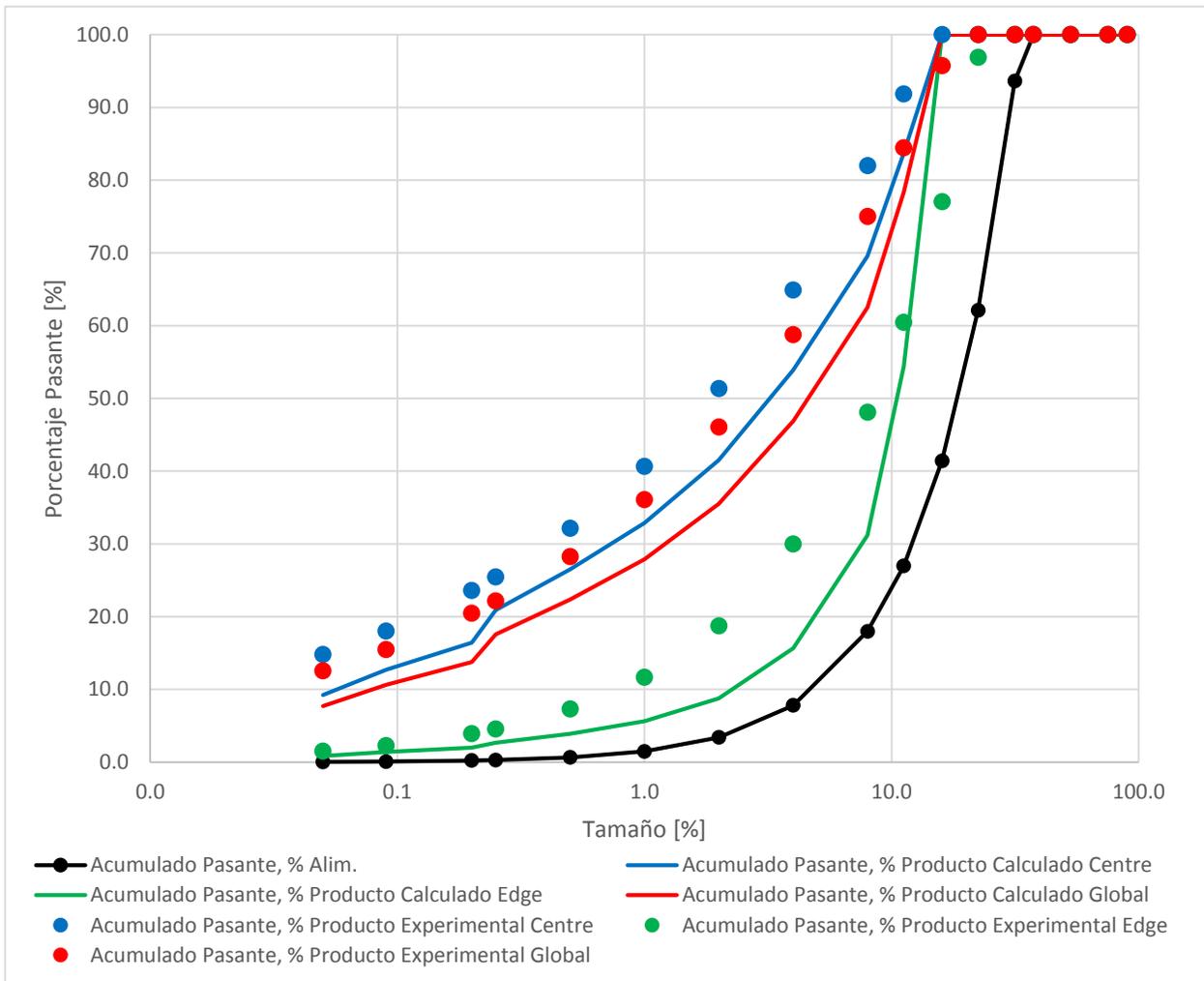


Ilustración 28. Curvas granulométricas del peor resultado de validación del modelo de Morrell.

El mejor resultado de validación para el modelo de Morrell se obtuvo en la “Validación 12”, las curvas granulométricas se muestran en la Ilustración 29.

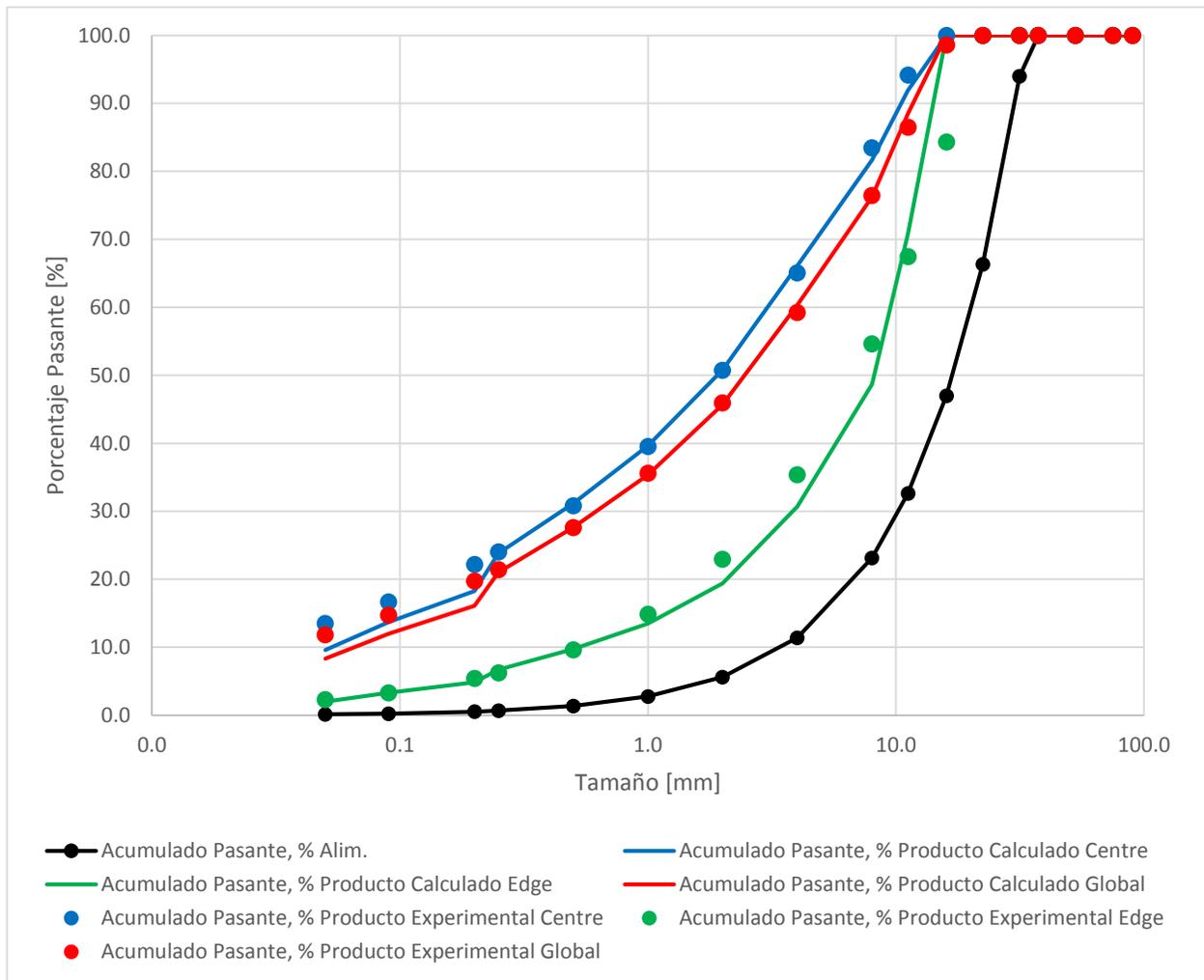


Ilustración 29. Curvas granulométricas de la mejor validación del modelo de Morrell.

7.2. Validación Modelo de Torres y Casali

Al igual que para el ajuste, es necesario que para la validación de ambos modelos se utilicen los mismos escenarios de operación, por lo que el número de pruebas de la base de datos a utilizar es la misma que se utiliza con el modelo de Morrell.

Para la zona del centro de los rodillos, los siguientes son los resultados.

Tabla 42. Tamaños de producto del Centro en validación Modelo de Torres y Casali

N° de Validación	Producto Centro Calculado			Producto Centro Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
6	0.03	1.37	4.72	P20	P50	P80
7	0.04	1.88	6.13	0.09	1.47	6.20
12	0.13	1.73	5.79	0.11	1.64	6.46
13	0.22	2.36	7.51	0.15	1.92	7.12
17	0.02	1.03	4.34	0.14	1.96	7.46
21	0.05	1.57	5.52	0.04	1.05	5.51
23	-	-	-	0.08	1.29	5.29
25	-	-	-	-	-	-

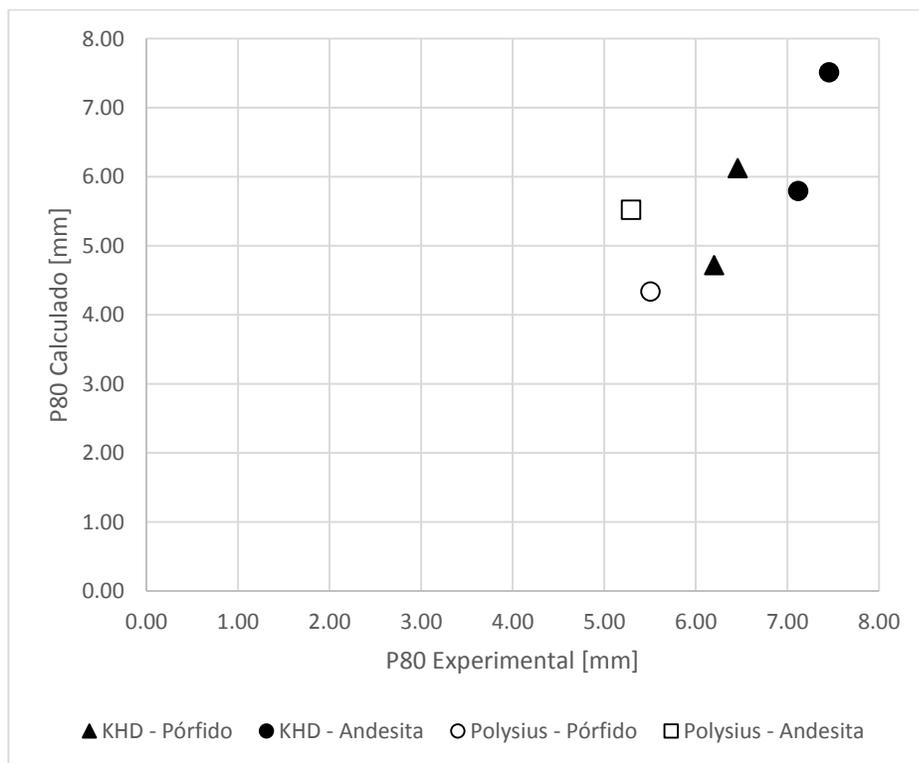


Ilustración 30. Validación Modelo de granulometría de Torres y Casali para el centro (P80 calculados vs P80 experimental)

Para la zona del borde de los rodillos se muestran los resultados a continuación.

Tabla 43. Tamaños de producto del Bordes en validación Modelo de Torres y Casali

N° de Validación	Producto Borde Calculado			Producto Borde Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
6	0.70	7.46	14.58	2.13	8.22	16.45
7	1.15	8.63	15.59	2.14	8.60	17.57
12	1.35	7.49	15.10	1.61	6.95	14.71
13	1.83	8.61	16.45	2.08	8.14	16.39
17	0.25	3.18	9.89	0.33	3.83	13.40
21	0.35	3.61	10.48	0.25	2.93	10.44
23	-	-	-	-	-	-
25	-	-	-	-	-	-

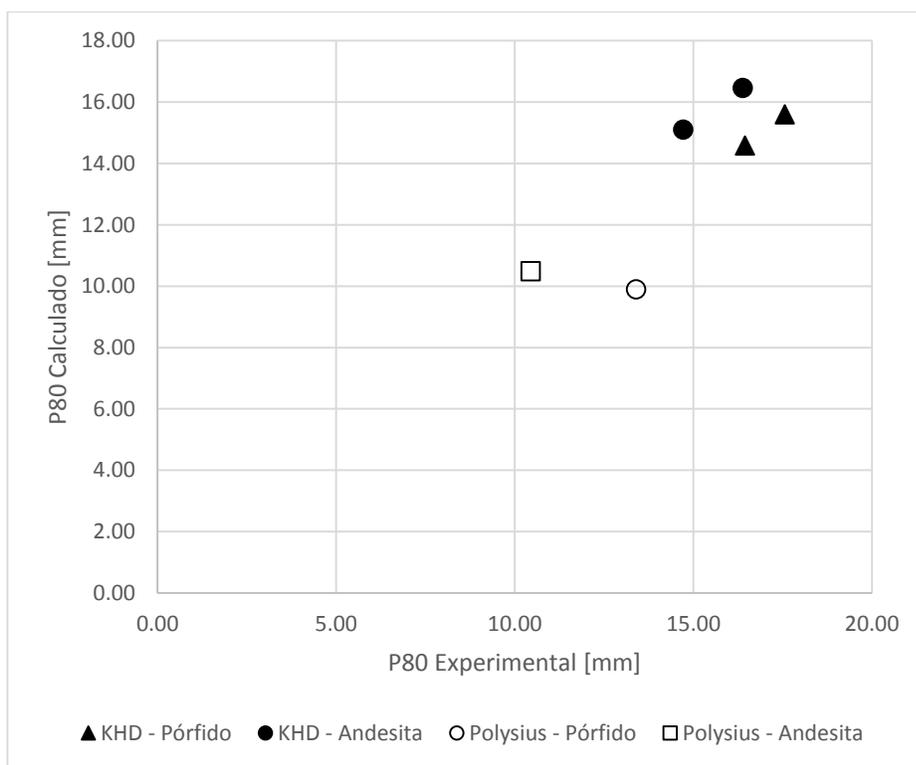


Ilustración 31. Validación Modelo de granulometría de Torres y Casali para el borde (P80 calculados vs P80 experimental)

El producto obtenido en total del HPGR es el siguiente para el modelo de Morrell.

Tabla 44. Tamaños de producto Total en validación Modelo de Torres y Casali

N° de Validación	Producto Total Calculado			Producto Total Experimental		
	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]	P20 [mm]	P50 [mm]	P80 [mm]
6	0.05	1.98	6.88	0.15	2.06	8.02
7	0.07	2.52	8.31	0.24	2.77	9.81
12	0.22	2.39	8.25	0.22	2.50	8.71
13	0.30	3.17	9.66	0.21	2.61	9.42
17	0.05	1.51	6.23	0.06	1.43	7.46
21	0.10	1.99	6.87	0.10	1.56	6.48
23	0.02	0.34	1.16	0.03	0.37	1.38
25	0.07	2.21	11.64	0.11	3.16	17.53

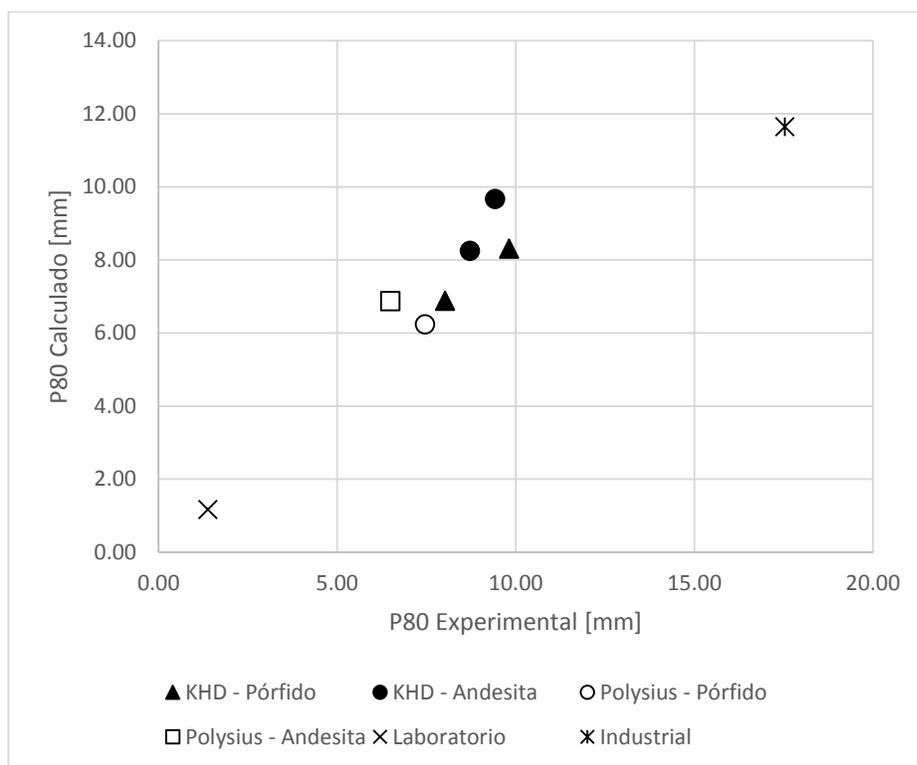


Ilustración 32. Validación Modelo de granulometría de Torres y Casali para el producto total del HPGR (P80 calculados vs P80 experimental)

Se presentan los gráficos de comparación de los datos experimentales con los datos calculados del P80 para visualizar la capacidad de predicción del modelo. Los gráficos de los tamaños P20 y P50 de la validación del modelo de Torres y Casali se encuentran en el Anexo H.

Tabla 45. Consumo específico de energía (CEE) en validación Modelo de Torres y Casali

N° de Validación	CEE Calculado [kWh/t]	CEE Experimental [kWh/t]
6	2.44	2.48
7	1.96	1.98
12	2.36	2.39
13	1.86	1.98
17	1.29	1.57
21	1.26	2.23
23	2.61	-
25	1.20	-

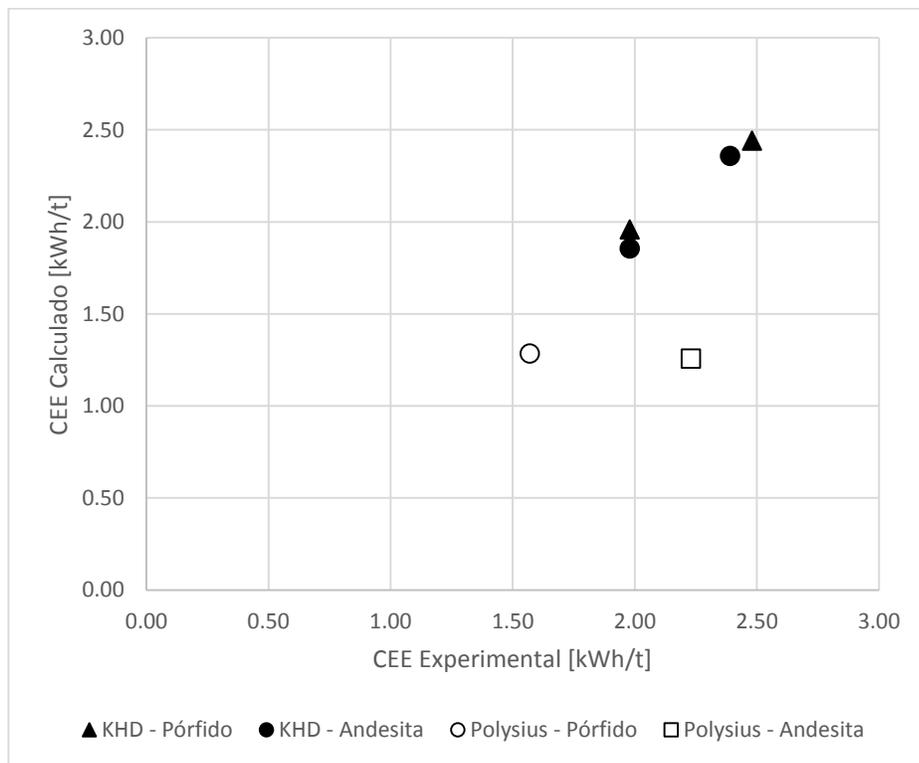


Ilustración 33. Validación Modelo de consumo específico de energía de Torres y Casali (calculados vs experimental)

Tabla 46. Errores de Validación Modelo de Torres y Casali

N° Val.	Litología/ Mineral	Código	ERROR [%]			KOLMOGOROV-SMIRNOV			ERROR [%]	
			Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total	Ton.	CEE
6	Pórfido	T&C-M1-6	8%	106%	9%	7.15	11.17	6.44	7%	2%
7	Pórfido	T&C-M1-7	7%	80%	13%	5.78	8.92	7.18	5%	1%
12	Andesita	T&C-M1-12	4%	34%	4%	6.75	5.80	4.64	13%	1%
13	Andesita	T&C-M1-13	4%	43%	5%	5.18	6.23	5.60	7%	6%
17	Pórfido	T&C-M2-4	2%	8%	2%	5.47	9.78	4.12	-	18%
21	Andesita	T&C-M2-8	3%	5%	3%	3.27	5.01	4.19	-	44%
23	Cobre y Fierro	H&F - 2	-	-	1%	-	-	5.44	-	-
25	Cobre y Fierro	H&F - 4	-	-	8%	-	-	9.68	-	-

Promedio de errores de validación de acuerdo a litología y equipo.

Tabla 47. Promedio de Errores de Validación Modelo de Torres y Casali, según litología y equipo

Litología/Mineral	ERROR [%]			KOLMOGOROV-SMIRNOV			ERROR [%]	
	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total	Capacidad	CEE
Pórfido M1	7%	93%	11%	6.47	10.05	6.81	6%	1%
Andesita M1	4%	39%	5%	5.96	6.01	5.12	10%	4%
Pórfido M2	2%	8%	2%	5.47	9.78	4.12	-	18%
Andesita M2	3%	5%	3%	3.27	5.01	4.19	-	44%
Cu y Fe Lab	-	-	1%	-	-	5.44	-	-
Cu y Fe Ind.	-	-	8%	-	-	9.68	-	-

Tabla 48. Promedio General de Errores de Validación de Modelo de Morrell y Torres y Casali

	ERROR [%]			KOLMOGOROV-SMIRNOV			ERROR [%]	
	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total	Capacidad	CEE
Modelo Morrell	6%	13%	7%	6.45	17.03	8.27	15%	21%
Modelo Torres y Casali	5%	46%	6%	5.60	7.82	5.91	8%	12%

La mejor y peor validación obtenida para la distribución de tamaños de los productos del centro, borde y total del HPGR son los que se muestran a continuación.

El peor ajuste granulométrico obtenido para el modelo de Torres y Casali es el que corresponde al “Validación 6”, esto se puede observar en las curvas granulométricas mostradas en la Ilustración 34.

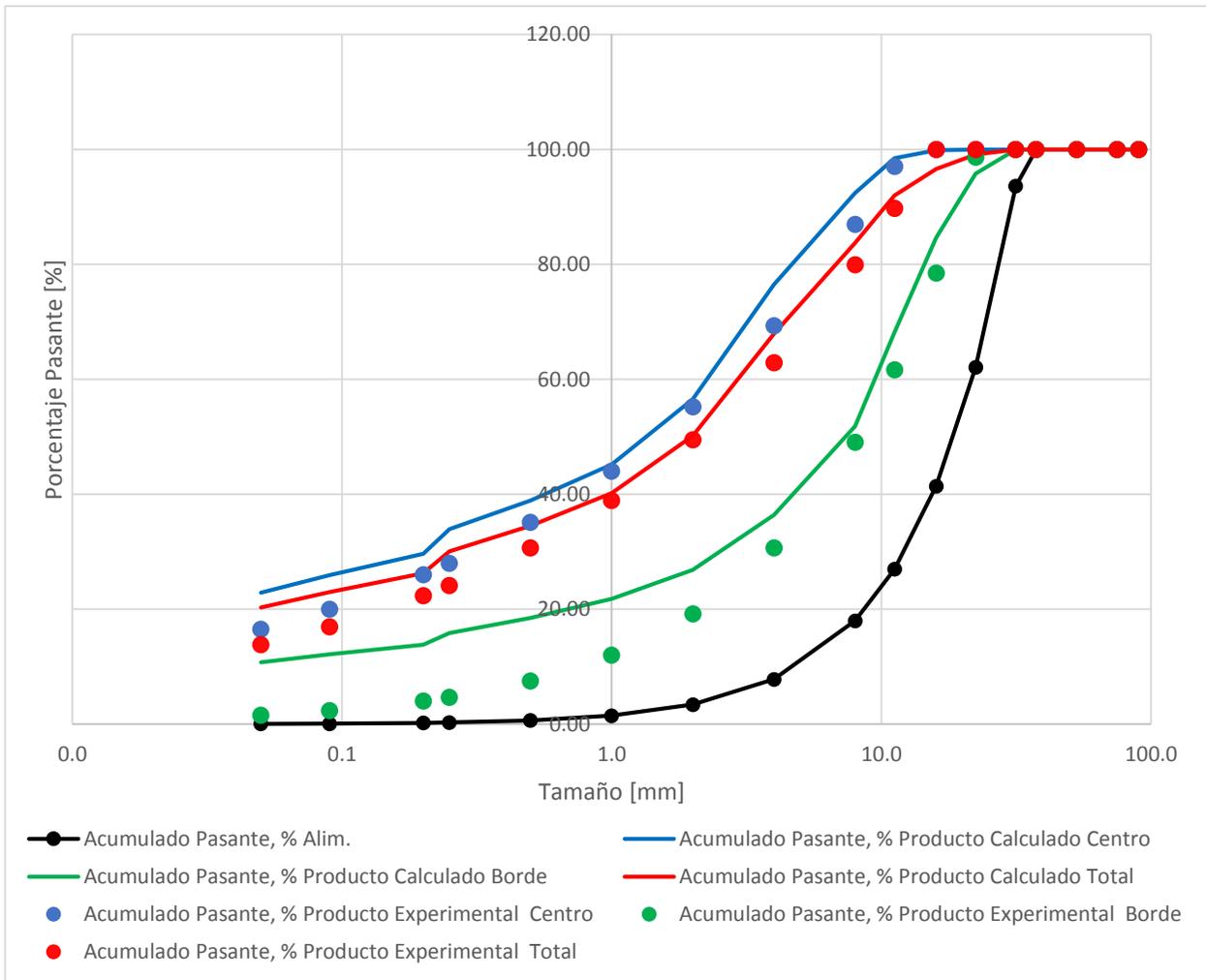


Ilustración 34. Curvas granulométricas de la peor validación del modelo de Torres y Casali.

El mejor resultado de validación para el modelo de Morrell se obtuvo en la “Validación 21”, las curvas granulométricas se muestran en la Ilustración 35.

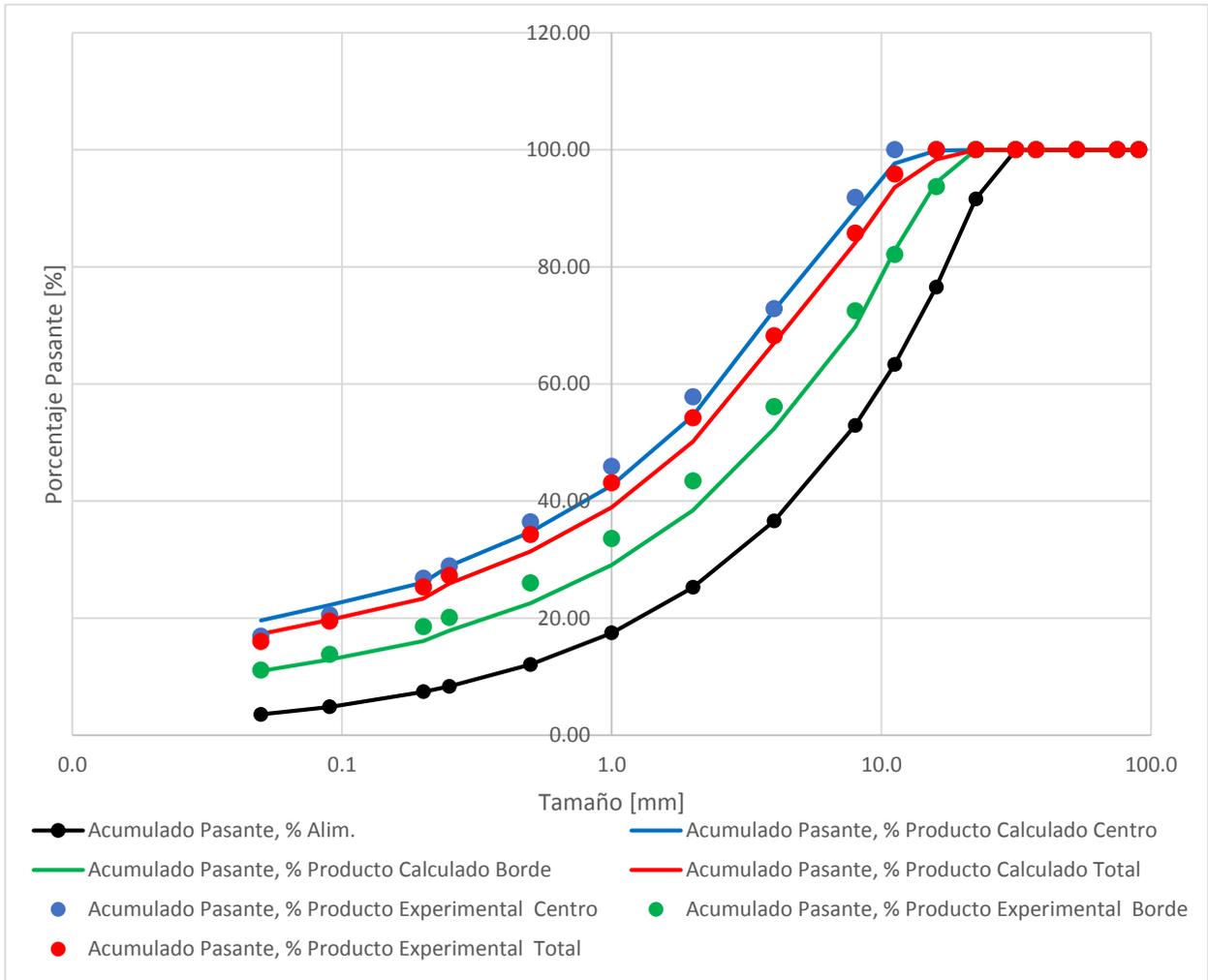


Ilustración 35. Curvas granulométricas de la mejor validación obtenida del modelo de Torres y Casali.

El detalle de las validaciones realizadas para el modelo de Morrell y el de Torres y Casali se encuentran en el Anexo C y D respectivamente.

8. Análisis de Resultados Obtenidos

8.1. Modelo de Morrell

Luego de tener los errores de ajuste y de validación para el Modelo de Morrell es posible apreciar que existe una diferencia en la capacidad de ajuste de acuerdo al fabricante del equipo. En este caso, existen diferencias bien definidas según el equipo utilizado, pero no se aprecia mayor diferencia al variar la litología con la que se trabaja. En las Tablas 19 y 20 se muestra los errores asociados a la estimación de la granulometría de los productos, con estos datos se puede afirmar que el modelo de Morrell tiene una mejor capacidad de ajuste, en la distribución de tamaños, para el equipo del fabricante Polysius. Pero para este mismo modelo el error de ajuste en la estimación de la capacidad de tratamiento y del consumo específico de energía es menor para el equipo KHD. Sin embargo, la estimación para estas variables es poco precisa, llegando a errores sobre el 160% en el caso del consumo específico de energía, como se detalla en las tablas 49 y 50.

Tabla 49. Error de ajuste para modelo de CEE de Morrell, Error Medio.

	Litología/Minera I	Código	Error CEE [%]
1	Pórfido	T&C-M1-1	76%
2	Pórfido	T&C-M1-2	7%
3	Pórfido	T&C-M1-3	4%
4	Pórfido	T&C-M1-4	1%
5	Pórfido	T&C-M1-5	1%
8	Andesita	T&C-M1-8	33%
9	Andesita	T&C-M1-9	15%
10	Andesita	T&C-M1-10	5%
11	Andesita	T&C-M1-11	5%
14	Pórfido	T&C-M2-1	331%
15	Pórfido	T&C-M2-2	105%
16	Pórfido	T&C-M2-3	63%
18	Andesita	T&C-M2-5	263%
19	Andesita	T&C-M2-6	171%
20	Andesita	T&C-M2-7	55%
22	Cobre y Fierro	H&F - 1	-
24	Cobre y Fierro	H&F - 3	-

Tabla 50. Promedio de Error de ajuste de modelo de CEE de Morrell.

Litología/Equipo	Promedio del Error CEE [%]
Pórfido M1	18%
Andesita M1	15%
Pórfido M2	166%
Andesita M2	163%
Cu y Fe Lab	-
Cu y Fe Ind.	-

En cuanto a la escala de laboratorio e industrial solo fue posible trabajar con datos del producto total del HPGR información con la cual se pudo apreciar un error similar de ajuste que con el equipo piloto de Polysius, para el caso del Modelo de Morrell.

En cuanto a los parámetros de ajuste asociados a la función selección del modelo, se tiene que K_1 y K_2 varían de acuerdo al equipo con el que se realizan las pruebas. Lo cual es lógico, dado que

estos parámetros están definidos con el *setting* del equipo. Además, los parámetros del prechancado son mayores que los de las otras zonas, dado que aquí se rompen las granulometrías más grandes, mayor *setting*.

En la zona de compresión se tiene que $K_1=0$, debido a que se asume que en esta zona todo lo que pasa es quebrado por los rodillos.

Para el caso de K_3 es posible identificar una tendencia en las tres (3) zonas modeladas (prechancado, centro y borde), este parámetro es mayor para el caso de pórfidos y además se aprecia que es mayor para la tecnología KHD.

La ruptura en el modelo de Morrell está definida por el parámetro t_{10} , y de acuerdo a los resultados obtenidos para las tres (3) zonas del equipo HPGR es posible decir que es utilizando una misma tecnología el valor de este parámetro es mayor para pórfidos. Y para una misma litología t_{10} es mayor para la tecnología Polysius.

Finalmente, el factor de división, el cual determina la proporción de mineral que es chancado en el borde, presenta valores mayores en el caso del equipo Polysius. En el caso de la escala laboratorio, se aprecia que este factor es casi diez (10) veces mayor que para la escala piloto.

8.2. Modelo de Torres y Casali

Por otro lado, el modelo de Torres-Casali, al igual que en el modelo de Morrell, se aprecia una diferencia en los errores de ajustes de acuerdo al equipo del cual se obtuvieron los datos, dando un mejor ajuste para el equipo de Polysius (Ver Tablas 29 y 30). Además, al observar las Tablas 32 y 33, se puede afirmar que este modelo sigue con la tendencia al igual que Morrell de ajustar mejor la capacidad de tratamiento y consumo específico de energía para el equipo KHD.

Ambos modelos tienen una buena capacidad de ajuste para la granulometría de los productos a pesar de que sus supuestos teóricos se diferencian en la forma en que modelan la zona de compactación. Lo que se puede mencionar es que el Modelo de Morrell presenta errores menores en el ajuste de la distribución de tamaños del borde de los rodillos. En la Tabla 34 se muestra una comparación entre ambos modelos, donde en promedio el error de ajuste para la zona del borde en el caso del modelo de Morrell es de un 9%, en cambio para el modelo de Torres y Casali llega a un 29%, lo cual representa una diferencia significativa en la capacidad de ajuste de ambos, dando una ventaja a Morrell en el ajuste del producto de esta zona.

Sin embargo, es posible apreciar que el de Torre y Casali logra un menor error, en cuanto al consumo específico de energía, contando con errores menores al 10% (Ver Tabla 35). En cambio el modelo de Morrell alcanza errores de ajustes superiores a 160% en algunas de las pruebas, y en promedio presenta un error de 71%, lo cual es considerablemente mayor comparado con el 7% del modelo de Torres y Casali. Por lo tanto, se puede decir que el modelo de Torres y Casali ajustan mejor el modelo de capacidad y de consumo específico de energía.

Para el modelo de Torres y Casali los parámetros de la función ruptura varían de acuerdo a la tecnología utilizada y a la litología que se está tratando. El parámetro α_1 es mayor para el caso de que sean pórfidos (asumiendo que se utiliza la misma tecnología), y es mayor para el caso del

equipo Polysius. Para el caso de α_2 se aprecia una tendencia a que posea un mayor valor para la tecnología KHD, pero no existen diferencias significativas en cuanto a la litología. Finalmente, α_3 no muestra ninguna tendencia clara de variación.

Por otro lado, en los parámetros asociados a la función selección, S_1^E tiene valores mayores para cuando se trabaja en escala industrial, pero si se compara entre las tecnologías KHD y Polysius no se aprecian mayores diferencias, lo mismo al comparar según litologías. En el caso de z_1 y z_2 se aprecian mayores valores para el caso de la tecnología Polysius. Lo anterior se explica dado que la función selección es característica del mineral con el que se trabaje y el tipo de molienda que se emplea.

El efecto borde (a), es decir el parámetro que determina el mineral que trata la zona del borde de los rodillos, para todas las pruebas, presenta valores que se mantienen dentro un mismo rango, que va desde 0.21 a 0.24, si bien existen diferencias estas no son excesivas. El valor más alto que se obtuvo es el del caso de pórfido en la tecnología Polysius, siendo de 0.33, y andesita en el mismo equipo, siendo de 0.27.

Continuación se muestra una tabla con los resultados de los errores de ajuste promedio de cada modelo, en el cual se ve globalmente lo anterior mencionado, dejando claro las diferencias esenciales entre ambos.

Tabla 51. Errores de Ajuste y Validación de Modelo de Morrell y de Torres y Casali

	Modelo de Morrell y Daniel					Modelo de Torres y Casali				
	Centro	Borde	Total	Ton.	CEE	Centro	Borde	Total	Ton.	CEE
Error de Ajuste [%]	3%	8%	3%	17%	90%	3%	27%	3%	9%	8%
Error de Validación [%]	5%	13%	6%	15%	27%	4%	36%	5%	8%	17%

En la Tabla 51 se presentan también los errores de validación en promedio para cada modelo. A grandes rasgos, se aprecia que sigue la misma tendencia que para el ajuste, tanto para el modelo granulométrico como para el consumo específico de energía. Los valores obtenidos dejan en evidencia que el modelo de Morrell es mejor para estimar el producto del borde, y que para el caso de la capacidad específica de energía es mejor el modelo de Torres y Casali.

A continuación se analizará en detalle los errores de validación según litologías y equipos correspondientes a cada prueba.

Tabla 52. Errores de Validación para ambos modelos, según litología y equipo.

	Mineral/ Máquina	Modelo de Morrell y Daniel					Modelo de Torres y Casali				
		Centro	Borde	Total	Ton.	CEE	Centro	Borde	Total	Ton.	CEE
Error de Validación	Pórfido M1	11%	18%	12%	12%	12%	7%	93%	11%	6%	1%
	Andesita M1	4%	9%	5%	19%	9%	4%	39%	5%	10%	4%
	Pórfido M2	3%	17%	3%	-	60%	2%	8%	2%	-	18%
	Andesita M2	3%	9%	6%	-	26%	3%	5%	3%	-	44%
	Cu y Fe Lab.	-	-	6%	-	-	-	-	1%	-	-
	Cu y Fe Industrial	-	-	6%	-	-	-	-	8%	-	-

Se puede notar que en el caso del modelo de Morrell no es posible identificar una tendencia clara entre los errores según litología o equipo.

En general el modelo de Torres y Casali logra mejores ajustes y validación tanto en el producto del centro, del total del equipo de la capacidad de tratamiento y consumo específico de energía, pero que no realiza una buena estimación de lo que es el producto de los bordes de los rodillos, donde existe una menor distribución de presión, es aquí donde este modelo no logra un ajuste ni una validación cercana a la realidad.

En cambio el modelo de Morrell no logra una estimación buena del consumo específico de energía, es más se aleja más de un 100% de lo experimental, por lo cual es posible afirmar que el modelo de CEE no es bueno para la predicción de este valor. Por lo que se puede concluir que el modelo granulométrico es mejor que el modelo de consumo específico de energía en el caso de Morrell.

Las diferencias obtenidas se deben a los supuestos que cada autor utilizó para formular el modelo. El modelo de Morrell ajusta mejor la distribución de granulometría de los bordes debido a que éste asume que el HPGR es una combinación de tres (3) chancadores, por lo tanto se logra un mejor ajuste y predicción para granulometrías más gruesas, tal es el caso de los bordes del rodillo del equipo. En cambio el modelo de Torres y Casali modela el proceso como una serie de molinos de bolas que trabajan a distintas presiones. Lo que da a entender que el borde de los rodillos se comporta como un chancador en la ruptura de las partículas.

Para el caso del consumo específico de energía, el modelo de Torres y Casali logra un mejor ajuste y predicción de los valores, esto se debe a que entre los supuestos del modelo considera en los cálculos la variable presión en el cálculo de la potencia, en cambio en el modelo de Morrell no la considera, en este caso se requiere el valor del torque del motor para obtener el valor de la potencia ($P = 2\tau U/D$).

9. Conclusiones

Los modelos fenomenológicos son una aproximación del proceso real, por lo que todos estos tienen un grado de inexactitud pero son útiles. La importancia de estos radica en mejorar la comprensión de los procesos, optimizar el diseño y las condiciones del mismo, además de planificar y mejorar estrategias de control.

Por otro lado es posible apreciar que los modelos estudiados presentan bases similares, las cuales se pueden resumir en:

- La corriente de partículas entre los rodillos se modela como un flujo pistón en una condición de estado estacionario.
- El principal mecanismo de rotura es identificado como la compresión múltiple de partículas.
- La rotura tiene lugar en una zona definida entre un ángulo de compresión y la brecha de rodillos.
-

Sin embargo, y es por la razón que se realizó un análisis comparativo entre ellos, los modelos presentan diversas diferencias en sus consideraciones y modelación del proceso de chancado (rotura), incluyendo los requerimientos energéticos.

Un ejemplo de esto es que para el caso del modelo de Morrell et al. (1998) no incluyen a la variable presión en el cálculo de la potencia necesaria. Por lo que dicha ecuación no aporta en cálculos de dimensionamiento de equipos, puesto que se necesita medir directamente el torque del motor para obtener el valor de la potencia. En cambio el modelo de Torres y Casali considera ecuaciones de la física newtoniana para el modelo de consumo de potencia, incorporando la presión con la que se trabaja.

Y por otro lado, el modelo Torres y Casali, 2009, presenta una nueva aproximación en la predicción de la granulometría. En ella se utiliza un enfoque asociado a los fenómenos que gobiernan el funcionamiento del equipo y no al ajuste de modelos previos, aquí se utiliza el modelo de balances poblacionales, la ruptura producida por los rodillos se modela como una serie de molinos de bolas que trabajan a diferentes potencias. Para el caso del modelo de Morrell se considera como aproximación que el HPGR se comporta como la combinación de tres (3) chancadores, en donde el producto total del equipo será la combinación de los productos de cada uno de estos.

Con este trabajo se ha logrado construir una base de datos, que hasta la fecha no existía, en la que se recopiló información de distintas publicaciones existentes de la tecnología de HPGR, logrando tener en un solo documento información a escala piloto, laboratorio e industrial. La intención es ir enriqueciendo esta base de datos con posibles pruebas futuras.

Luego de la programación de los modelos, fue posible obtener los parámetros para cada uno, y calcular la bondad de ajuste y la capacidad de predicción de cada modelo. Al estudiar los errores asociados a los ajustes se determinó que el Modelo de Morrell logra un mejor ajuste para la granulometría del producto de los bordes de los rodillos. En cambio, el Modelo de Torres-Casali logra un mejor ajuste a lo experimental para el caso de la capacidad de tratamiento y al consumo específico de energía.

En el caso de los parámetros de ambos modelos, estos varían de acuerdo al equipo que se utilice para la prueba, la escala que se utilice, y la litología que se está tratando. En el caso del modelo de Morrell, α_3 , t_{10} , que son los parámetros a ajustar, presentan una tendencia en que los valores sean mayores para pórfido. Los parámetros del modelo de Torres y Casali, también son mayores para el caso de que se trabaje con pórfido, en comparación con el mineral de andesita.

Si bien existen diferencias pequeñas en los errores para el ajuste de la zona de compresión y del total del producto del equipo, el modelo de Torres Casali tiene menores errores que del Morrell, a pesar de que los errores para el borde son altos.

El cálculo de la capacidad de predicción se utilizó 8 de los 25 datos que se poseen (32%), con la obtención de los parámetros de cada modelo, se obtuvo un promedio de estos, los que se utilizaron para validar cada modelo.

Los resultados obtenidos en esta memoria permiten observar que el modelo de Torres y Casali predice de mejor manera el consumo específico de energía, mientras que para el mismo ítem el modelo de Morrell presenta errores elevados entre lo calculado y lo experimental. En el caso de la granulometría el modelo de Morrell predice con menor error la granulometría del producto del borde de los rodillos, pero es mejor la capacidad predictiva del total del modelo de Torres y Casali.

Se debe mencionar que los supuestos utilizados afectan la calidad de cada modelo, tal es el caso del ajuste y predicción de la granulometría del borde y del consumo específico de energía (CEE). En el primer caso el supuesto de Morrell de asumir que se comporta como un chancador determina que la simulación es mejor que la del modelo de Torres y Casali en que se asume que se comporta como una serie de molinos de bolas. Y para el caso del CEE, se obtienen mejores resultados con el modelo que considera la presión en el modelo en relación al que solo considera el torque del motor.

En conclusión se puede mostrar una tabla con las características que más diferencian a los dos modelos

Tabla 53. Fortalezas y Debilidad de los modelos

	Producto Borde	CEE
Modelo de Morrell, 1998	Fortaleza	Debilidad
Modelo de Torres y Casali, 2009	Debilidad	Fortaleza

10. Referencias

- Austin, L. G. and Luckie, P. T., Estimation of non-normalized breakage distribution parameters from batch grinding. *Powder Technology*, 1972, 5(5), 267-277.
- Austin, L.G., Trubelja, M.P., 1994. The capacity and product size distributions of high pressure grinding rolls. In: IV Meeting of the Southern Hemisphere on Mineral Technology. Universidad de Concepcion, Concepcion-Chile, pp. 49–67.
- Austin, L.G., Weller, K.R., Lim, I.L., 1993. Phenomenological modelling of the high pressure grinding rolls. In: XVIII International Mineral Processing Congress, Sydney, Australia, pp. 87–95.
- Daniel, M.J., Morrell, S. 2004. HPGR model verification and scale-up. *Min. Eng.* 17, 1149-161.
- Guevara, F., & Menacho, J. (1993). A model for the simulation of high pressure grinding rolls. *Powder Technology*.
- Herbst, J.A. and Fuerstenau, D.W., Scale-up procedure for continuous grinding mill design using population balance models. *International Journal of Mineral Processing*, 1980, 7, 1-31.
- JKTech., 2014. JKSimMet User Manual and Supplementary Information Manual (Versión 6, Release 1), JKTech, Indooroopilly, Qld, Australia.
- King, R.P., 2001. Models for the Breakage Function that are Based on the Impact Energy, Modeling and Simulation of Mineral Processing System. Butterworth-Heinemann. pp. 144–149.
- 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., Littleton, 2002, Vol. 1, pp. 636-668.
- Klymowsky, R., Patzelt, N., Knecht, J. and Burchardt, E., An overview of 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, Vancouver, B.C., 2006, Vol. IV, pp. 11-26.
- Lubjuhn, U., Materialtransport und Druckverteilung im Spalt der Gutbett-Walzenmühle. Dissertation TU Clausthal, Fortschritt-Berichte VDI Reihe 3, Nr. 298, VDI-Verlag, Düsseldorf 1992.
- Morrell, S., Lim, W., Shi, F., Tondo, L. 1998. Modelling of the HPGR Crusher. *Comminution Practices Symposium*, 117–126. Denver, CO: SME.

- 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.
- Schneider, C. L., Alves, V. K., Austin, L. G. 2009. Modeling the contribution of specific grinding pressure for the calculation of HPGR product size distribution. *Min. Eng.* 22, 642–649.
- Torres, M., Casali, A. 2009. A novel approach for the modelling of high-pressure grinding rolls. *Min. Eng.* 22, 1137–1146.
- Torres, M. 2010. Modelación y simulación de molienda con rodillos a alta presión – HPGR. Tesis, Universidad de Chile.
- Torres, M. 2012. The evolution of HPGR modelling. In proceedings of MolyCop - XII Mineral Processing Symposium
- Whiten, W. J. The simulation of crushing plants. Applications of computer methods in the mineral industry, APCOM 10. African Institute of Mining and Metallurgy, 1973, Johannesburg, pp. 317-323.

Anexo A: Ajustes Modelo de Morrell

Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

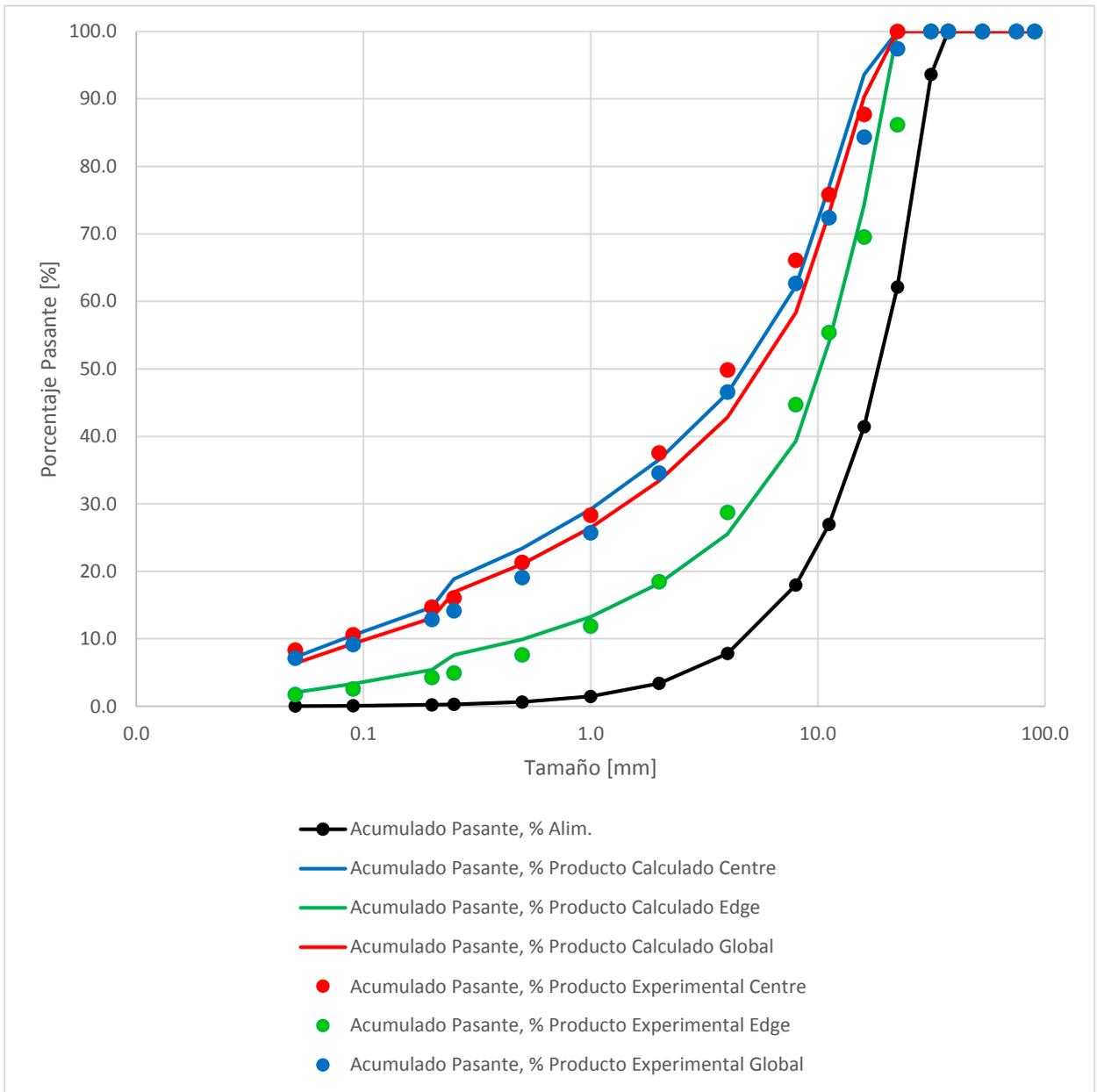
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	1
Código	T&C-M1-1
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.67
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.64
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρ_p : Densidad producto, t/m ³	2.30
pw: Presión de operación, bar	41.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	17.40	27.20	0.00	0.01
Zona de Compresión	0.00	19.00	0.26	24.54
Borde	12.16	19.00	0.02	20.54
γ : Factor de división	2.26			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.17	-
c: Factor de corrección	1.13	-
Gs: Tonelaje, t/h	30.00	32.90
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	1.35	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.58	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	3.48	1.98
P: Potencia, kW	105.00	65.00

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.1	64.2	100.0	100.0	100.0	100.0	86.2	97.4
16.0	41.4	42.2	93.6	74.3	90.3	87.7	69.5	84.3
11.2	27.0	27.1	77.0	54.0	73.1	75.8	55.4	72.4
8.00	18.0	18.0	62.3	39.3	58.3	66.1	44.7	62.7
4.00	7.8	7.8	46.4	25.5	42.8	49.8	28.7	46.5
2.00	3.4	3.4	36.5	18.2	33.4	37.5	18.5	34.6
1.00	1.5	1.5	29.2	13.3	26.5	28.3	11.9	25.7
0.50	0.6	0.6	23.4	9.9	21.1	21.3	7.6	19.1
0.25	0.3	0.3	18.8	7.6	16.9	16.1	4.9	14.2
0.20	0.2	0.2	14.7	5.4	13.1	14.7	4.3	12.9
0.09	0.1	0.1	10.5	3.3	9.3	10.6	2.6	9.1
0.05	0.0	0.0	7.2	2.1	6.4	8.3	1.8	7.1



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

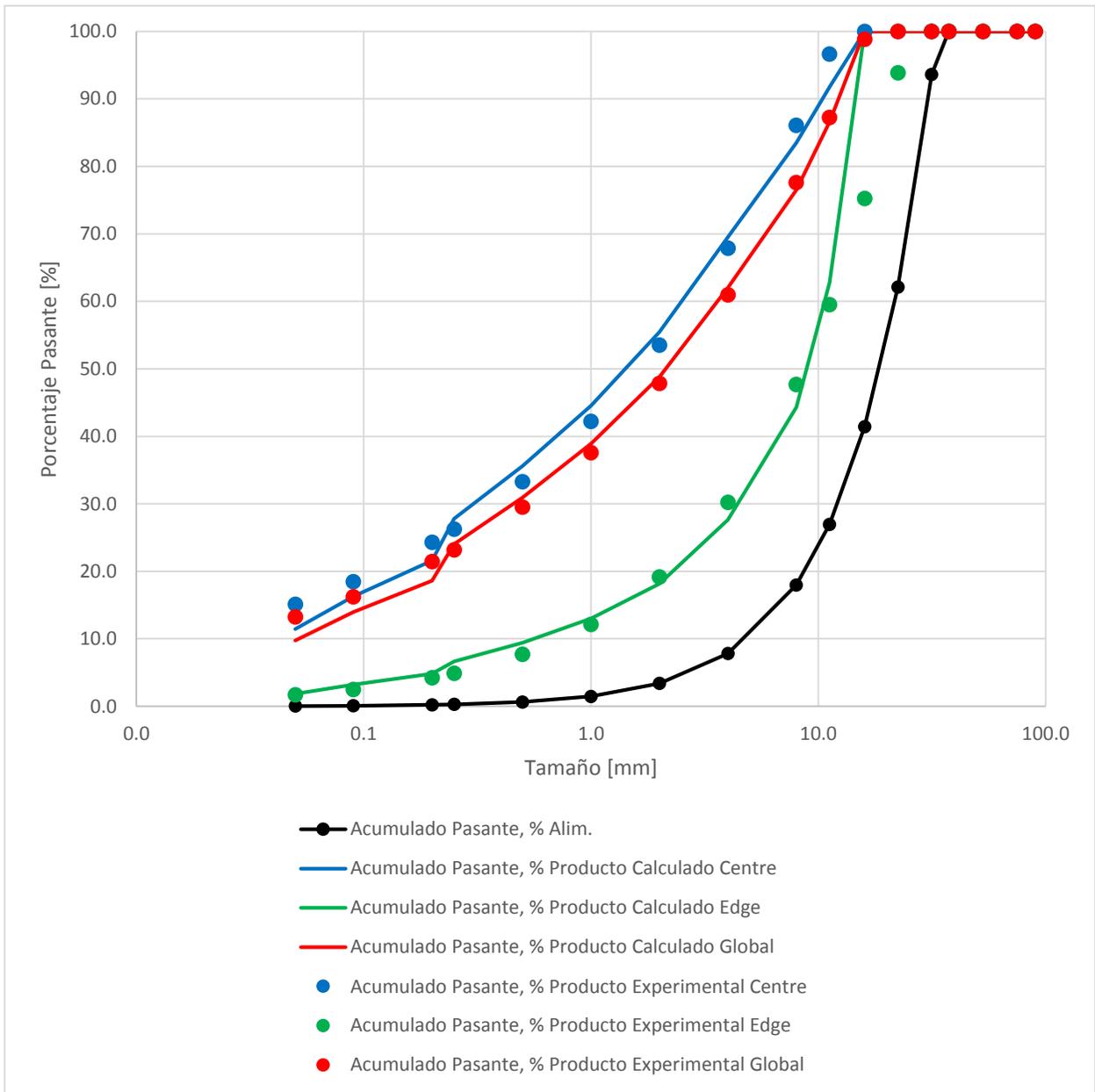
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	2
Código	T&C-M1-2
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.37
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.64
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρ_p : Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	61.0

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	15.74	24.59	2.61	0.00
Zona de Compresión	0.00	17.20	1.28	16.18
Borde	11.01	17.20	0.89	11.40
γ : Factor de división	2.60			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.18	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	16.00	17.1
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.85	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.60	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.20	2.06
P: Potencia, kW	36.00	35.226

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	93.9	100.0
16.0	41.4	82.3	100.0	100.0	100.0	100.0	75.2	98.8
11.2	27.0	29.0	91.8	62.8	86.6	96.6	59.5	87.3
8.00	18.0	18.1	83.5	44.3	76.5	86.1	47.7	77.6
4.00	7.8	7.8	69.5	27.6	62.0	67.9	30.2	60.9
2.00	3.4	3.4	55.4	18.1	48.8	53.5	19.2	47.9
1.00	1.5	1.5	44.6	13.0	38.9	42.2	12.1	37.6
0.50	0.6	0.6	35.6	9.4	30.9	33.3	7.7	29.5
0.25	0.3	0.3	27.8	6.6	24.0	26.2	4.9	23.2
0.20	0.2	0.2	21.6	4.8	18.6	24.3	4.2	21.5
0.09	0.1	0.1	16.3	3.2	14.0	18.5	2.5	16.2
0.05	0.0	0.0	11.5	1.9	9.7	15.1	1.7	13.2



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

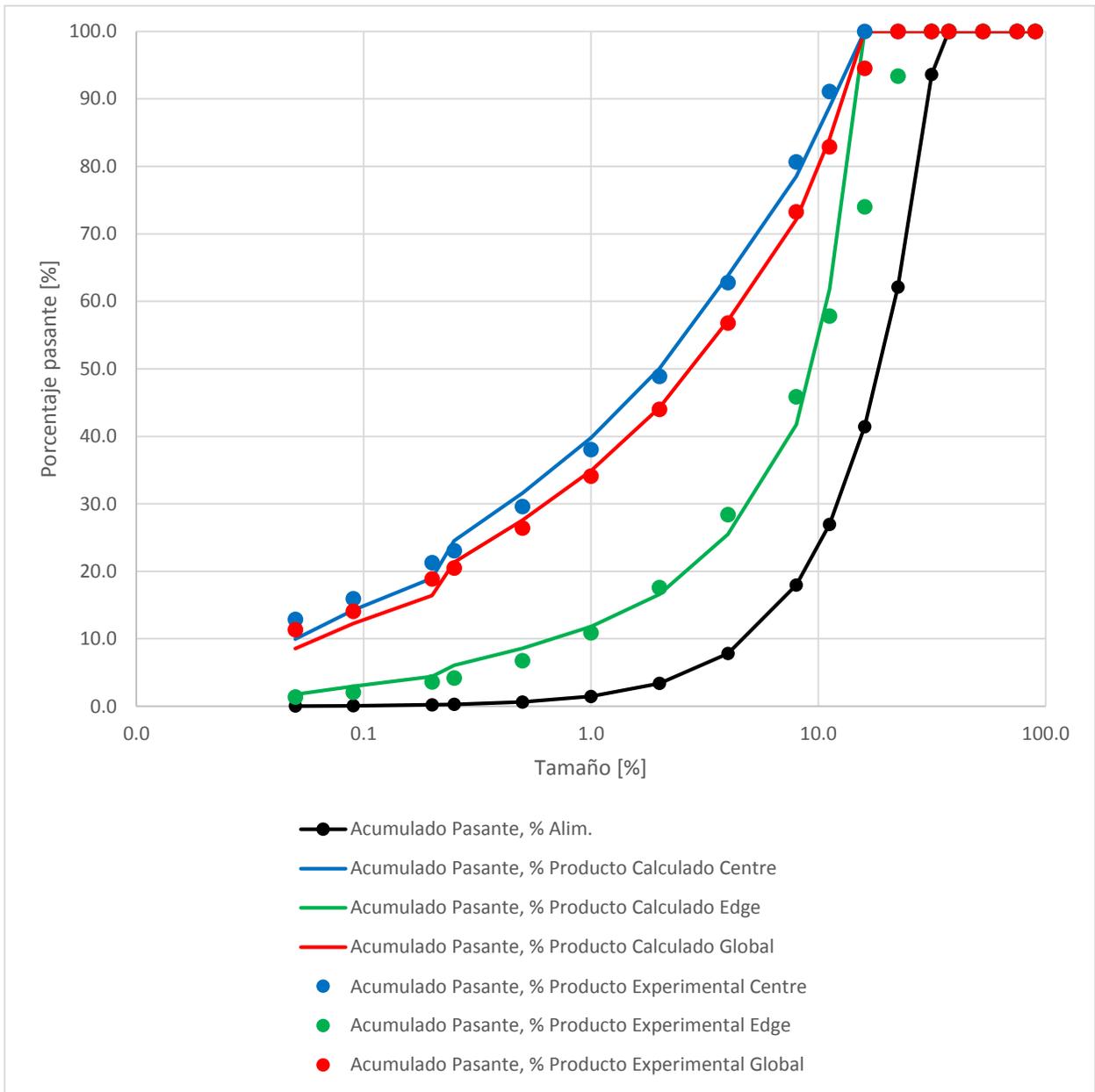
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	3
Código	T&C-M1-3
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.67
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.64
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	61.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	15.83	24.74	3.19	0.00
Zona de Compresión	0.00	17.30	1.10	15.72
Borde	11.07	17.30	0.87	11.81
γ: Factor de división	2.52			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.17	-
c: Factor de corrección	1.15	-
Gs: Tonelaje, t/h	27.98	17.10
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.82	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.60	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.13	2.06
P: Potencia, kW	59.73	35.23

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	93.4	100.0
16.0	41.4	86.1	100.0	100.0	100.0	100.0	74.0	94.5
11.2	27.0	32.0	88.8	61.8	84.1	91.1	57.8	82.9
8.00	18.0	18.6	78.5	41.7	72.1	80.7	45.8	73.2
4.00	7.8	7.8	63.8	25.5	57.1	62.8	28.4	56.8
2.00	3.4	3.4	50.0	16.6	44.2	48.9	17.6	44.0
1.00	1.5	1.5	39.8	11.8	34.9	38.0	10.9	34.1
0.50	0.6	0.6	31.6	8.6	27.6	29.6	6.8	26.4
0.25	0.3	0.3	24.5	6.1	21.3	23.0	4.2	20.5
0.20	0.2	0.2	19.0	4.4	16.4	21.3	3.6	18.9
0.09	0.1	0.1	14.2	3.0	12.3	15.9	2.1	14.1
0.05	0.0	0.0	10.0	1.7	8.5	12.9	1.4	11.3



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

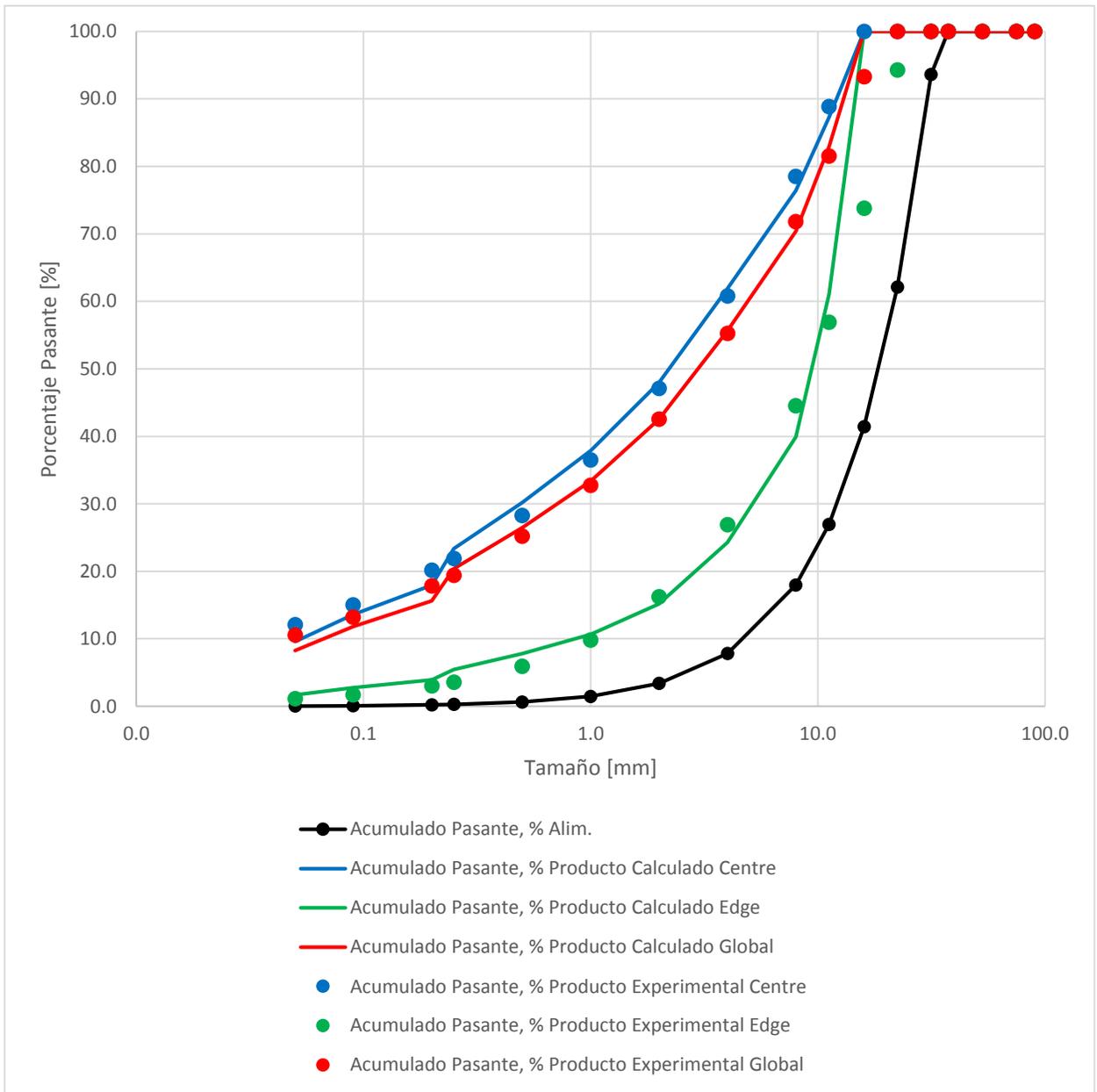
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	4
Código	T&C-M1-4
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.97
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.64
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρ_g : Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	60.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	15.28	23.87	215.38	0.00
Zona de Compresión	0.00	16.70	1.02	15.22
Borde	10.69	16.70	0.90	10.96
γ : Factor de división	2.47			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.17	-
c: Factor de corrección	1.08	-
Gs: Tonelaje, t/h	36.61	43.80
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.79	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.60	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.06	2.04
P: Potencia, kW	75.51	89.35

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	94.3	100.0
16.0	41.4	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	73.8	93.3
11.2	27.0	33.6	87.3	61.1	83.0	88.8	56.9	81.5
8.00	18.0	18.7	76.4	39.9	70.4	78.5	44.5	71.8
4.00	7.8	7.9	61.9	24.3	55.7	60.8	26.9	55.3
2.00	3.4	3.4	48.0	15.2	42.5	47.1	16.2	42.5
1.00	1.5	1.5	37.9	10.6	33.4	36.5	9.8	32.7
0.50	0.6	0.6	30.2	7.8	26.5	28.3	5.9	25.2
0.25	0.3	0.3	23.3	5.4	20.4	21.9	3.6	19.4
0.20	0.2	0.2	18.0	3.9	15.6	20.2	3.0	17.8
0.09	0.1	0.1	13.6	2.7	11.8	15.0	1.7	13.2
0.05	0.0	0.0	9.6	1.7	8.3	12.1	1.1	10.6



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

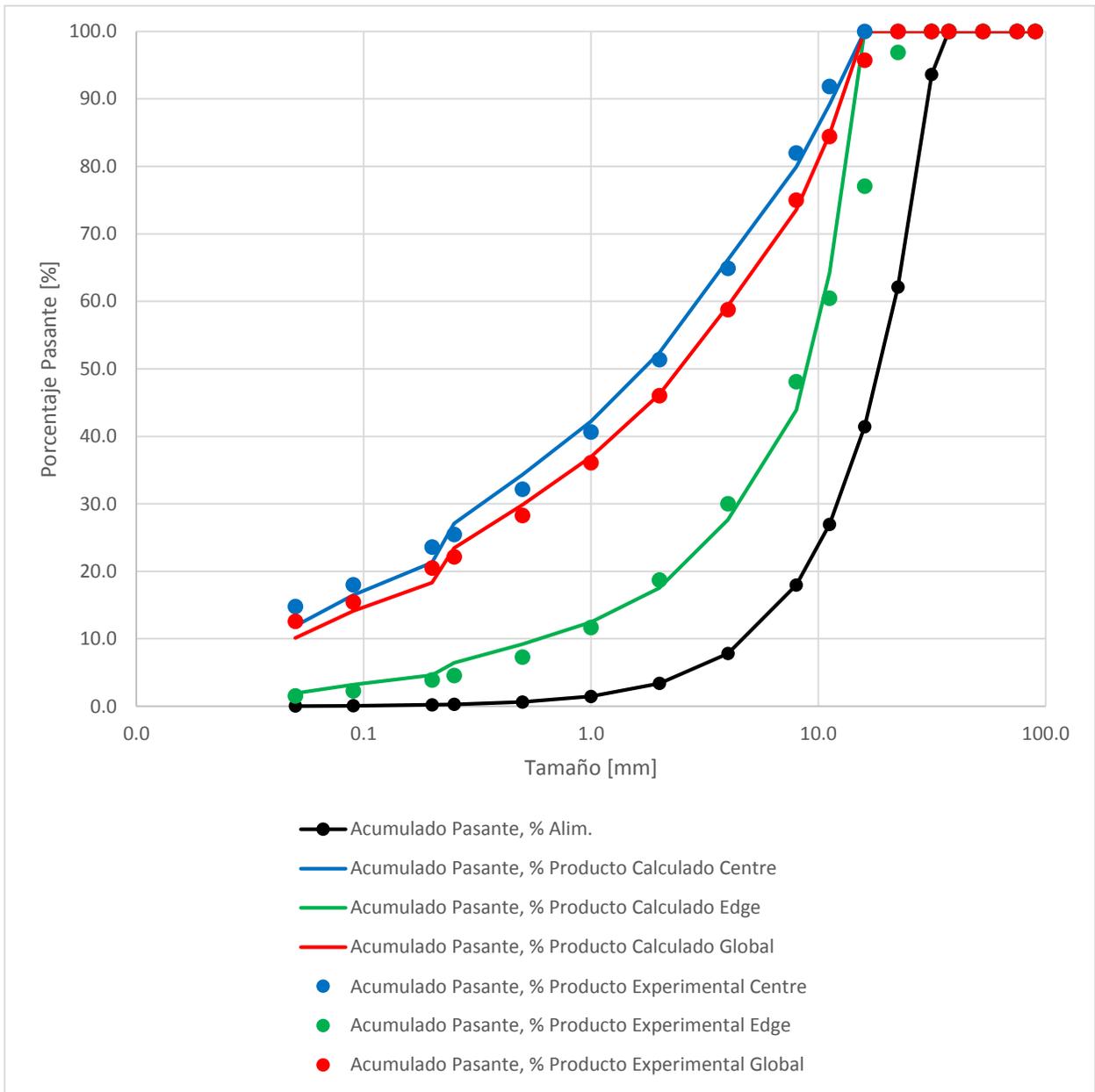
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	5
Código	T&C-M1-5
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.67
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.64
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	76.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	14.72	23.01	75.15	0.00
Zona de Compresión	0.00	16.10	1.04	17.77
Borde	10.30	16.10	0.87	10.66
γ: Factor de división	2.75			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.18	-
c: Factor de corrección	1.16	-
Gs: Tonelaje, t/h	26.33	30.20
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.94	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.60	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.44	2.40
P: Potencia, kW	64.13	72.48

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	96.9	100.0
16.0	41.4	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	77.1	95.7
11.2	27.0	30.8	89.2	64.2	84.8	91.8	60.4	84.4
8.00	18.0	18.2	79.9	43.9	73.6	82.0	48.1	75.0
4.00	7.8	7.8	66.2	27.6	59.3	64.9	30.0	58.8
2.00	3.4	3.4	52.4	17.5	46.2	51.3	18.7	46.0
1.00	1.5	1.5	42.3	12.5	37.0	40.6	11.7	36.1
0.50	0.6	0.6	34.3	9.2	29.9	32.2	7.3	28.3
0.25	0.3	0.3	27.1	6.4	23.4	25.4	4.5	22.1
0.20	0.2	0.2	21.3	4.6	18.3	23.6	3.9	20.5
0.09	0.1	0.1	16.5	3.2	14.1	18.0	2.3	15.5
0.05	0.0	0.0	11.9	1.9	10.1	14.8	1.5	12.6



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

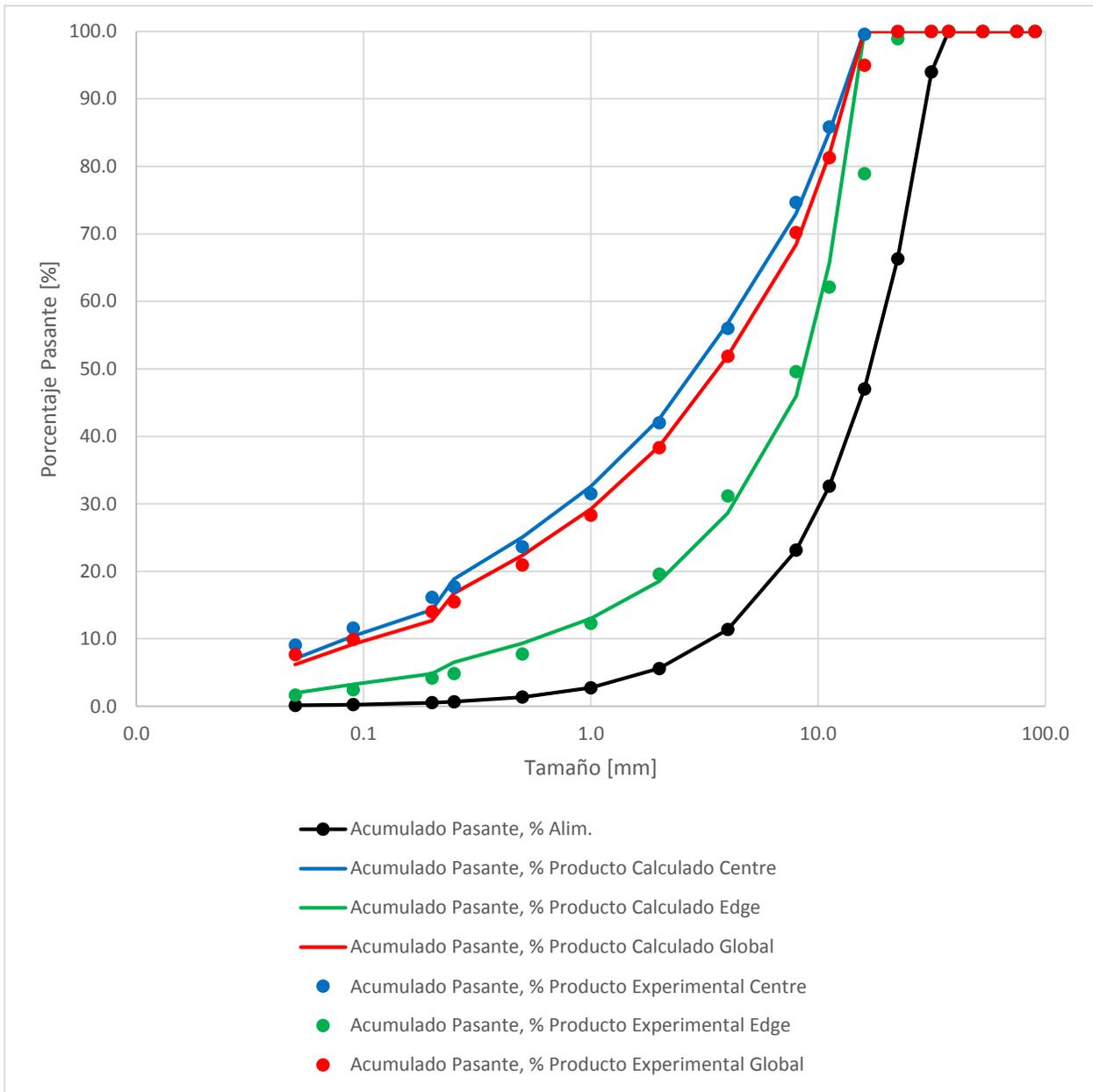
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	8
Código	T&C-M1-8
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.67
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.68
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	39.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	15.56	24.31	2.96	0.00
Zona de Compresión	0.00	17.00	0.83	13.66
Borde	10.88	17.00	0.85	12.78
γ: Factor de división	2.50			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.17	-
c: Factor de corrección	1.15	-
Gs: Tonelaje, t/h	28.18	31.90
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.70	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.61	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	1.84	1.38
P: Potencia, kW	51.81	44.02

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	94.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.3	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	98.9	100.0
16.0	47.0	88.3	100.0	100.0	100.0	99.6	78.9	95.0
11.2	32.6	37.3	85.1	65.7	81.8	85.9	62.1	81.3
8.00	23.1	23.7	73.0	46.0	68.4	74.7	49.6	70.2
4.00	11.4	11.4	56.7	28.6	51.9	56.0	31.2	51.9
2.00	5.6	5.6	42.6	18.5	38.5	42.0	19.6	38.3
1.00	2.8	2.8	32.6	13.0	29.3	31.5	12.3	28.3
0.50	1.4	1.4	25.0	9.3	22.4	23.6	7.7	20.9
0.25	0.7	0.7	18.9	6.5	16.8	17.7	4.9	15.5
0.20	0.5	0.5	14.3	4.8	12.7	16.1	4.2	14.0
0.09	0.2	0.2	10.4	3.3	9.2	11.6	2.4	9.9
0.05	0.1	0.1	7.1	2.0	6.2	9.1	1.6	7.7



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

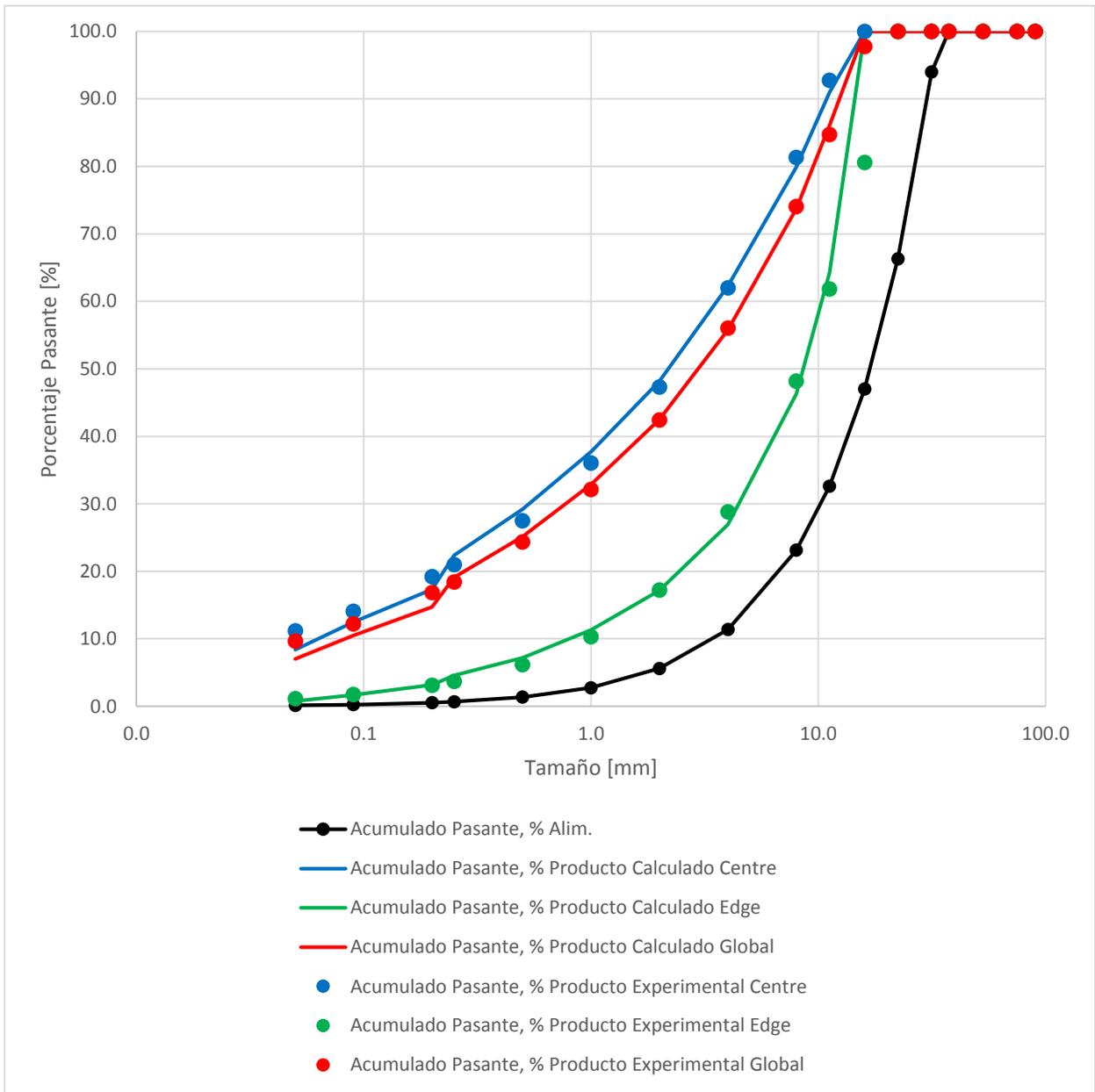
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	9
Código	T&C-M1-9
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.37
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.68
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	60.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	14.63	22.86	0.26	0.00
Zona de Compresión	0.00	16.00	0.71	16.09
Borde	10.24	16.00	0.00	7.11
γ: Factor de división	2.87			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.18	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	15.75	17.60
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.84	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.60	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.19	1.91
P: Potencia, kW	34.49	33.62

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	93.9	100.0
16.0	41.4	82.3	100.0	100.0	100.0	100.0	75.2	98.8
11.2	27.0	29.0	91.8	62.8	86.6	96.6	59.5	87.3
8.00	18.0	18.1	83.5	44.3	76.5	86.1	47.7	77.6
4.00	7.8	7.8	69.5	27.6	62.0	67.9	30.2	60.9
2.00	3.4	3.4	55.4	18.1	48.8	53.5	19.2	47.9
1.00	1.5	1.5	44.6	13.0	38.9	42.2	12.1	37.6
0.50	0.6	0.6	35.6	9.4	30.9	33.3	7.7	29.5
0.25	0.3	0.3	27.8	6.6	24.0	26.2	4.9	23.2
0.20	0.2	0.2	21.6	4.8	18.6	24.3	4.2	21.5
0.09	0.1	0.1	16.3	3.2	14.0	18.5	2.5	16.2
0.05	0.0	0.0	11.5	1.9	9.7	15.1	1.7	13.2



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

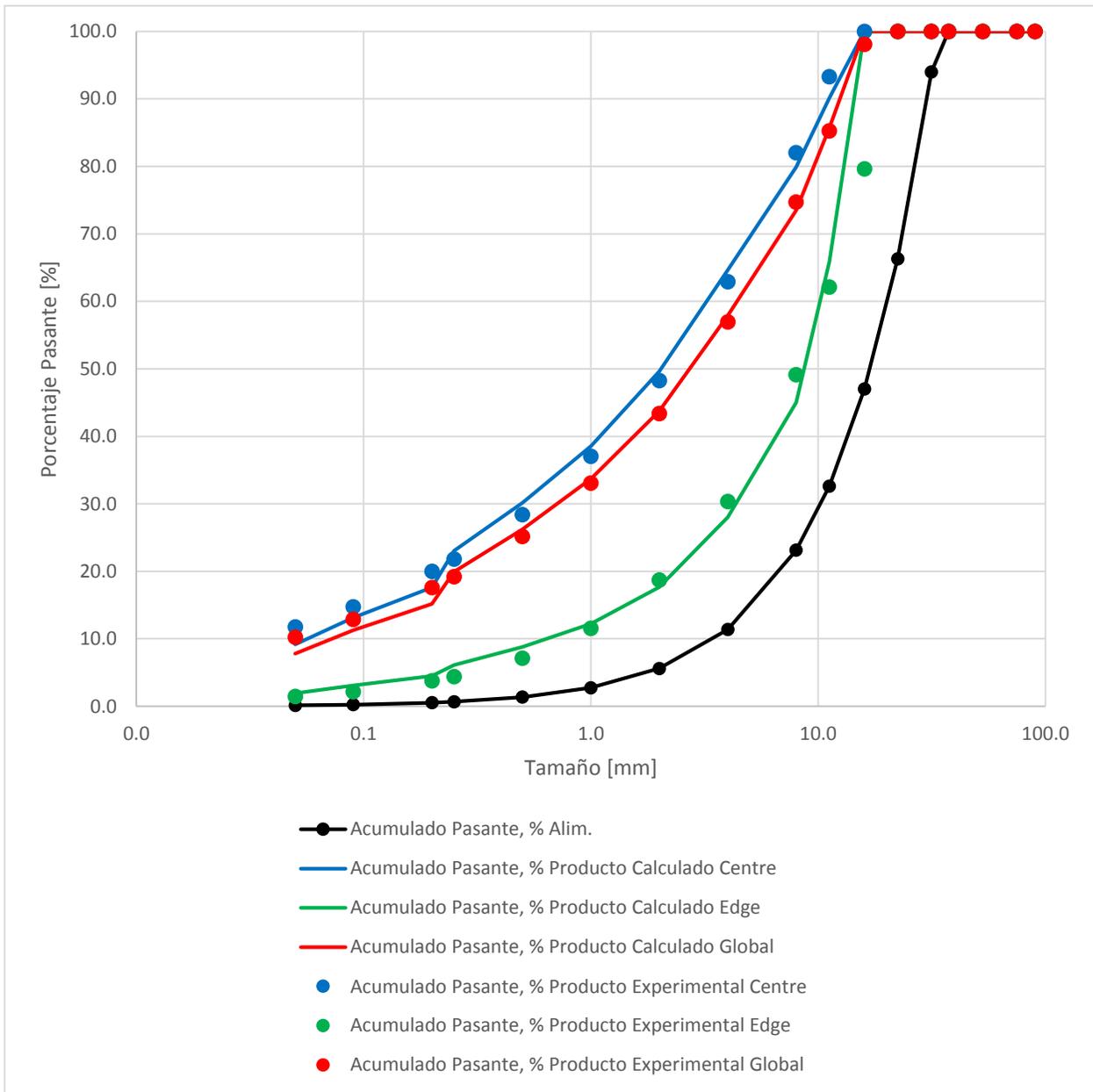
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	10
Código	T&C-M1-10
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.67
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.68
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρ_g : Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	60.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	14.63	22.86	46.33	1E-06
Zona de Compresión	0.00	16.00	1.01	14.24
Borde	10.24	16.00	0.74	11.86
γ : Factor de división	2.87			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.18	-
c: Factor de corrección	1.17	-
Gs: Tonelaje, t/h	26.76	31.30
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.74	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.61	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	1.92	2.03
P: Potencia, kW	51.45	63.54

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	94.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.3	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	47.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	79.6	98.1
11.2	32.6	38.6	90.2	65.9	85.7	93.3	62.1	85.3
8.00	23.1	23.8	79.9	45.0	73.5	82.0	49.1	74.7
4.00	11.4	11.4	64.6	28.0	57.9	62.9	30.3	56.9
2.00	5.6	5.6	49.6	17.6	43.7	48.3	18.7	43.4
1.00	2.8	2.8	38.5	12.2	33.7	37.0	11.6	33.1
0.50	1.4	1.4	30.2	8.8	26.2	28.4	7.1	25.2
0.25	0.7	0.7	23.0	6.1	19.9	21.8	4.4	19.2
0.20	0.5	0.5	17.6	4.5	15.2	20.0	3.8	17.6
0.09	0.2	0.2	13.1	3.1	11.3	14.7	2.2	12.9
0.05	0.1	0.1	9.2	1.9	7.8	11.8	1.4	10.2



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

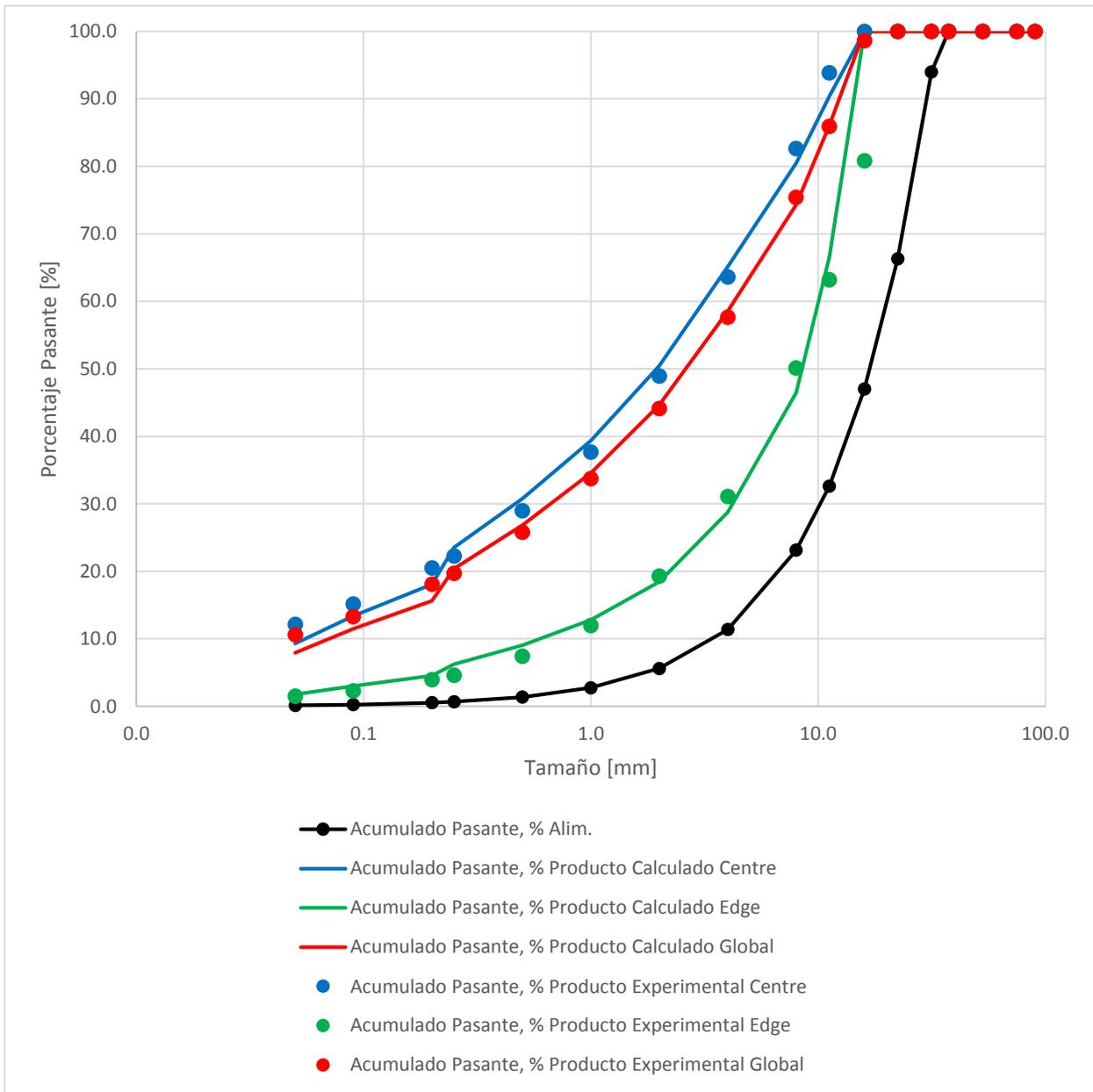
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	11
Código	T&C-M1-11
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.67
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.68
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	60.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	15.56	24.31	2.82	0.00
Zona de Compresión	0.00	17.00	1.10	14.65
Borde	10.88	17.00	0.88	11.39
γ: Factor de división	2.66			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.18	-
c: Factor de corrección	1.07	-
Gs: Tonelaje, t/h	37.92	45.00
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.76	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.61	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	1.98	2.08
P: Potencia, kW	75.08	93.60

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	94.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.3	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	47.0	87.6	100.0	100.0	100.0	100.0	80.8	98.6
11.2	32.6	37.2	90.4	66.6	86.1	93.9	63.2	85.9
8.00	23.1	23.7	80.5	46.4	74.3	82.7	50.1	75.4
4.00	11.4	11.4	65.1	28.7	58.5	63.6	31.1	57.7
2.00	5.6	5.6	50.4	18.4	44.6	48.9	19.3	44.1
1.00	2.8	2.8	39.4	12.8	34.6	37.6	11.9	33.7
0.50	1.4	1.4	30.8	9.0	26.8	29.0	7.4	25.8
0.25	0.7	0.7	23.5	6.2	20.4	22.3	4.6	19.7
0.20	0.5	0.5	18.1	4.5	15.6	20.5	3.9	18.1
0.09	0.2	0.2	13.4	3.0	11.5	15.1	2.3	13.3
0.05	0.1	0.1	9.3	1.8	7.9	12.1	1.5	10.6



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

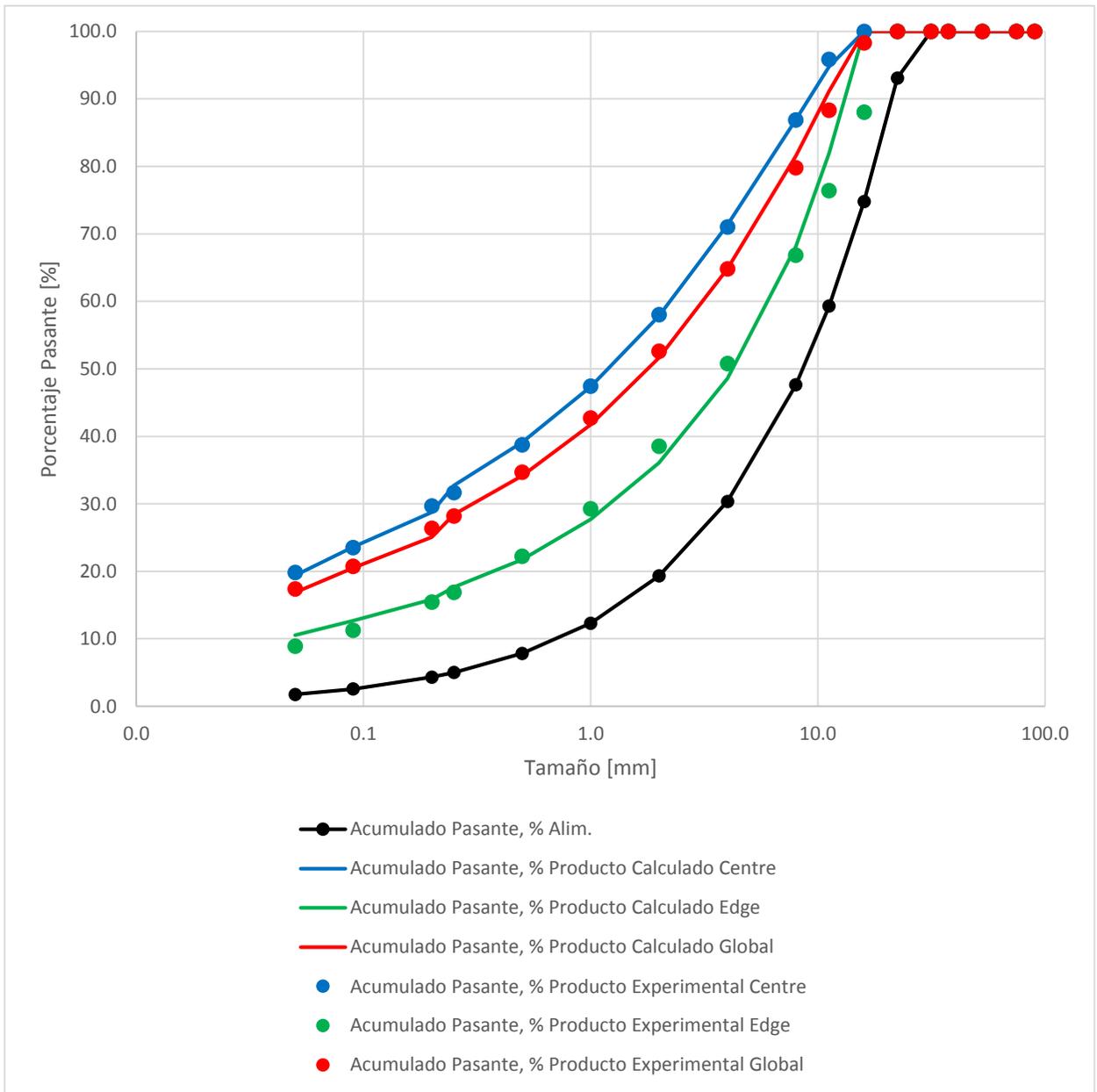
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	14
Código	T&C-M2-1
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.71
L: Largo rodillo, m	0.21
U: Velocidad rodillo, m/s	0.29
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.64
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	30.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	16.27	25.42	0.76	78.58
Zona de Compresión	0.00	17.75	0.87	29.54
Borde	11.36	17.75	0.00	23.83
γ: Factor de división	3.37			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.29	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	11.27	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	1.68	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.56	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	4.31	1.00
P: Potencia, kW	48.57	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	93.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	74.8	85.8	100.0	100.0	100.0	100.0	88.0	98.3
11.2	59.3	70.0	94.8	82.0	91.1	95.8	76.4	88.3
8.00	47.6	58.0	86.9	68.1	81.6	86.9	66.9	79.8
4.00	30.3	40.4	71.3	48.6	64.8	71.0	50.8	64.8
2.00	19.3	29.1	57.8	36.1	51.6	58.0	38.5	52.6
1.00	12.3	21.8	47.4	27.7	41.8	47.4	29.3	42.7
0.50	7.8	17.0	39.1	21.8	34.2	38.8	22.2	34.7
0.25	5.0	13.8	32.7	17.7	28.4	31.7	16.9	28.2
0.20	4.3	12.7	28.7	15.8	25.1	29.7	15.4	26.3
0.09	2.6	10.4	23.6	12.7	20.5	23.5	11.2	20.7
0.05	1.8	9.1	19.4	10.5	16.9	19.8	8.9	17.4



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

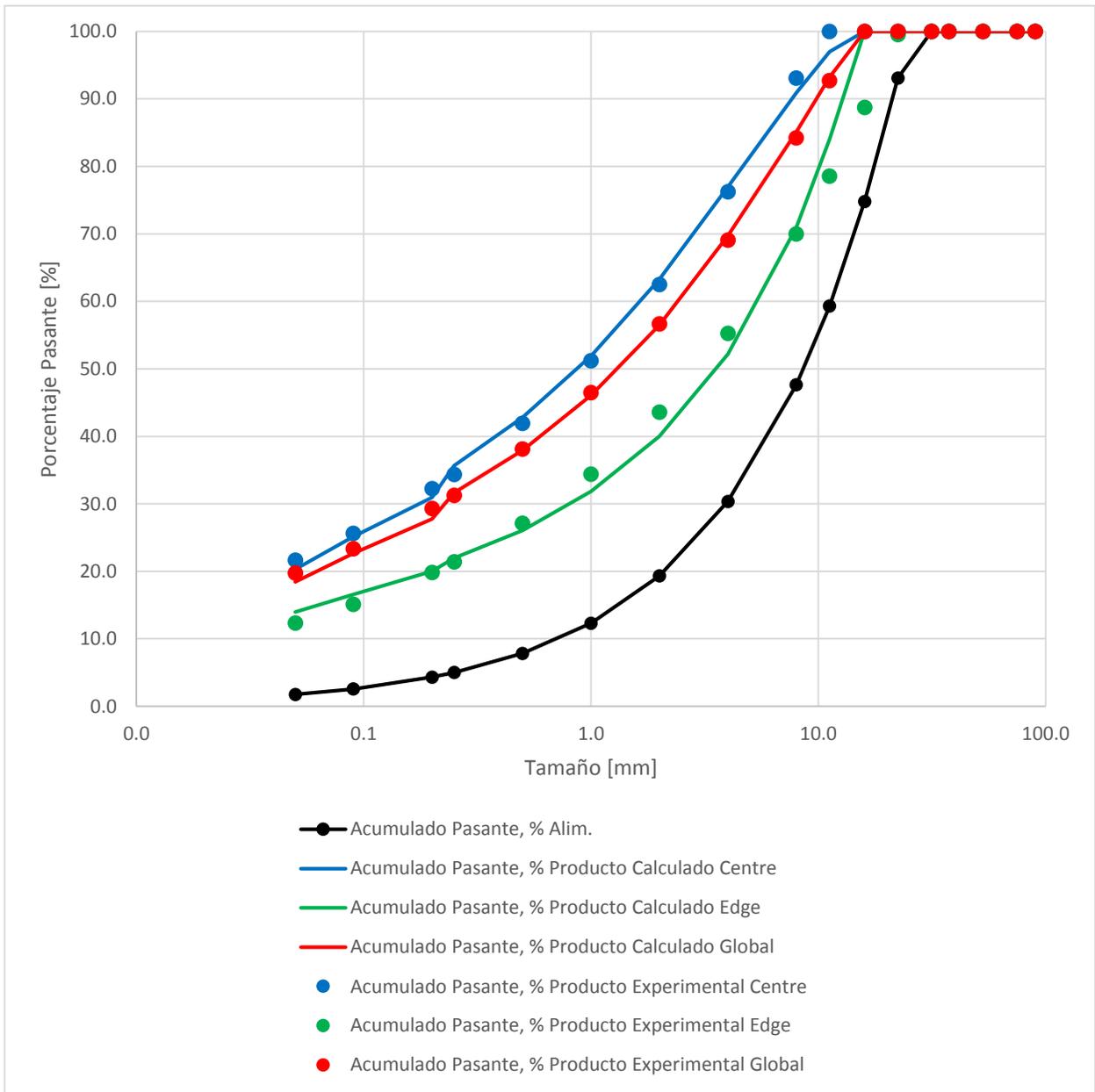
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	15
Código	T&C-M2-2
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.71
L: Largo rodillo, m	0.21
U: Velocidad rodillo, m/s	0.29
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.64
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	40.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	16.27	25.42	10.84	61.08
Zona de Compresión	0.00	17.75	1.23	20.35
Borde	11.36	17.75	0.15	85.92
γ: Factor de división	3.45			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.29	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	11.27	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	1.09	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.59	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.82	1.38
P: Potencia, kW	31.84	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	93.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	99.5	100.0
16.0	74.8	99.5	100.0	100.0	100.0	100.0	88.7	100.0
11.2	59.3	82.7	97.0	84.0	93.2	100.0	78.5	92.7
8.00	47.6	69.6	90.9	70.9	85.1	93.1	70.0	84.2
4.00	30.3	50.8	77.0	52.2	69.7	76.2	55.2	69.1
2.00	19.3	38.7	63.3	40.0	56.5	62.5	43.6	56.6
1.00	12.3	30.6	51.9	31.8	46.1	51.2	34.4	46.5
0.50	7.8	24.8	42.8	26.1	37.9	41.9	27.1	38.1
0.25	5.0	20.8	35.6	22.0	31.7	34.4	21.4	31.3
0.20	4.3	18.8	30.9	20.0	27.7	32.2	19.8	29.3
0.09	2.6	15.4	25.1	16.6	22.6	25.6	15.1	23.3
0.05	1.8	12.8	20.3	14.0	18.5	21.6	12.3	19.7



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

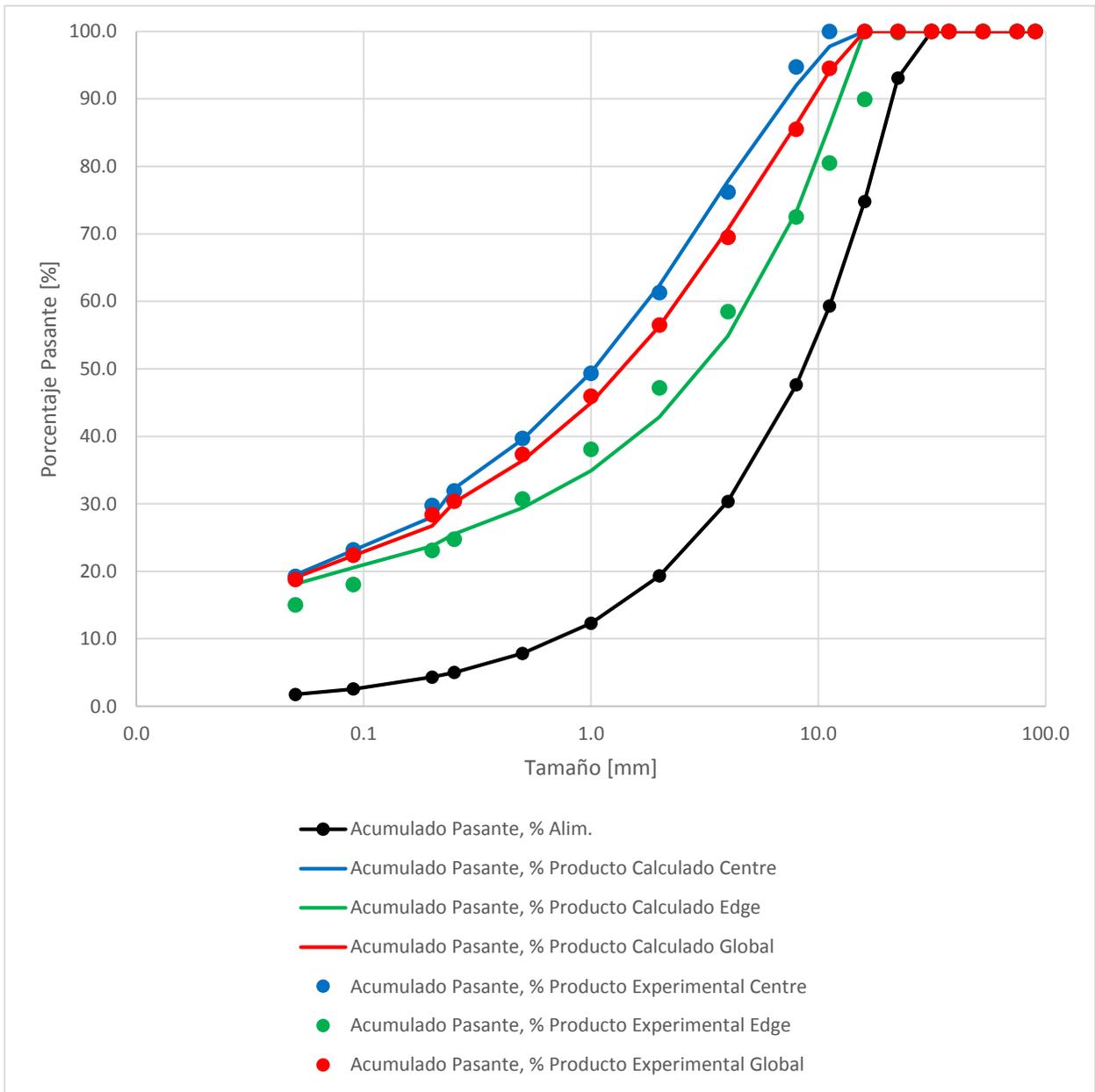
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	16
Código	T&C-M2-3
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.71
L: Largo rodillo, m	0.21
U: Velocidad rodillo, m/s	0.29
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.64
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	-
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	50.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	16.27	25.42	37.94	73.73
Zona de Compresión	0.00	17.75	1.42	4.80
Borde	11.36	17.75	0.42	50.08
γ: Factor de división	3.67			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.31	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	11.27	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.24	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.64	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	0.62	1.71
P: Potencia, kW	7.04	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	93.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	99.8	100.0
16.0	74.8	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	89.9	100.0
11.2	59.3	83.6	97.8	86.0	94.1	100.0	80.5	94.5
8.00	47.6	71.1	92.0	73.3	86.2	94.7	72.5	85.5
4.00	30.3	52.8	77.8	54.8	70.7	76.2	58.5	69.5
2.00	19.3	41.0	62.4	42.9	56.3	61.3	47.2	56.5
1.00	12.3	33.2	49.5	34.9	45.0	49.3	38.1	45.9
0.50	7.8	27.8	39.5	29.4	36.4	39.7	30.7	37.4
0.25	5.0	24.1	32.3	25.5	30.2	31.9	24.8	30.4
0.20	4.3	22.4	28.0	23.7	26.7	29.8	23.1	28.4
0.09	2.6	19.4	23.1	20.6	22.3	23.2	18.0	22.4
0.05	1.8	17.1	19.5	18.1	19.0	19.3	15.0	18.8



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

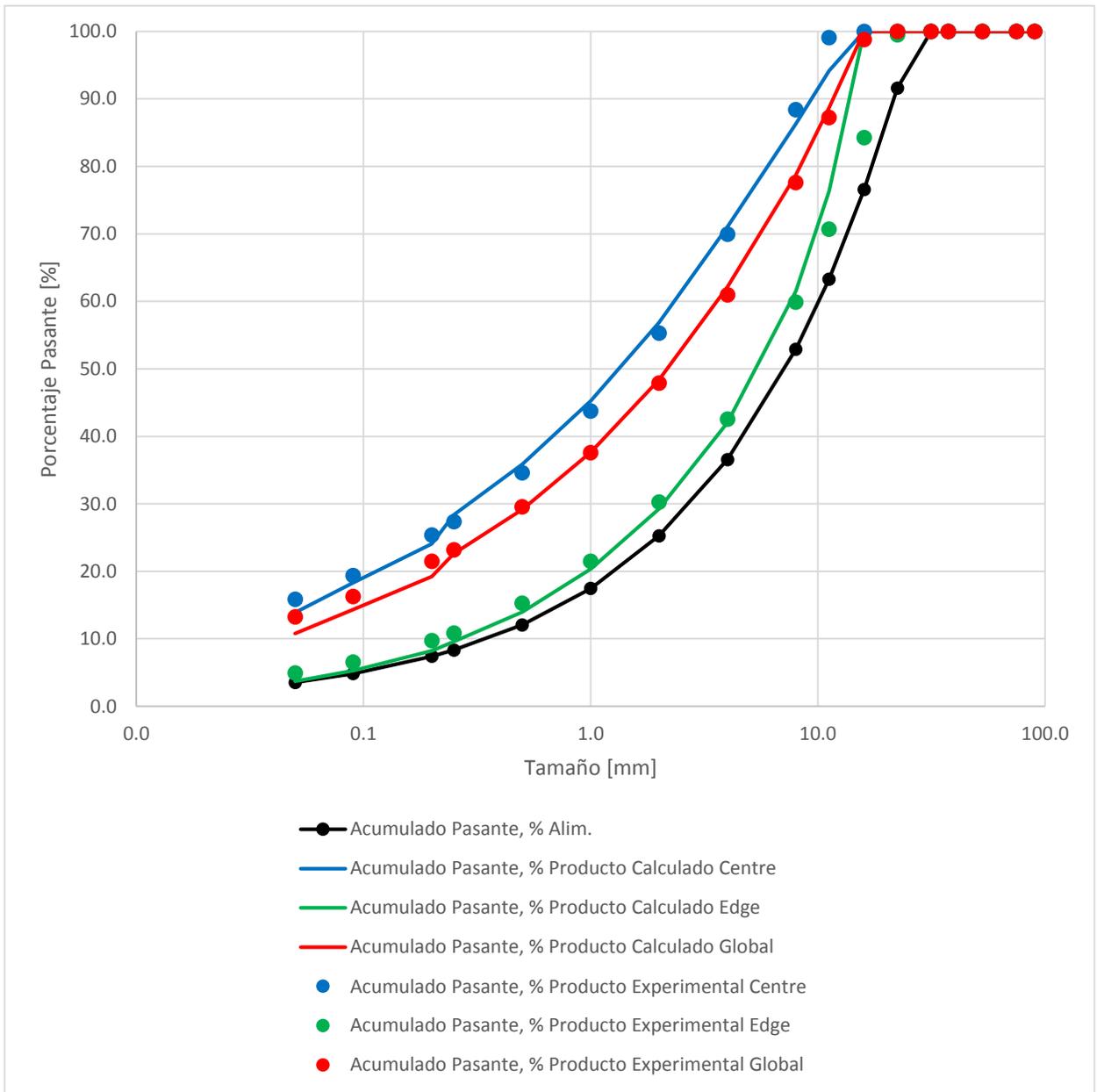
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	18
Código	T&C-M2-5
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.71
L: Largo rodillo, m	0.21
U: Velocidad rodillo, m/s	0.29
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.68
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	30.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	16.27	25.42	0.90	0.00
Zona de Compresión	0.00	17.75	0.93	26.33
Borde	11.36	17.75	0.00	6.12
γ: Factor de división	3.63			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.31	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	11.52	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	1.47	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.57	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	3.77	1.04
P: Potencia, kW	43.44	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	91.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	99.5	100.0
16.0	76.6	84.1	100.0	100.0	100.0	100.0	84.3	98.8
11.2	63.3	64.9	94.2	76.3	88.7	99.1	70.7	87.2
8.00	52.9	53.2	86.3	61.5	78.7	88.4	59.9	77.6
4.00	36.6	36.6	71.0	42.0	62.2	69.9	42.6	60.9
2.00	25.3	25.3	56.8	29.2	48.4	55.3	30.2	47.9
1.00	17.5	17.5	45.3	20.4	37.6	43.7	21.5	37.6
0.50	12.1	12.1	35.9	14.0	29.2	34.6	15.3	29.5
0.25	8.3	8.3	28.4	9.6	22.6	27.4	10.9	23.2
0.20	7.4	7.4	24.1	8.2	19.2	25.4	9.7	21.5
0.09	4.8	4.8	18.3	5.3	14.3	19.4	6.6	16.3
0.05	3.5	3.5	13.9	3.7	10.8	15.9	4.9	13.2



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

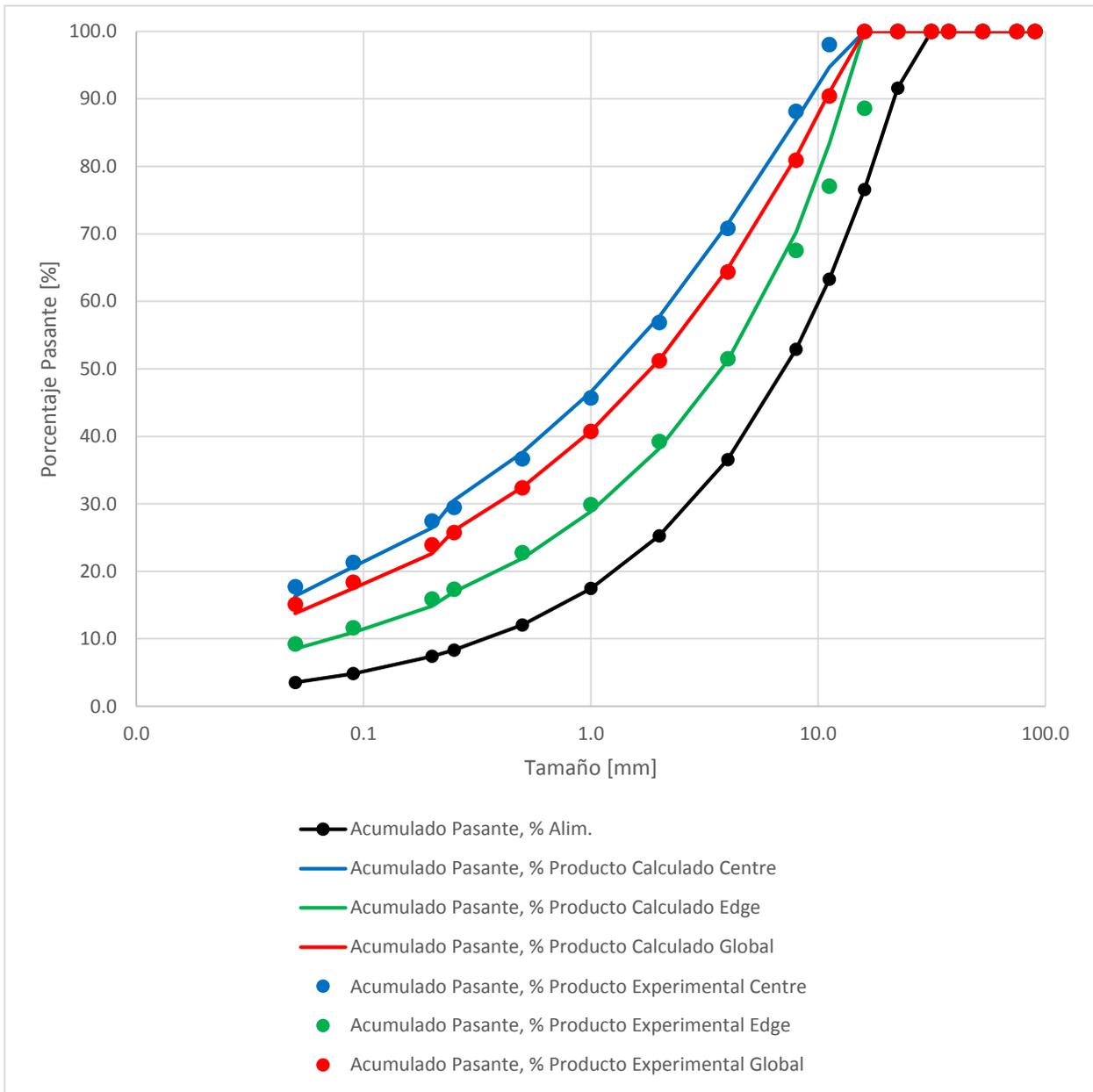
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	19
Código	T&C-M2-6
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.71
L: Largo rodillo, m	0.21
U: Velocidad rodillo, m/s	0.29
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.68
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	40.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	16.27	25.42	0.00	68.06
Zona de Compresión	0.00	17.75	0.78	27.60
Borde	11.36	17.75	0.00	16.48
γ: Factor de división	3.88			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.33	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	11.52	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	1.55	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.57	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	3.98	1.47
P: Potencia, kW	45.86	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	91.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	76.6	84.6	100.0	100.0	100.0	100.0	88.6	100.0
11.2	63.3	71.0	94.7	83.4	91.0	98.1	77.1	90.4
8.00	52.9	60.1	86.9	70.3	81.4	88.2	67.5	80.9
4.00	36.6	43.5	71.5	51.2	64.8	70.8	51.5	64.4
2.00	25.3	31.9	57.7	38.2	51.3	56.9	39.2	51.2
1.00	17.5	23.7	46.6	28.9	40.8	45.7	29.9	40.7
0.50	12.1	18.0	37.6	21.9	32.5	36.7	22.8	32.4
0.25	8.3	13.9	30.5	16.9	26.1	29.5	17.4	25.7
0.20	7.4	12.5	26.4	14.8	22.6	27.5	15.9	23.9
0.09	4.8	9.4	20.7	10.9	17.5	21.3	11.6	18.4
0.05	3.5	7.6	16.3	8.5	13.7	17.7	9.2	15.1



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

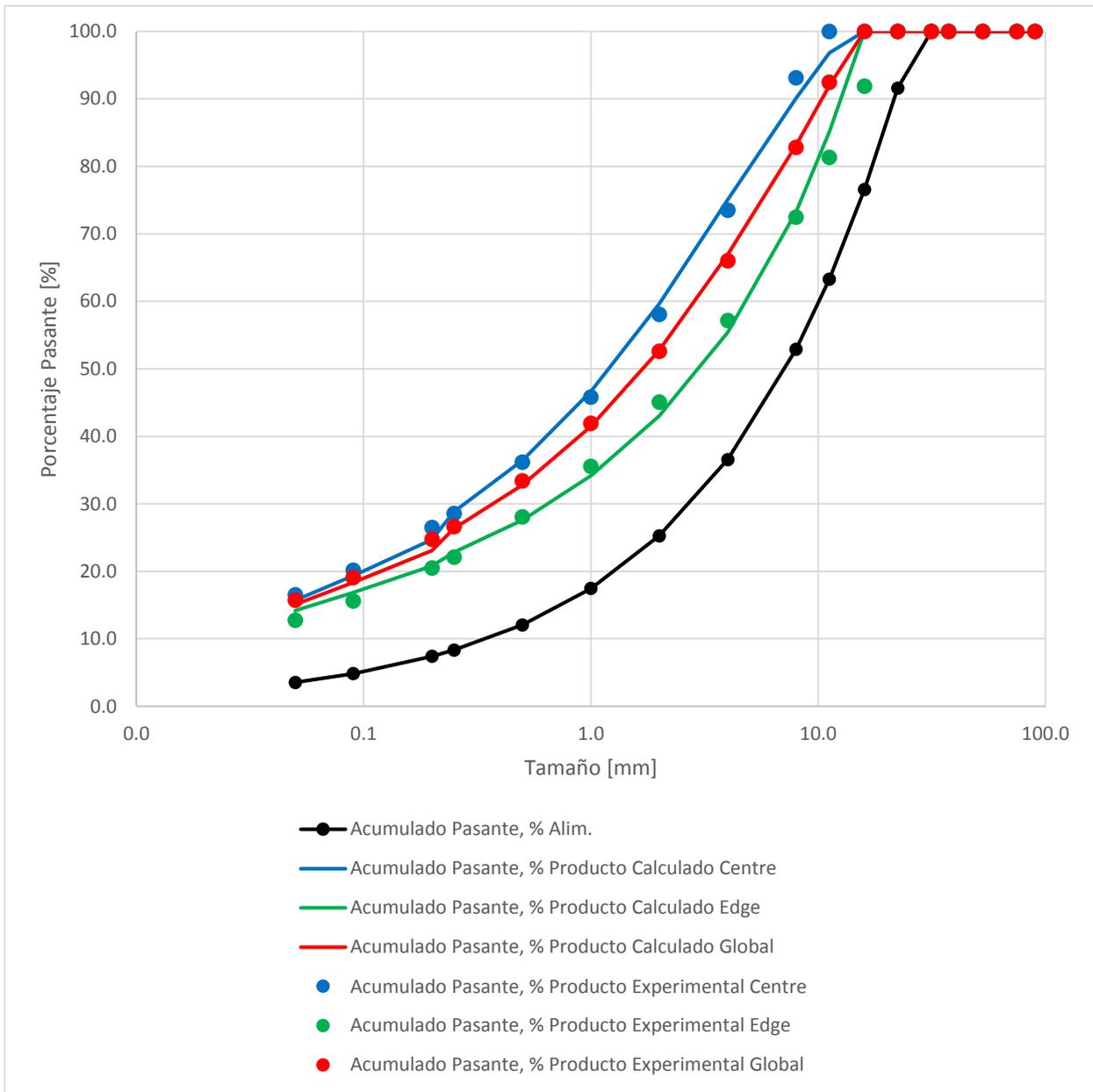
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	20
Código	T&C-M2-7
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.71
L: Largo rodillo, m	0.21
U: Velocidad rodillo, m/s	0.29
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.68
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	50.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	16.27	25.42	1.90	74.67
Zona de Compresión	0.00	17.75	1.15	6.62
Borde	11.36	17.75	0.00	29.78
γ: Factor de división	4.89			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.41	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	11.52	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.33	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.64	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	0.87	1.92
P: Potencia, kW	9.98	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	91.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	76.6	92.0	100.0	100.0	100.0	100.0	91.9	100.0
11.2	63.3	78.2	96.8	85.2	92.0	100.0	81.3	92.5
8.00	52.9	67.3	90.1	73.3	83.2	93.1	72.5	82.8
4.00	36.6	50.4	75.1	55.4	66.9	73.5	57.2	66.0
2.00	25.3	38.7	59.6	43.0	52.8	58.0	45.1	52.6
1.00	17.5	30.4	46.7	34.2	41.5	45.8	35.6	41.9
0.50	12.1	24.4	36.5	27.6	32.8	36.2	28.0	33.4
0.25	8.3	20.2	28.8	22.8	26.3	28.6	22.1	26.6
0.20	7.4	18.6	24.7	20.8	23.1	26.5	20.5	24.8
0.09	4.8	15.2	19.4	16.9	18.3	20.2	15.6	19.1
0.05	3.5	13.0	15.7	14.2	15.1	16.5	12.8	15.7



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

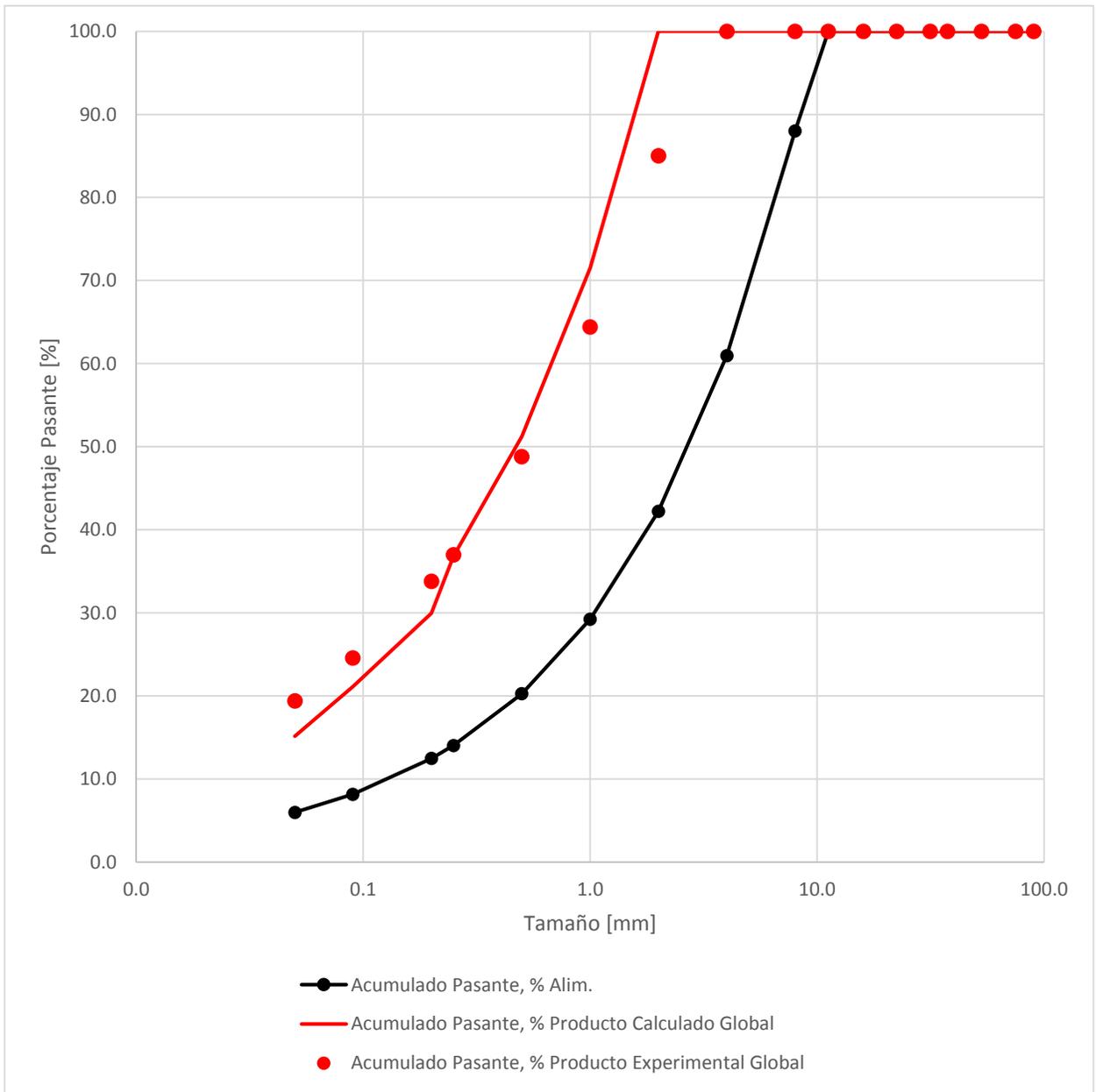
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	22
Código	H&F - 1
Escala	Laboratorio
Mineral	Cobre y Fierro

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.25
L: Largo rodillo, m	0.10
U: Velocidad rodillo, m/s	2.50
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.80
s_0 : Gap operacional, m	0.00
xgf: Ancho producto	
ρ_g : Densidad producto, t/m ³	2.55
pw: Presión de operación, bar	51.79

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	2.45	3.83	0.90	11.43
Zona de Compresión	0.00	2.69	0.71	16.58
Borde	1.72	2.69	0.90	11.43
γ : Factor de división	44.23			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.00	-
f: Fracción de ruptura en bordes	1.19	-
c: Factor de corrección	0.99	-
Gs: Tonelaje, t/h	6.13	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.87	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.60	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.26	-
P: Potencia, kW	13.86	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
22.4	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
16.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
11.2	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
8.00	88.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
4.00	61.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
2.00	42.2	79.4	100.0	100.0	100.0	-	-	85.0
1.00	29.2	57.7	84.9	73.7	71.5	-	-	64.4
0.50	20.2	41.4	67.7	53.9	51.2	-	-	48.8
0.25	14.0	30.4	52.6	39.3	36.8	-	-	37.0
0.20	12.5	25.1	43.4	32.1	29.9	-	-	33.8
0.09	8.2	17.5	32.7	23.0	21.1	-	-	24.6
0.05	6.0	12.7	24.9	16.7	15.1	-	-	19.4



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo Morrell)

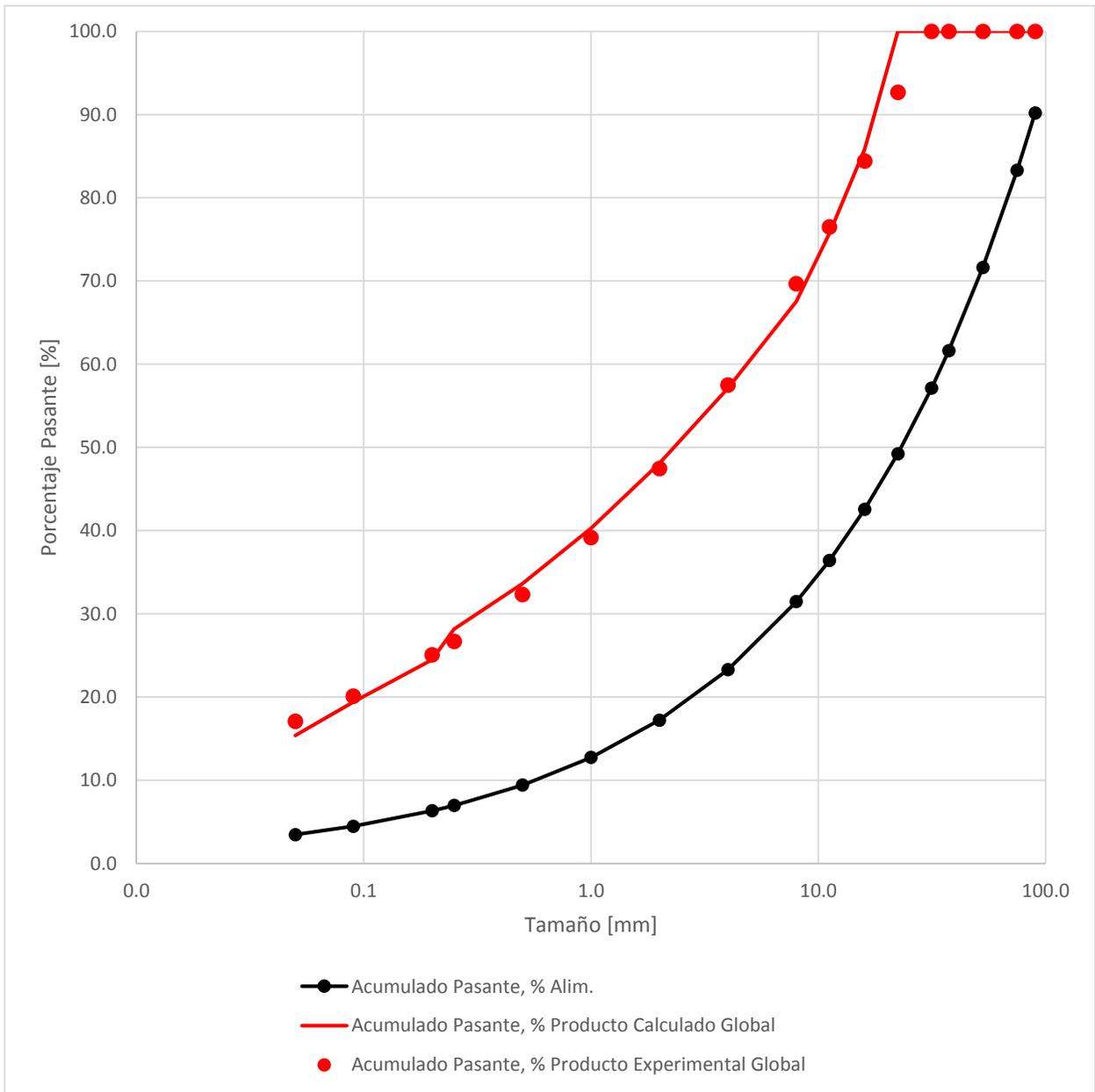
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	24
Código	H&F - 3
Escala	Industrial
Mineral	Cobre y Fierro

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	2.20
L: Largo rodillo, m	1.00
U: Velocidad rodillo, m/s	1.97
ρc: Densidad aparente, t/m ³	1.80
s ₀ : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	-
ρg: Densidad producto, t/m ³	2.55
pw: Presión de operación, bar	34.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	21.32	33.31	1.00	0.01
Zona de Compresión	0.00	23.41	1.25	39.42
Borde	14.98	23.41	0.00	6.07
γ: Factor de división	15.42			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.36	-
c: Factor de corrección	1.07	-
Gs: Tonelaje, t/h	452.59	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	2.41	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.55	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	6.14	-
P: Potencia, kW	2781.05	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	90.2	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
75.0	83.3	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
53.0	71.6	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
37.5	61.6	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
31.5	57.1	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
22.4	49.2	79.5	100.0	100.0	100.0	-	-	92.7
16.0	42.5	52.5	96.3	67.2	85.8	-	-	84.4
11.2	36.4	39.5	90.2	50.2	75.8	-	-	76.5
8.00	31.5	32.4	83.5	39.4	67.6	-	-	69.7
4.00	23.3	23.6	73.2	28.7	57.1	-	-	57.5
2.00	17.2	17.3	63.3	21.0	48.1	-	-	47.5
1.00	12.7	12.8	54.4	15.2	40.3	-	-	39.2
0.50	9.4	9.4	46.4	11.0	33.7	-	-	32.3
0.25	7.0	7.0	39.5	8.0	28.2	-	-	26.7
0.20	6.3	6.3	34.4	6.9	24.5	-	-	25.1
0.09	4.5	4.5	27.7	4.7	19.4	-	-	20.1
0.05	3.5	3.5	22.1	3.6	15.4	-	-	17.1



Anexo B: Ajustes Modelo de Torres y Casali

Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	1
Código	T&C-M1-1
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

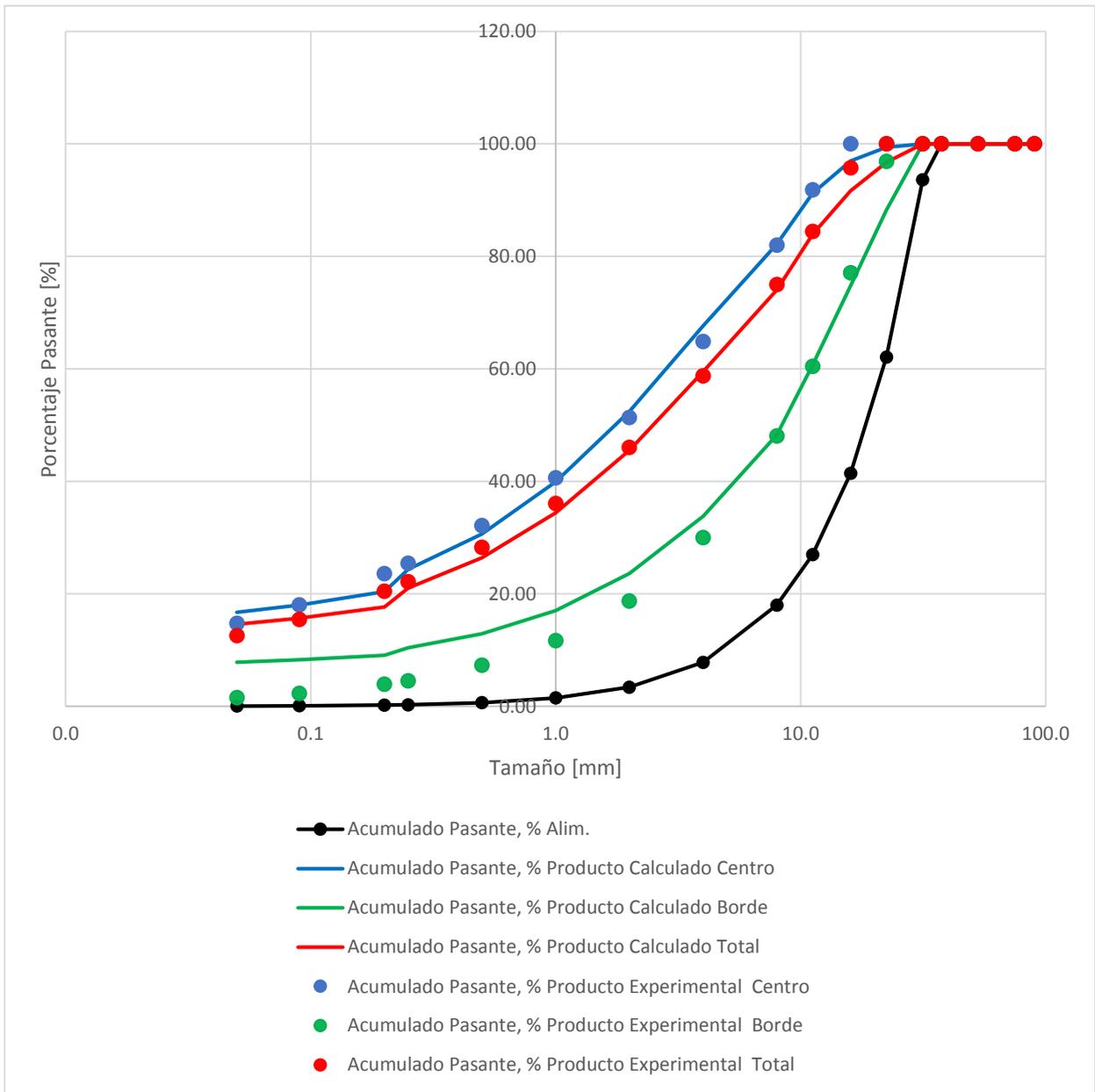
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.024
U: velocidad periférica [m/s]	0.67
RP: Presión operación [bar]	41.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.74
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.64

Parámetros	
a1	0.13
a2	0.00
a3	0.96
S1E	3.87
z1	1.21
z2	0.00
a	0.24

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.33	2.33
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	34	32.90
Potencia, kW	44	47.40
CEE, kWh/t	1.32	1.44

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.61	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.10	99.4	88.2	96.7	100.0	96.9	100.0
16.0	41.42	97.0	74.8	91.6	100.0	77.1	95.7
11.2	26.96	91.2	60.7	83.9	91.8	60.4	84.4
8.00	17.98	82.2	48.2	74.0	82.0	48.1	75.0
4.00	7.81	67.6	33.8	59.5	64.9	30.0	58.8
2.00	3.39	52.4	23.6	45.5	51.3	18.7	46.0
1.00	1.47	39.9	17.0	34.4	40.6	11.7	36.1
0.50	0.64	30.6	12.9	26.4	32.2	7.3	28.3
0.25	0.28	24.4	10.4	21.0	25.4	4.5	22.1
0.20	0.21	20.4	9.1	17.7	23.6	3.9	20.5
0.09	0.08	18.0	8.3	15.7	18.0	2.3	15.5
0.05	0.04	16.7	7.8	14.6	14.8	1.5	12.6



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	2
Código	T&C-M1-2
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

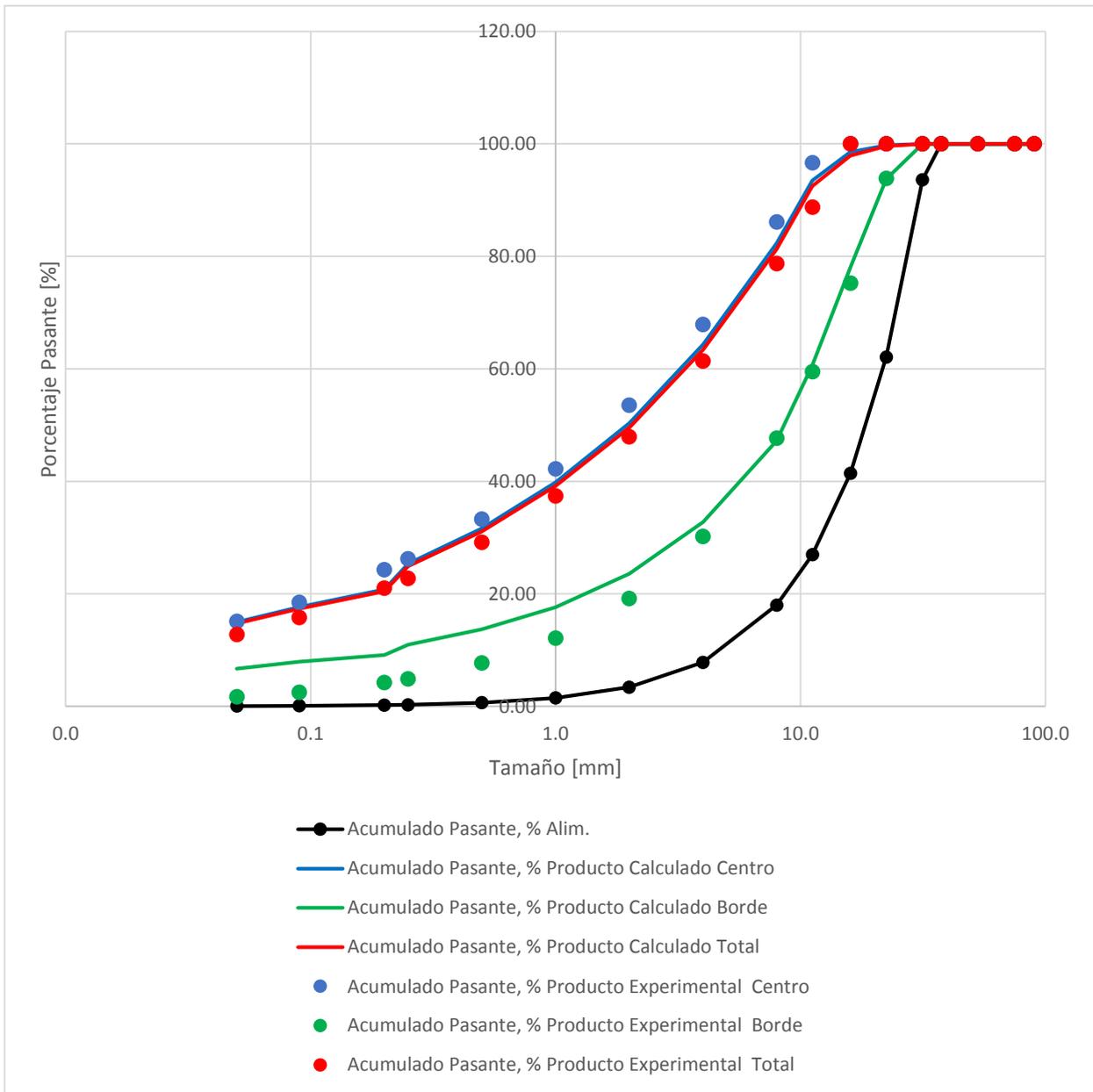
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.024
U: velocidad periférica [m/s]	0.67
RP: Presión operación [bar]	41.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.74
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.64

Parámetros	
a1	0.62
a2	0.27
a3	1.18
S1E	20.11
z1	3.19
z2	0.00
a	0.03

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.33	2.33
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	18.61	17.10
Potencia, kW	36.48	35.30
CEE, kWh/t	1.96	2.06

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.61	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.10	99.8	93.7	99.6	100.0	93.9	100.0
16.0	41.42	98.5	78.1	97.9	100.0	75.2	100.0
11.2	26.96	93.5	60.7	92.5	96.6	59.5	88.8
8.00	17.98	82.3	47.2	81.3	86.1	47.7	78.7
4.00	7.81	64.3	32.8	63.4	67.9	30.2	61.4
2.00	3.39	50.3	23.6	49.5	53.5	19.2	47.9
1.00	1.47	39.8	17.6	39.1	42.2	12.1	37.4
0.50	0.64	31.6	13.7	31.1	33.3	7.7	29.2
0.25	0.28	25.4	10.9	24.9	26.2	4.9	22.8
0.20	0.21	20.8	9.1	20.5	24.3	4.2	21.0
0.09	0.08	17.6	7.9	17.3	18.5	2.5	15.8
0.05	0.04	15.0	6.7	14.7	15.1	1.7	12.8



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	3
Código	T&C-M1-3
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

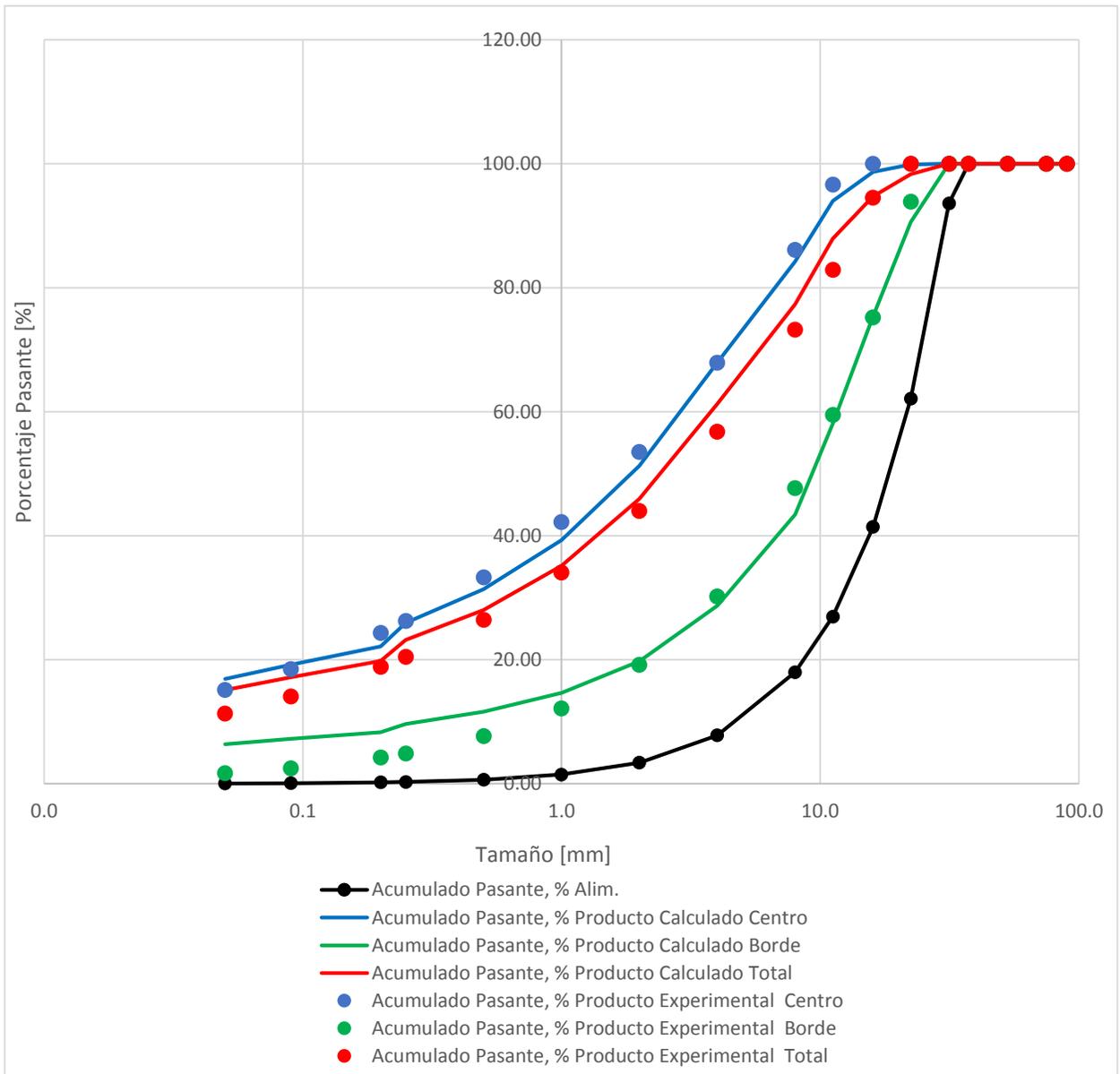
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.67
RP: Presión operación [bar]	61.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.74
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.64

Parámetros	
a1	0.26
a2	0.21
a3	2.69
S1E	5.10
z1	1.58
z2	0.14
a	0.17

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.33	2.33
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	33.71	31.00
Potencia, kW	66.06	63.10
CEE, kWh/t	1.96	2.03

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.61	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.10	99.9	90.6	98.3	100.0	93.9	100.0
16.0	41.42	98.7	75.4	94.7	100.0	75.2	94.5
11.2	26.96	94.0	58.1	87.9	96.6	59.5	82.9
8.00	17.98	84.3	43.4	77.3	86.1	47.7	73.2
4.00	7.81	67.9	28.7	61.3	67.9	30.2	56.8
2.00	3.39	51.3	19.7	46.0	53.5	19.2	44.0
1.00	1.47	39.3	14.7	35.1	42.2	12.1	34.1
0.50	0.64	31.4	11.6	28.0	33.3	7.7	26.4
0.25	0.28	26.0	9.6	23.2	26.2	4.9	20.5
0.20	0.21	22.1	8.3	19.8	24.3	4.2	18.9
0.09	0.08	19.2	7.3	17.2	18.5	2.5	14.1
0.05	0.04	16.9	6.4	15.1	15.1	1.7	11.3



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	4
Código	T&C-M1-4
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

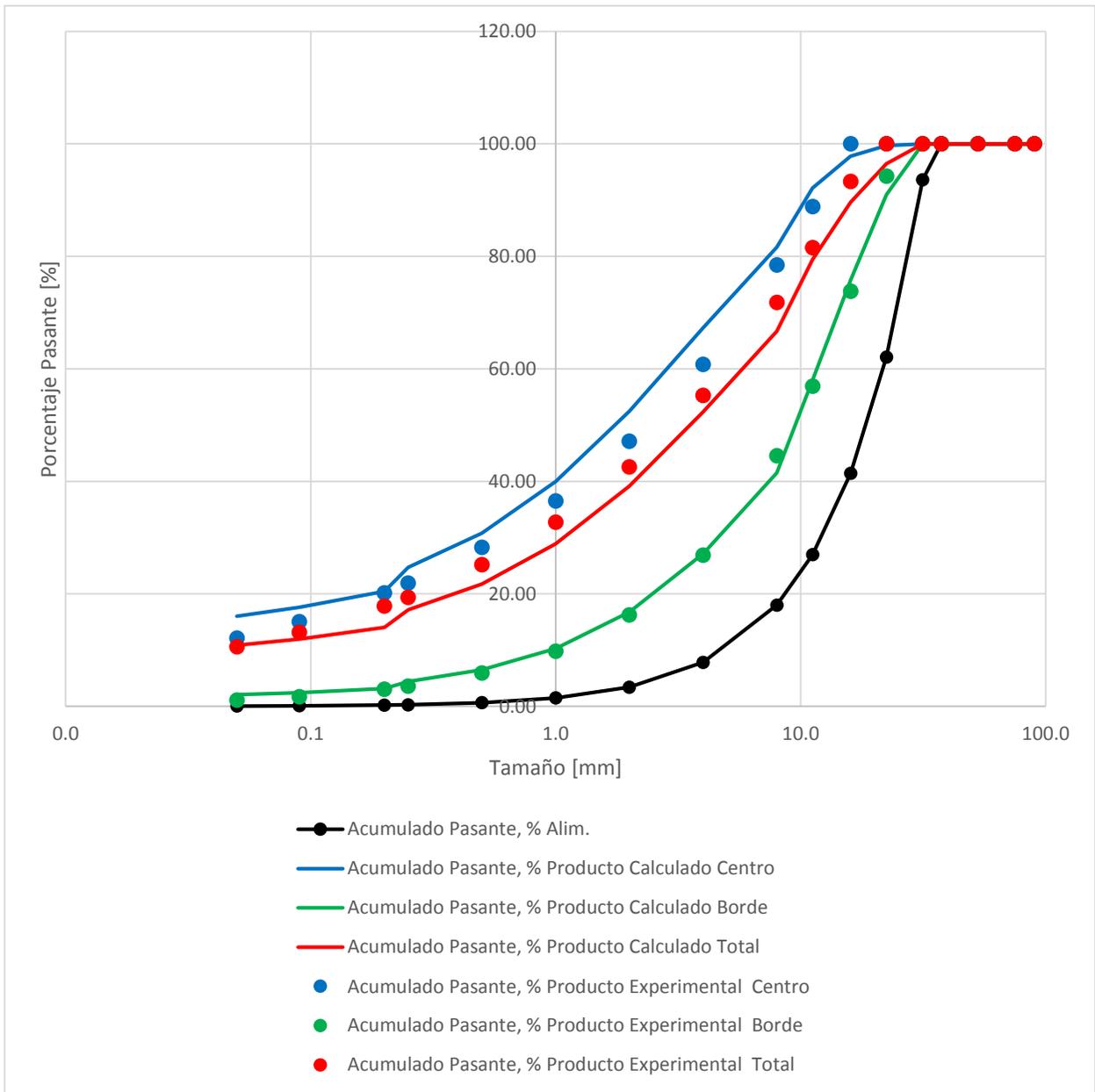
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.97
RP: Presión operación [bar]	60.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.74
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.64

Parámetros	
a1	0.00
a2	0.28
a3	103.45
S1E	2.21
z1	0.34
z2	0.09
a	0.37

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.33	2.33
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	49	43.80
Potencia, kW	94	89.60
CEE, kWh/t	1.93	2.04

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.61	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.10	99.7	91.0	96.5	100.0	94.3	100.0
16.0	41.42	97.8	75.8	89.6	100.0	73.8	93.3
11.2	26.96	92.1	58.0	79.4	88.8	56.9	81.5
8.00	17.98	81.6	41.5	66.7	78.5	44.5	71.8
4.00	7.81	67.3	27.1	52.4	60.8	26.9	55.3
2.00	3.39	52.5	16.8	39.2	47.1	16.2	42.5
1.00	1.47	39.9	10.3	28.9	36.5	9.8	32.7
0.50	0.64	30.8	6.5	21.7	28.3	5.9	25.2
0.25	0.28	24.7	4.4	17.2	21.9	3.6	19.4
0.20	0.21	20.5	3.2	14.0	20.2	3.0	17.8
0.09	0.08	17.6	2.4	12.0	15.0	1.7	13.2
0.05	0.04	16.0	2.0	10.8	12.1	1.1	10.6



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	5
Código	T&C-M1-5
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

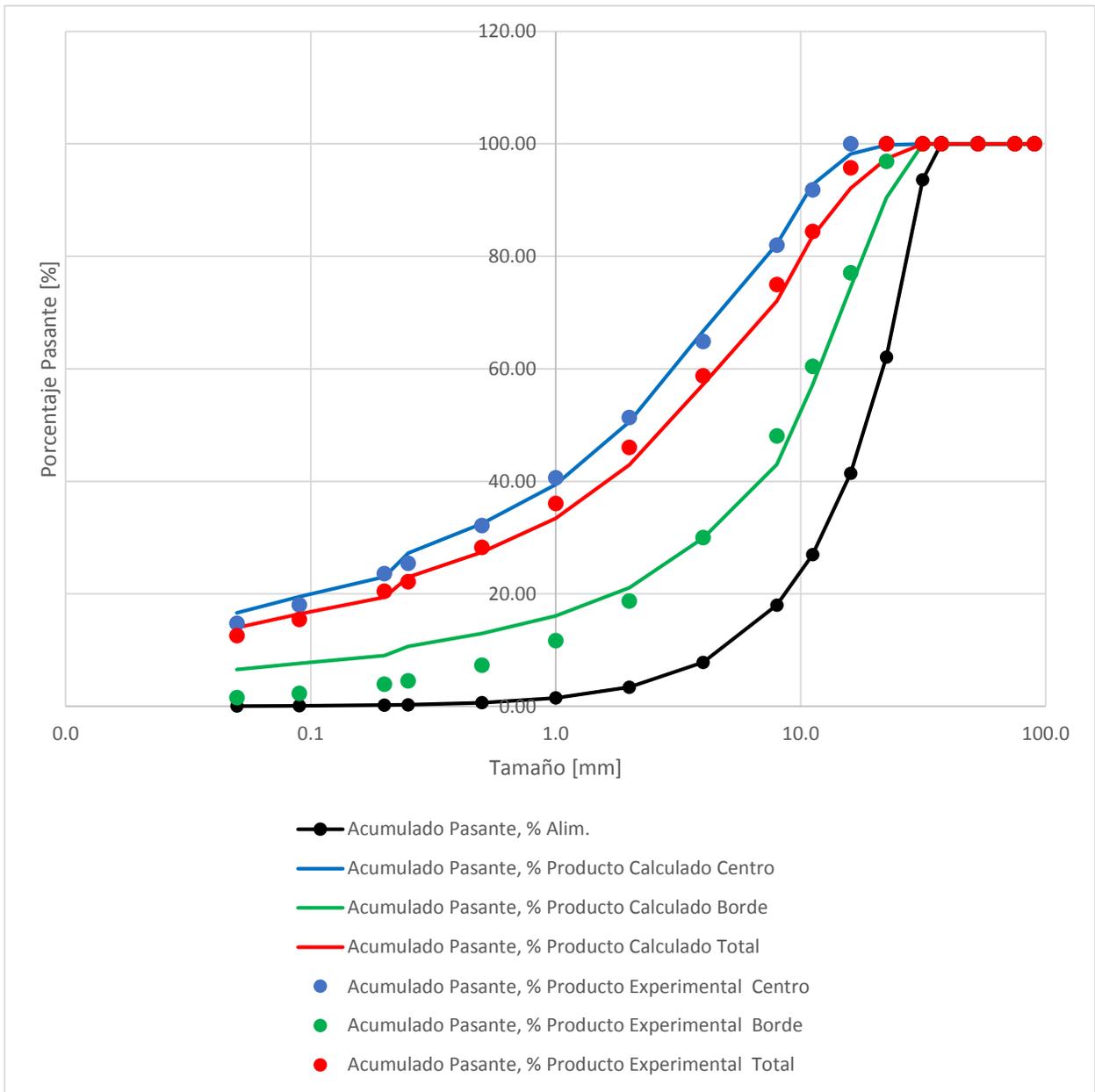
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.67
RP: Presión operación [bar]	76.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.74
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.64

Parámetros	
a1	0.24
a2	0.26
a3	42.78
S1E	2.45
z1	0.76
z2	-0.01
a	0.26

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.33	2.33
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	34	30.20
Potencia, kW	82	72.50
CEE, kWh/t	2.44	2.40

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.61	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.10	99.8	90.4	97.4	100.0	96.9	100.0
16.0	41.42	98.2	74.5	92.1	100.0	77.1	95.7
11.2	26.96	92.7	57.2	83.6	91.8	60.4	84.4
8.00	17.98	82.2	43.0	72.0	82.0	48.1	75.0
4.00	7.81	66.7	29.9	57.2	64.9	30.0	58.8
2.00	3.39	50.6	21.1	43.0	51.3	18.7	46.0
1.00	1.47	39.4	16.1	33.4	40.6	11.7	36.1
0.50	0.64	32.4	13.0	27.4	32.2	7.3	28.3
0.25	0.28	27.2	10.7	23.0	25.4	4.5	22.1
0.20	0.21	23.0	9.0	19.4	23.6	3.9	20.5
0.09	0.08	19.5	7.6	16.4	18.0	2.3	15.5
0.05	0.04	16.6	6.5	14.0	14.8	1.5	12.6



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	8
Código	T&C-M1-8
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

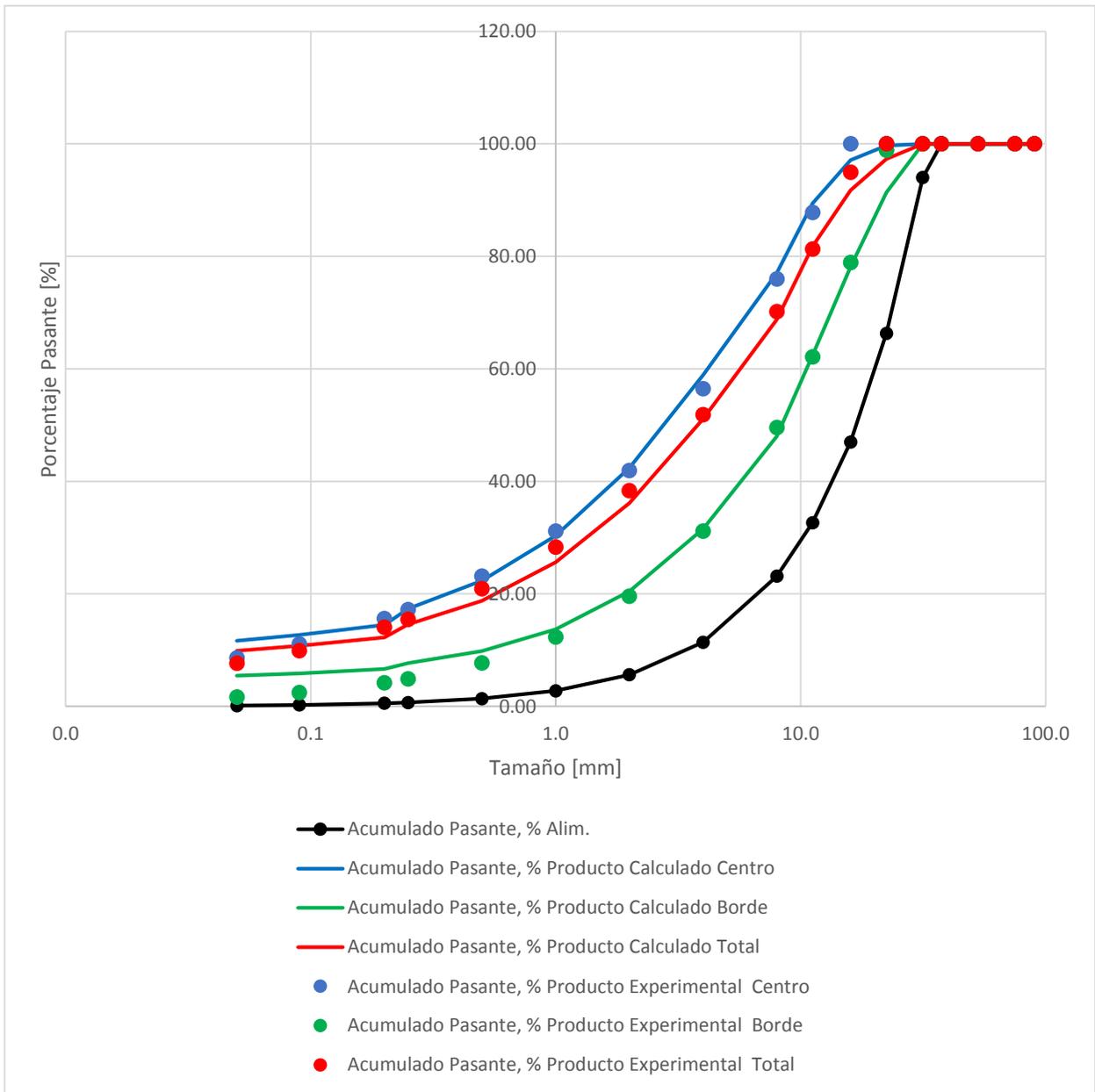
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.67
RP: Presión operación [bar]	39.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.80
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.68

Parámetros	
a1	0.11
a2	0.06
a3	1.50
S1E	5.11
z1	1.74
z2	0.20
a	0.28

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.38	2.38
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	34	31.90
Potencia, kW	42	44.10
CEE, kWh/t	1.23	1.38

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.99	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.31	99.7	91.4	97.3	100.0	98.9	100.0
16.0	47.00	97.1	78.1	91.7	100.0	78.9	95.0
11.2	32.63	89.4	62.4	81.7	87.8	62.1	81.3
8.00	23.13	77.0	48.0	68.8	76.0	49.6	70.2
4.00	11.38	59.0	31.6	51.2	56.5	31.2	51.9
2.00	5.60	42.4	20.4	36.2	41.9	19.6	38.3
1.00	2.76	30.3	13.7	25.6	31.2	12.3	28.3
0.50	1.36	22.3	9.8	18.8	23.1	7.7	20.9
0.25	0.67	17.3	7.7	14.6	17.2	4.9	15.5
0.20	0.53	14.5	6.6	12.3	15.6	4.2	14.0
0.09	0.23	12.7	5.9	10.7	11.1	2.4	9.9
0.05	0.13	11.7	5.4	9.9	8.6	1.6	7.7



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	9
Código	T&C-M1-9
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

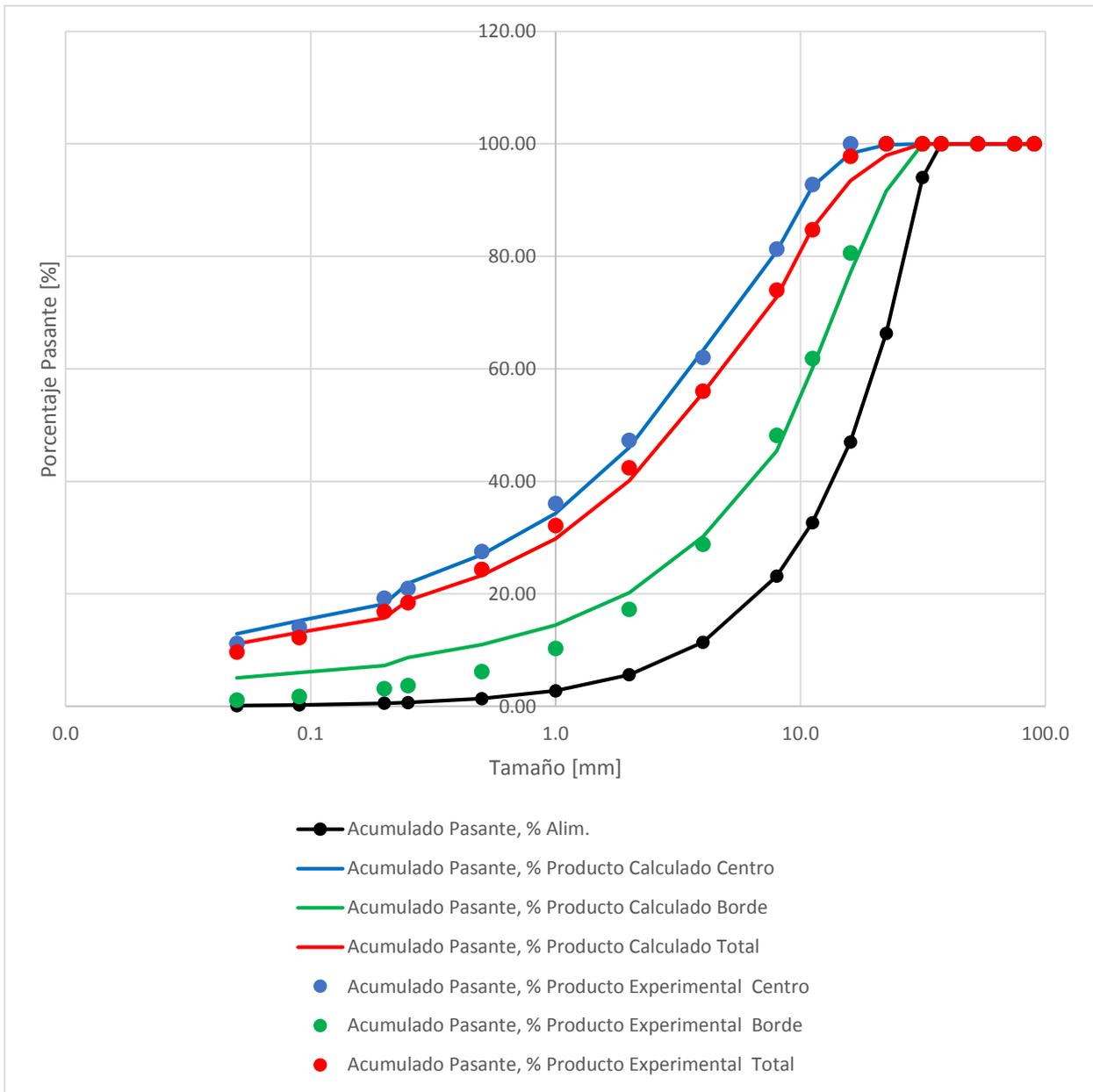
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.37
RP: Presión operación [bar]	60.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.80
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.68

Parámetros	
a1	0.24
a2	0.26
a3	4.47
S1E	3.92
z1	1.30
z2	0.09
a	0.23

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.38	2.38
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	19.02	17.60
Potencia, kW	35.88	33.50
CEE, kWh/t	1.89	1.91

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.99	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.31	99.8	91.6	98.0	100.0	100.0	100.0
16.0	47.00	98.3	77.1	93.4	100.0	80.6	97.8
11.2	32.63	92.4	60.1	85.0	92.7	61.9	84.7
8.00	23.13	80.9	45.4	72.8	81.3	48.2	74.0
4.00	11.38	63.3	30.2	55.7	62.0	28.8	56.0
2.00	5.60	46.0	20.2	40.1	47.3	17.2	42.4
1.00	2.76	34.3	14.4	29.8	36.1	10.3	32.1
0.50	1.36	26.9	11.0	23.3	27.5	6.2	24.3
0.25	0.67	21.9	8.7	18.8	21.0	3.7	18.4
0.20	0.53	18.2	7.2	15.7	19.2	3.1	16.8
0.09	0.23	15.2	6.0	13.1	14.1	1.7	12.2
0.05	0.13	12.9	5.0	11.1	11.2	1.1	9.7



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	10
Código	T&C-M1-10
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

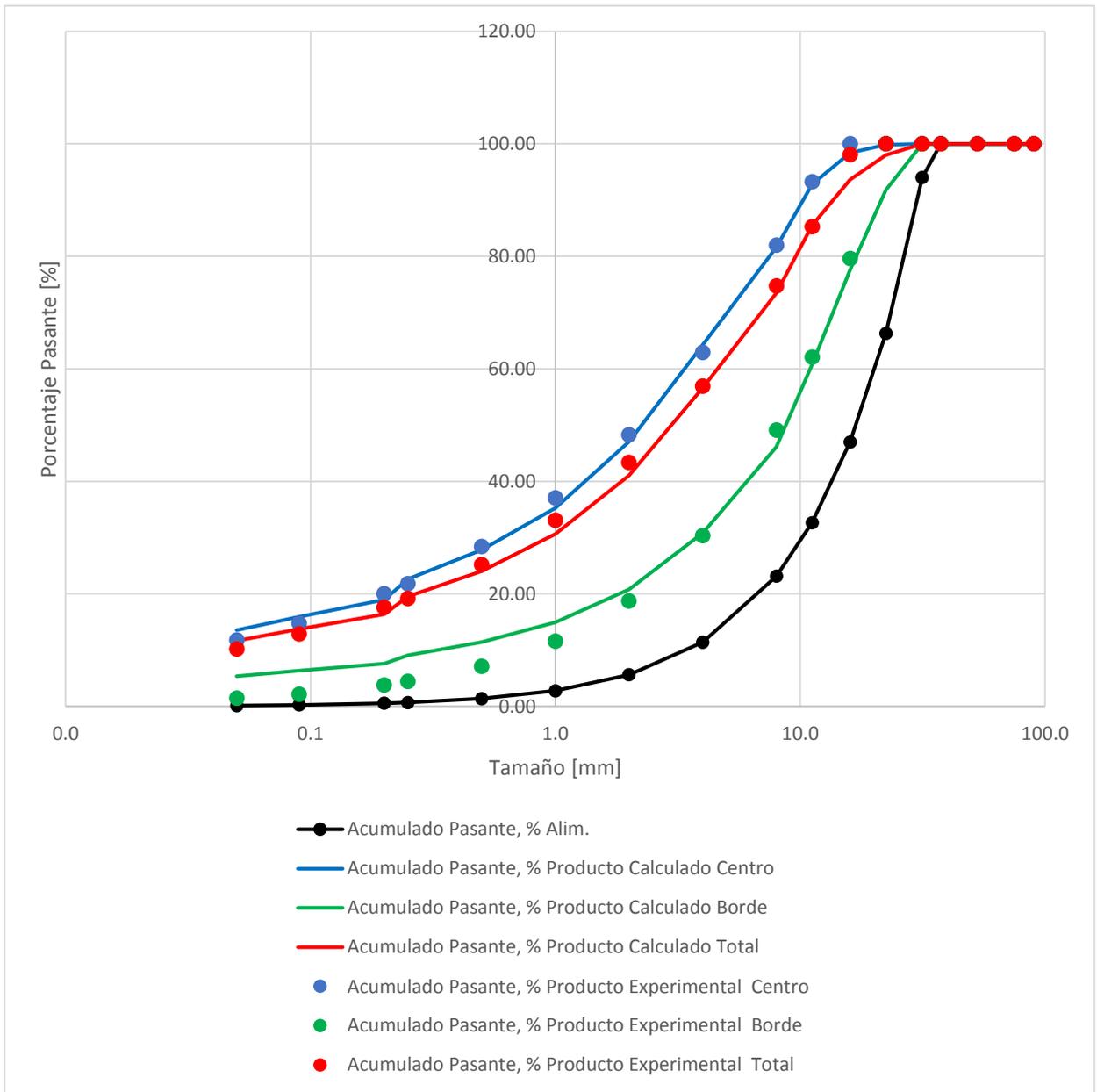
Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m3]	2.80
ra: densidad aparente [t/m3]	1.68

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m3	2.38	2.38
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	34.44	31.30
Potencia, kW	64.98	63.50
CEE, kWh/t	1.89	2.03

Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.67
RP: Presión operación [bar]	60.00

Parámetros	
a1	0.25
a2	0.26
a3	4.21
S1E	4.04
z1	1.33
z2	0.10
a	0.23

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.99	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.31	99.9	91.8	98.0	100.0	100.0	100.0
16.0	47.00	98.4	77.6	93.7	100.0	79.6	98.1
11.2	32.63	92.8	60.8	85.5	93.3	62.1	85.3
8.00	23.13	81.6	46.1	73.5	82.0	49.1	74.7
4.00	11.38	64.3	30.8	56.6	62.9	30.3	56.9
2.00	5.60	47.1	20.8	41.1	48.3	18.7	43.4
1.00	2.76	35.3	14.9	30.6	37.0	11.6	33.1
0.50	1.36	27.8	11.4	24.0	28.4	7.1	25.2
0.25	0.67	22.6	9.1	19.5	21.8	4.4	19.2
0.20	0.53	18.9	7.6	16.4	20.0	3.8	17.6
0.09	0.23	15.9	6.3	13.7	14.7	2.2	12.9
0.05	0.13	13.5	5.4	11.7	11.8	1.4	10.2



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	11
Código	T&C-M1-11
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

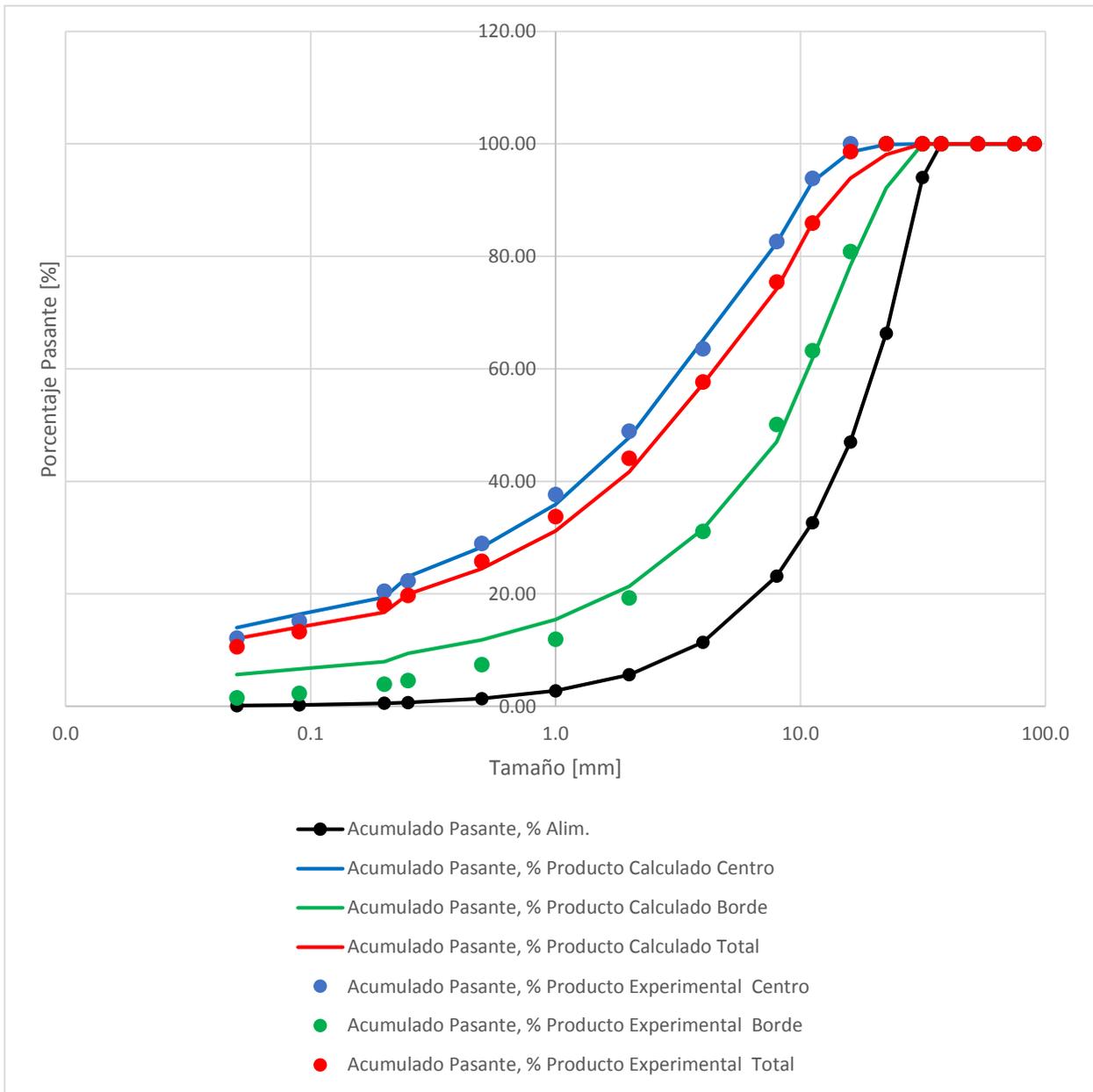
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.97
RP: Presión operación [bar]	60.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.74
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.64

Parámetros	
a1	0.25
a2	0.25
a3	3.97
S1E	4.21
z1	1.37
z2	0.11
a	0.23

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.38	2.38
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	49.87	45.00
Potencia, kW	94.07	93.60
CEE, kWh/t	1.89	2.08

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.99	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.31	99.9	92.2	98.1	100.0	100.0	100.0
16.0	47.00	98.6	78.4	93.9	100.0	80.8	98.6
11.2	32.63	93.3	61.7	86.0	93.9	63.2	85.9
8.00	23.13	82.3	47.0	74.2	82.7	50.1	75.4
4.00	11.38	65.1	31.5	57.3	63.6	31.1	57.7
2.00	5.60	47.8	21.4	41.7	48.9	19.3	44.1
1.00	2.76	35.9	15.4	31.2	37.6	11.9	33.7
0.50	1.36	28.3	11.8	24.5	29.0	7.4	25.8
0.25	0.67	23.1	9.4	19.9	22.3	4.6	19.7
0.20	0.53	19.4	7.9	16.7	20.5	3.9	18.1
0.09	0.23	16.4	6.6	14.1	15.1	2.3	13.3
0.05	0.13	14.0	5.6	12.0	12.1	1.5	10.6



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	14
Código	T&C-M2-1
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

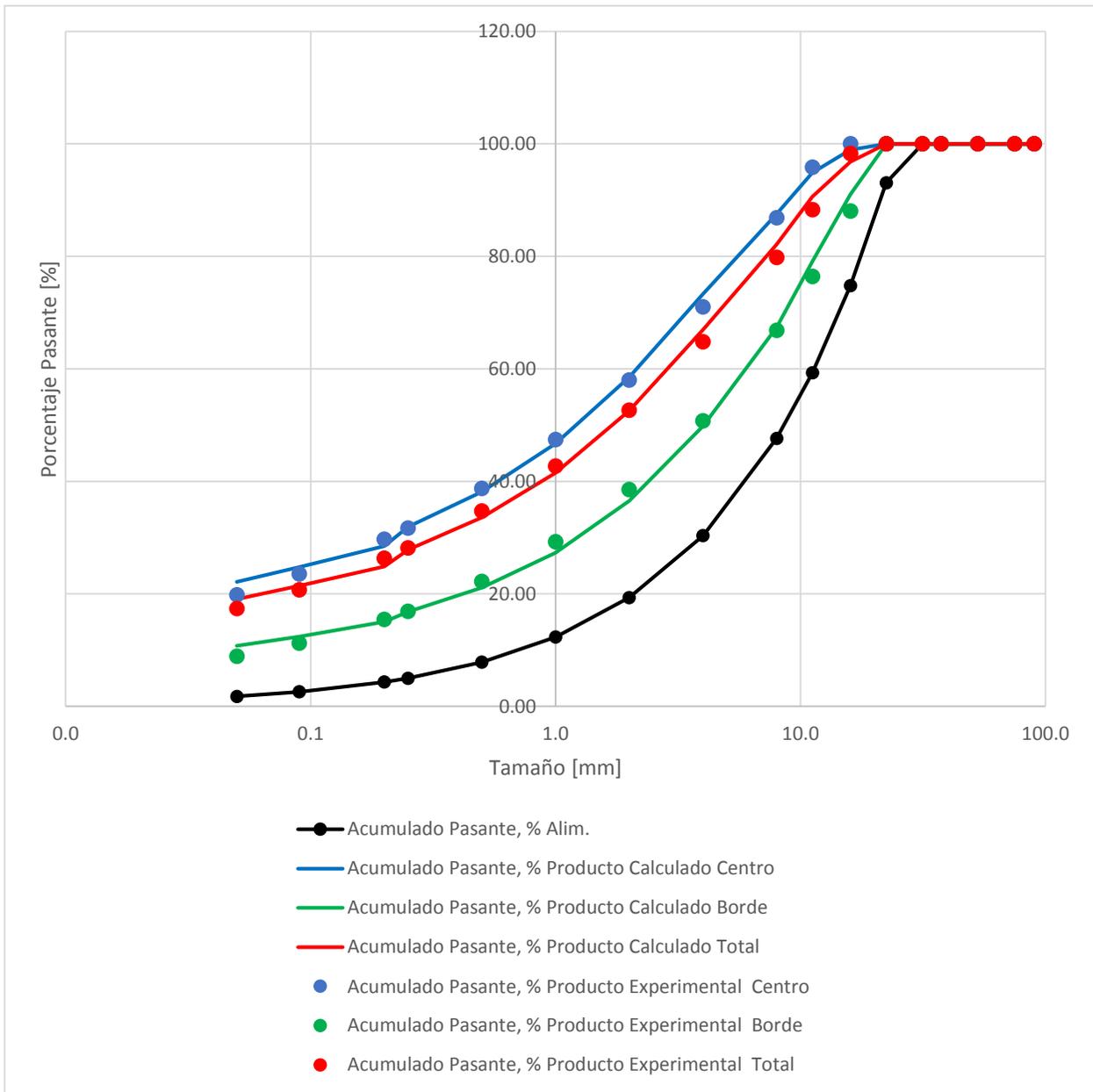
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.71
L: Largo rodillo [m]	0.21
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.29
RP: Presión operación [bar]	30.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.74
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.64

Parámetros	
a1	0.48
a2	0.14
a3	2.34
S1E	4.29
z1	1.46
z2	0.13
a	0.27

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.33	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	10.88	-
Potencia, kW	10.48	-
CEE, kWh/t	0.96	1.00

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	93.09	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	74.79	98.9	91.0	96.8	100.0	88.0	98.3
11.2	59.30	94.9	79.1	90.6	95.8	76.4	88.3
8.00	47.64	87.5	67.4	82.1	86.9	66.9	79.8
4.00	30.34	73.3	49.8	67.0	71.0	50.8	64.8
2.00	19.33	58.5	36.5	52.6	58.0	38.5	52.6
1.00	12.31	46.7	27.3	41.5	47.4	29.3	42.7
0.50	7.84	38.1	21.1	33.5	38.8	22.2	34.7
0.25	4.99	31.9	16.8	27.8	31.7	16.9	28.2
0.20	4.32	28.5	15.0	24.8	29.7	15.4	26.3
0.09	2.57	24.7	12.4	21.4	23.5	11.2	20.7
0.05	1.75	22.1	10.8	19.1	19.8	8.9	17.4



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	15
Código	T&C-M2-2
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

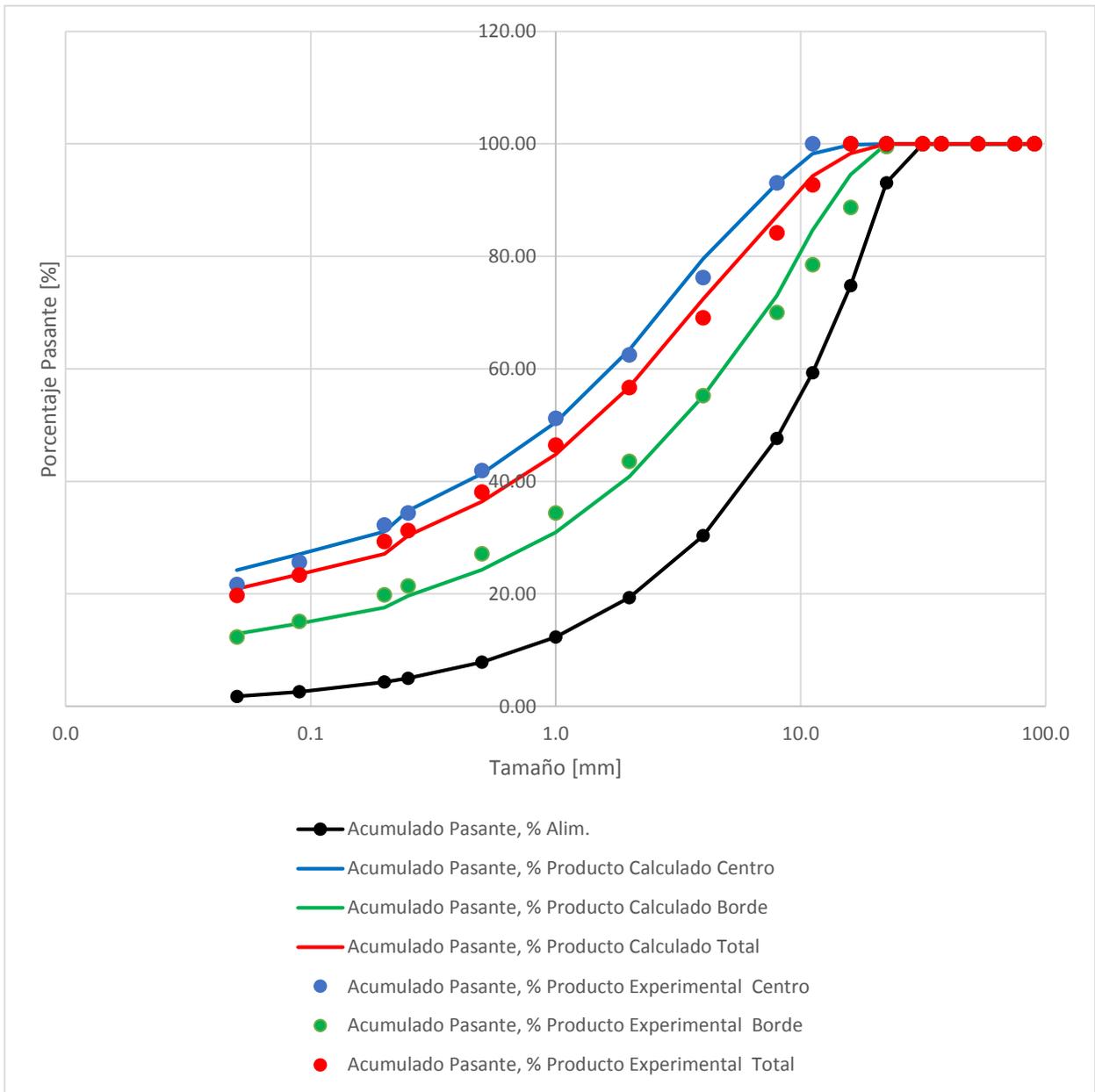
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.71
L: Largo rodillo [m]	0.21
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.29
RP: Presión operación [bar]	40.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.74
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.64

Parámetros	
a1	0.44
a2	0.15
a3	3.06
S1E	6.10
z1	1.75
z2	0.17
a	0.29

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.33	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	10.88	-
Potencia, kW	13.98	-
CEE, kWh/t	1.29	1.38

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	93.09	100.0	100.0	100.0	100.0	99.5	100.0
16.0	74.79	99.9	94.5	98.3	100.0	88.7	100.0
11.2	59.30	98.2	84.6	94.3	100.0	78.5	92.7
8.00	47.64	93.0	73.0	87.1	93.1	70.0	84.2
4.00	30.34	79.6	55.2	72.5	76.2	55.2	69.1
2.00	19.33	63.4	40.8	56.8	62.5	43.6	56.6
1.00	12.31	50.5	30.9	44.8	51.2	34.4	46.5
0.50	7.84	41.4	24.3	36.4	41.9	27.1	38.1
0.25	4.99	34.8	19.6	30.4	34.4	21.4	31.3
0.20	4.32	31.1	17.5	27.1	32.2	19.8	29.3
0.09	2.57	27.1	14.7	23.5	25.6	15.1	23.3
0.05	1.75	24.2	12.9	20.9	21.6	12.3	19.7



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	16
Código	T&C-M2-3
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

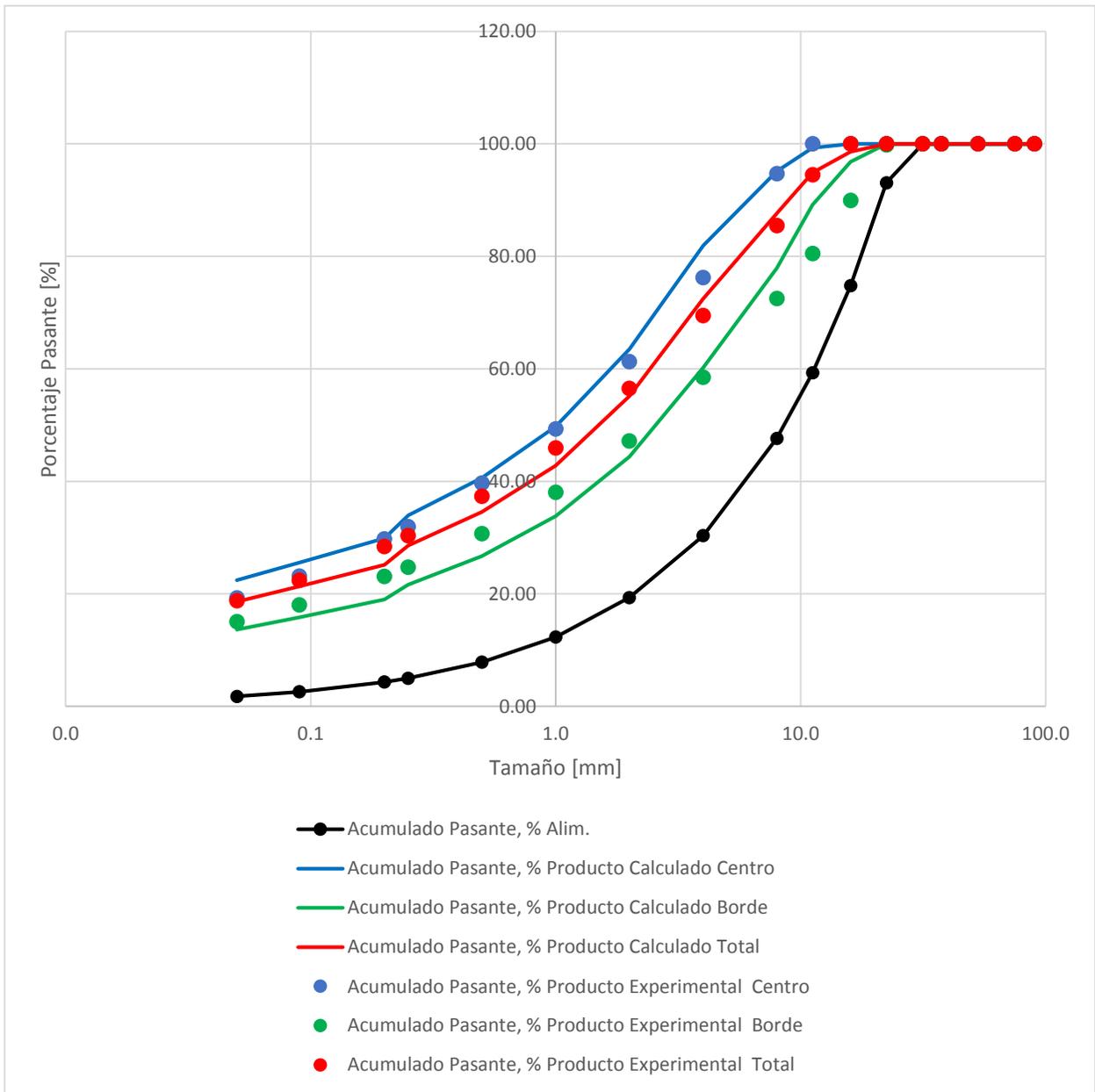
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.71
L: Largo rodillo [m]	0.21
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.29
RP: Presión operación [bar]	50.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.74
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.64

Parámetros	
a1	0.36
a2	0.18
a3	7.34
S1E	5.98
z1	1.68
z2	0.16
a	0.44

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.33	2.33
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	34	32.90
Potencia, kW	44	47.40
CEE, kWh/t	1.32	1.44

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.61	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.10	99.4	88.2	96.7	100.0	96.9	100.0
16.0	41.42	97.0	74.8	91.6	100.0	77.1	95.7
11.2	26.96	91.2	60.7	83.9	91.8	60.4	84.4
8.00	17.98	82.2	48.2	74.0	82.0	48.1	75.0
4.00	7.81	67.6	33.8	59.5	64.9	30.0	58.8
2.00	3.39	52.4	23.6	45.5	51.3	18.7	46.0
1.00	1.47	39.9	17.0	34.4	40.6	11.7	36.1
0.50	0.64	30.6	12.9	26.4	32.2	7.3	28.3
0.25	0.28	24.4	10.4	21.0	25.4	4.5	22.1
0.20	0.21	20.4	9.1	17.7	23.6	3.9	20.5
0.09	0.08	18.0	8.3	15.7	18.0	2.3	15.5
0.05	0.04	16.7	7.8	14.6	14.8	1.5	12.6



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	18
Código	T&C-M2-5
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

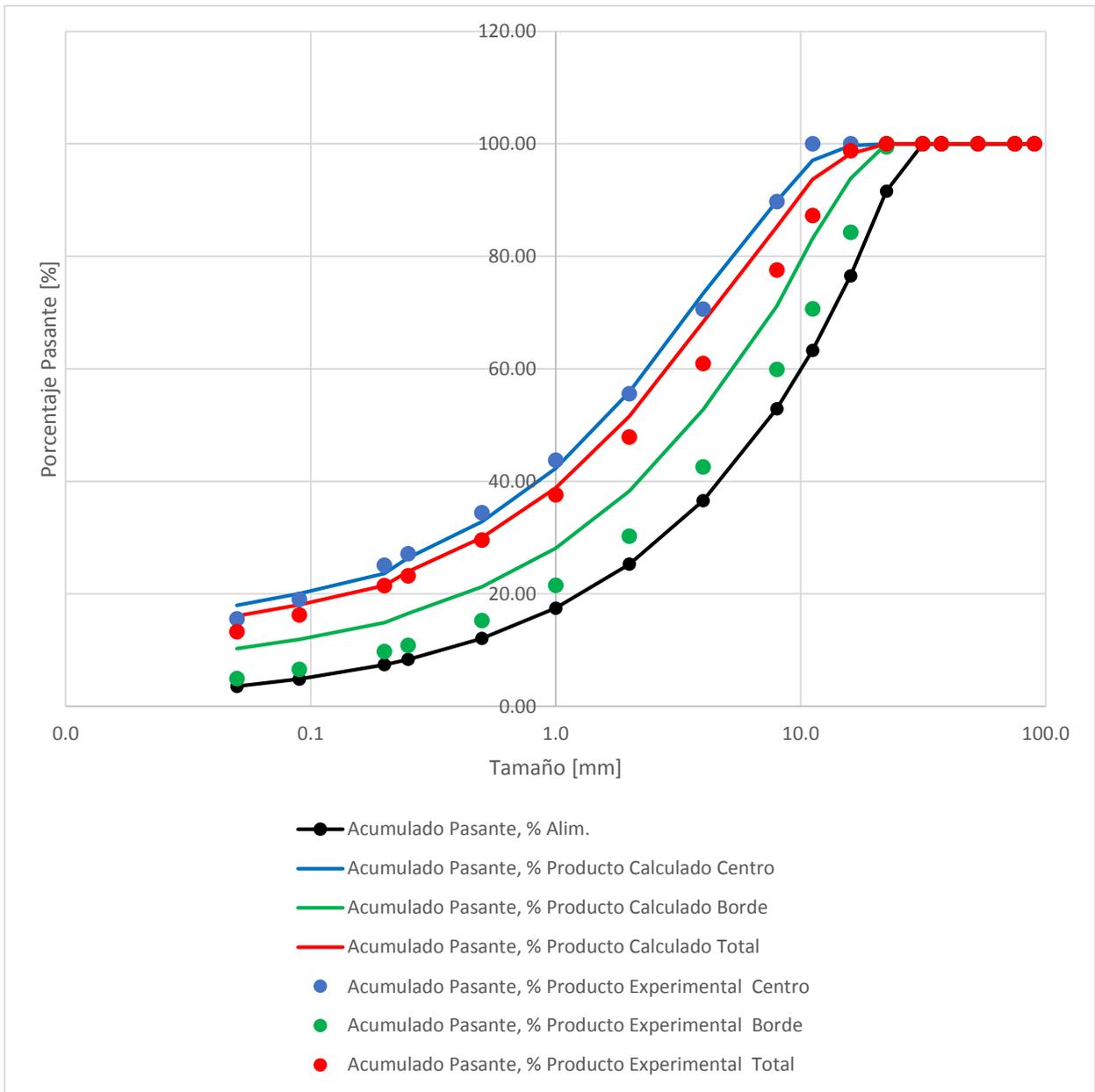
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.71
L: Largo rodillo [m]	0.21
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.29
RP: Presión operación [bar]	30.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.80
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.68

Parámetros	
a1	0.27
a2	0.09
a3	1.95
S1E	8.21
z1	2.13
z2	0.25
a	0.24

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.38	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	11.11	-
Potencia, kW	10.48	-
CEE, kWh/t	0.94	1.04

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	91.60	100.0	100.0	100.0	100.0	99.5	100.0
16.0	76.55	99.7	93.9	98.3	100.0	84.3	98.8
11.2	63.30	97.1	83.2	93.7	100.0	70.7	87.2
8.00	52.90	89.8	71.1	85.3	89.7	59.9	77.6
4.00	36.56	73.4	52.8	68.4	70.6	42.6	60.9
2.00	25.26	55.9	38.3	51.6	55.6	30.2	47.9
1.00	17.46	42.3	28.1	38.8	43.8	21.5	37.6
0.50	12.06	32.8	21.2	30.0	34.4	15.3	29.5
0.25	8.34	26.4	16.5	24.0	27.1	10.9	23.2
0.20	7.40	23.6	14.9	21.5	25.1	9.7	21.5
0.09	4.83	20.1	11.9	18.1	19.0	6.6	16.3
0.05	3.53	18.0	10.2	16.1	15.5	4.9	13.2



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	19
Código	T&C-M2-6
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

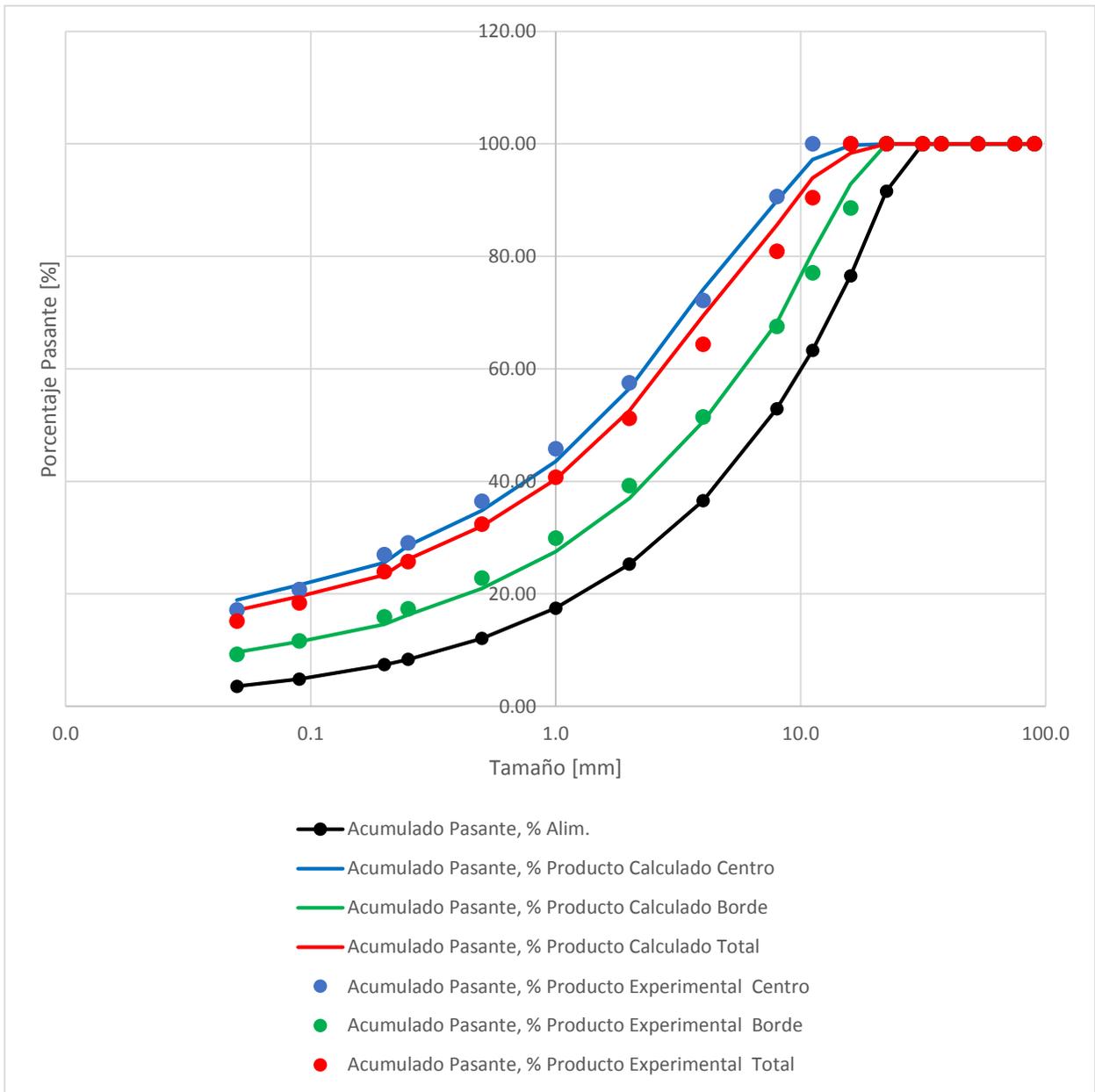
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.71
L: Largo rodillo [m]	0.21
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.29
RP: Presión operación [bar]	40.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.80
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.68

Parámetros	
a1	0.31
a2	0.15
a3	4.74
S1E	6.20
z1	1.79
z2	0.18
a	0.20

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.38	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	11.11	-
Potencia, kW	13.98	-
CEE, kWh/t	1.26	1.47

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	91.60	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	76.55	99.7	92.9	98.4	100.0	88.6	100.0
11.2	63.30	97.2	80.7	93.9	100.0	77.1	90.4
8.00	52.90	89.9	68.2	85.5	90.6	67.5	80.9
4.00	36.56	74.1	50.6	69.4	72.2	51.5	64.4
2.00	25.26	56.5	37.0	52.6	57.5	39.2	51.2
1.00	17.46	43.5	27.5	40.3	45.8	29.9	40.7
0.50	12.06	34.8	20.9	32.0	36.5	22.8	32.4
0.25	8.34	28.6	16.3	26.1	29.0	17.4	25.7
0.20	7.40	25.5	14.6	23.4	27.0	15.9	23.9
0.09	4.83	21.6	11.5	19.6	20.8	11.6	18.4
0.05	3.53	18.9	9.6	17.0	17.1	9.2	15.1



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	20
Código	T&C-M2-7
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

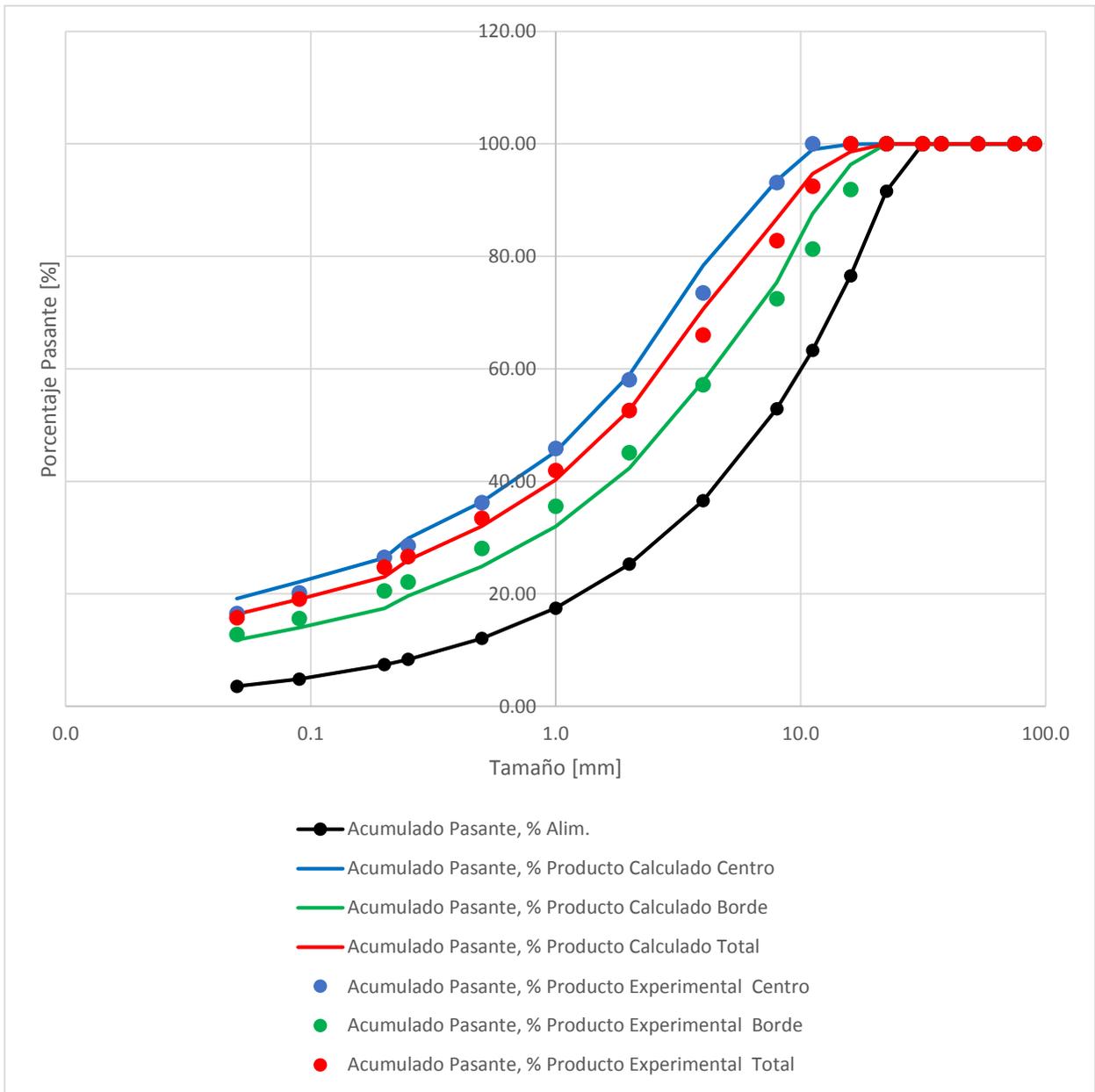
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.71
L: Largo rodillo [m]	0.21
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.29
RP: Presión operación [bar]	50.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	2.80
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.68

Parámetros	
a1	0.26
a2	0.18
a3	34.99
S1E	5.86
z1	1.69
z2	0.16
a	0.38

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.38	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	11.11	-
Potencia, kW	17.47	-
CEE, kWh/t	1.57	1.92

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	91.60	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	76.55	100.0	96.3	98.6	100.0	91.9	100.0
11.2	63.30	99.0	87.6	94.7	100.0	81.3	92.5
8.00	52.90	93.5	75.4	86.7	93.1	72.5	82.8
4.00	36.56	78.4	57.8	70.6	73.5	57.2	66.0
2.00	25.26	58.9	42.3	52.7	58.0	45.1	52.6
1.00	17.46	45.2	32.0	40.2	45.8	35.6	41.9
0.50	12.06	36.3	24.8	32.0	36.2	28.0	33.4
0.25	8.34	29.9	19.6	26.0	28.6	22.1	26.6
0.20	7.40	26.4	17.4	23.0	26.5	20.5	24.8
0.09	4.83	22.1	14.0	19.1	20.2	15.6	19.1
0.05	3.53	19.1	11.8	16.4	16.5	12.8	15.7



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	22
Código	H&F - 1
Escala	Laboratorio
Mineral	Cobre y Hierro

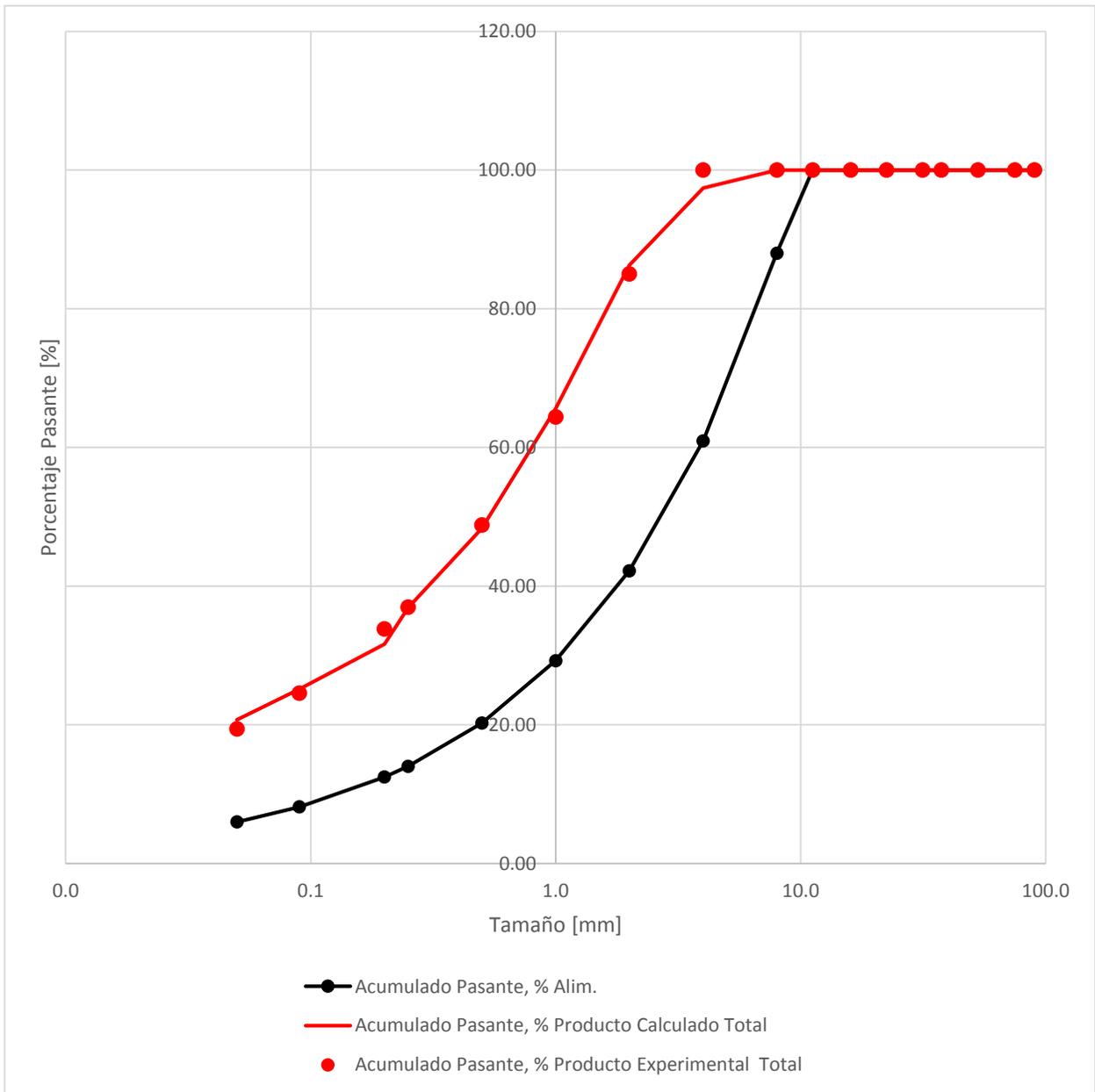
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.024
U: velocidad periférica [m/s]	0.67
RP: Presión operación [bar]	41.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	3.00
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.80

Parámetros	
a1	0.25
a2	0.10
a3	0.01
S1E	2.50
z1	51.79
z2	0.14
a	0.24

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.55	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	17.21	-
Potencia, kW	26.16	-
CEE, kWh/t	1.52	-

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
31.5	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
22.4	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
16.0	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
11.2	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
8.00	88.01	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
4.00	60.95	99.7	90.0	97.4	-	-	100.0
2.00	42.21	92.2	67.4	86.3	-	-	85.0
1.00	29.23	71.2	47.7	65.6	-	-	64.4
0.50	20.25	52.5	35.0	48.3	-	-	48.8
0.25	14.02	40.3	26.2	36.9	-	-	37.0
0.20	12.46	34.4	22.9	31.6	-	-	33.8
0.09	8.16	27.6	17.4	25.1	-	-	24.6
0.05	5.98	22.8	14.0	20.7	-	-	19.4



Ajuste de Parámetros, Estimación de Granulometría y CEE (Modelo T y C)

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	24
Código	H&F - 3
Escala	Industrial
Mineral	Cobre y Fierro

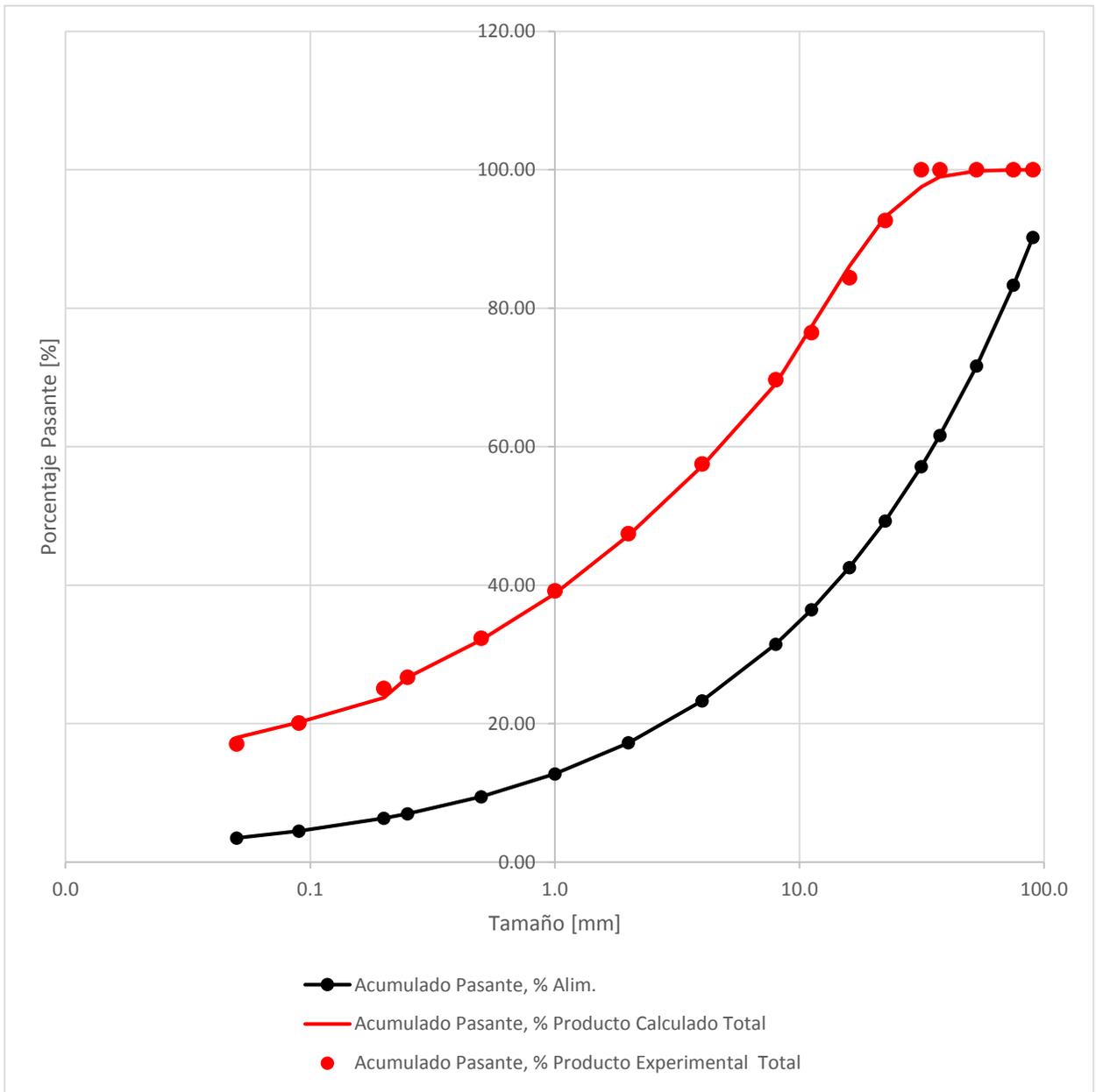
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	2.20
L: Largo rodillo [m]	1.00
s ₀ : gap operacional [m]	0.066
U: velocidad periférica [m/s]	1.97
RP: Presión operación [bar]	34.00

Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m ³]	3.00
ra: densidad aparente [t/m ³]	1.80

Parámetros	
a1	0.31
a2	0.45
a3	0.45
S1E	42.56
z1	3.61
z2	0.39
a	0.24

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m ³	2.55	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	1193.58	-
Potencia, kW	1190.87	-
CEE, kWh/t	1.00	-

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	90.20	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
75.0	83.32	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
53.0	71.64	100.0	99.2	99.8	-	-	100.0
37.5	61.62	99.9	95.9	99.0	-	-	100.0
31.5	57.12	99.3	92.0	97.5	-	-	100.0
22.4	49.25	96.0	84.3	93.2	-	-	92.7
16.0	42.54	89.3	75.8	86.0	-	-	84.4
11.2	36.42	80.5	67.1	77.3	-	-	76.5
8.00	31.46	72.0	59.6	69.0	-	-	69.7
4.00	23.27	59.9	48.6	57.2	-	-	57.5
2.00	17.21	49.5	39.6	47.2	-	-	47.5
1.00	12.73	40.8	32.4	38.8	-	-	39.2
0.50	9.41	33.7	26.8	32.1	-	-	32.3
0.25	6.96	28.0	22.5	26.7	-	-	26.7
0.20	6.32	24.8	20.5	23.7	-	-	25.1
0.09	4.46	21.0	17.6	20.2	-	-	20.1
0.05	3.46	18.6	15.9	18.0	-	-	17.1



Anexo C: Validación de Modelo de Morrell

Validación Modelo Morrell

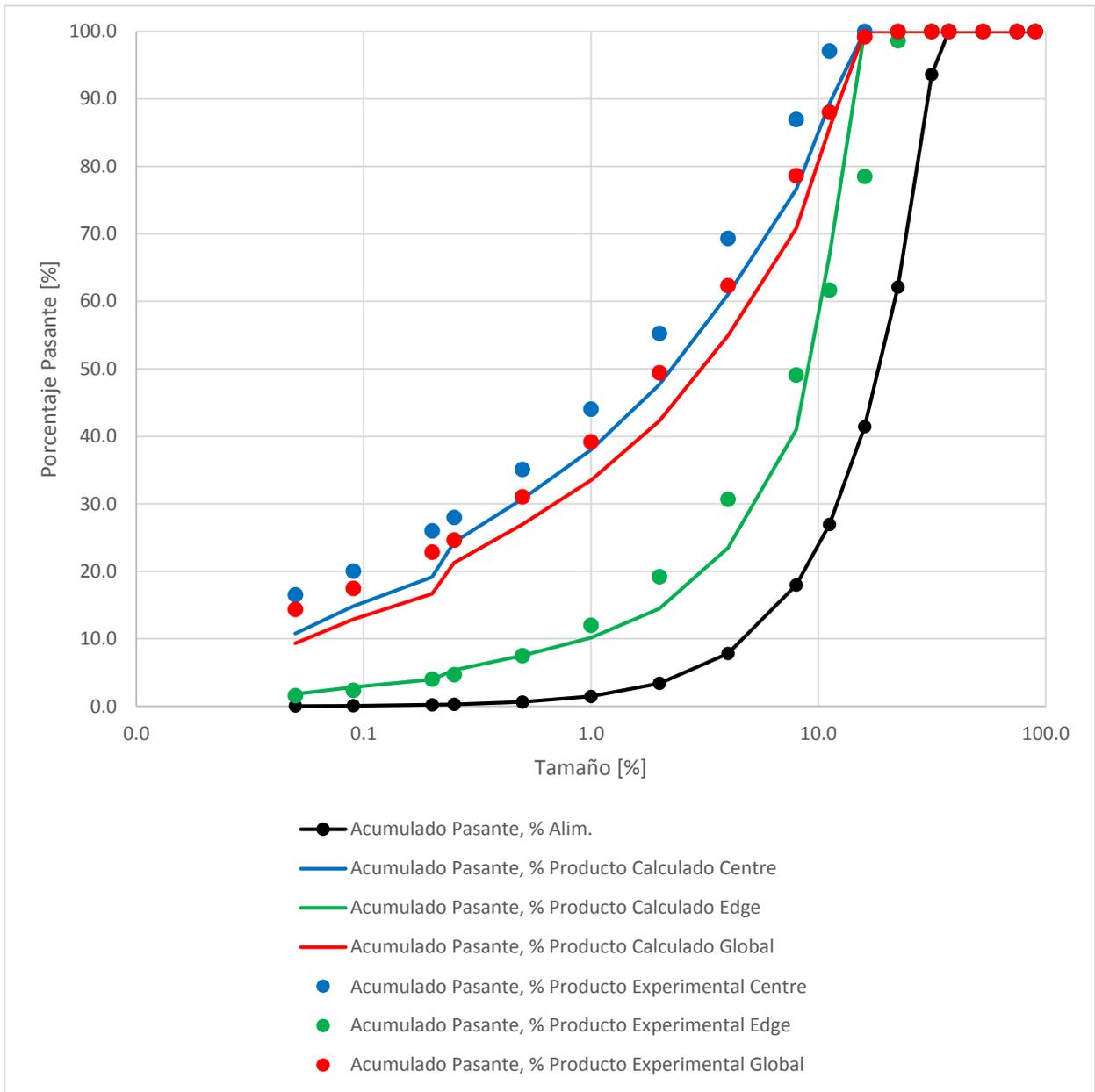
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	6 - VALIDACION
Código	T&C-M1-6V
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.67
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.64
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	0.02
ρ_g : Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	76.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	14.72	23.01	59.27	0.00
Zona de Compresión	0.00	16.10	0.94	17.89
Borde	10.30	16.10	0.71	13.07
γ : Factor de división	2.52			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.16	-
c: Factor de corrección	1.16	-
Gs: Tonelaje, t/h	26.33	30.90
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.95	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.59	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.45	2.48
P: Potencia, kW	64.60	76.63

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	90.2	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
75.0	83.3	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
53.0	71.6	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
37.5	61.6	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
31.5	57.1	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
22.4	49.2	79.5	100.0	100.0	100.0	-	-	92.7
16.0	42.5	52.5	96.3	67.2	85.8	-	-	84.4
11.2	36.4	39.5	90.2	50.2	75.8	-	-	76.5
8.00	31.5	32.4	83.5	39.4	67.6	-	-	69.7
4.00	23.3	23.6	73.2	28.7	57.1	-	-	57.5
2.00	17.2	17.3	63.3	21.0	48.1	-	-	47.5
1.00	12.7	12.8	54.4	15.2	40.3	-	-	39.2
0.50	9.4	9.4	46.4	11.0	33.7	-	-	32.3
0.25	7.0	7.0	39.5	8.0	28.2	-	-	26.7
0.20	6.3	6.3	34.4	6.9	24.5	-	-	25.1
0.09	4.5	4.5	27.7	4.7	19.4	-	-	20.1
0.05	3.5	3.5	22.1	3.6	15.4	-	-	17.1



Validación Modelo Morrell

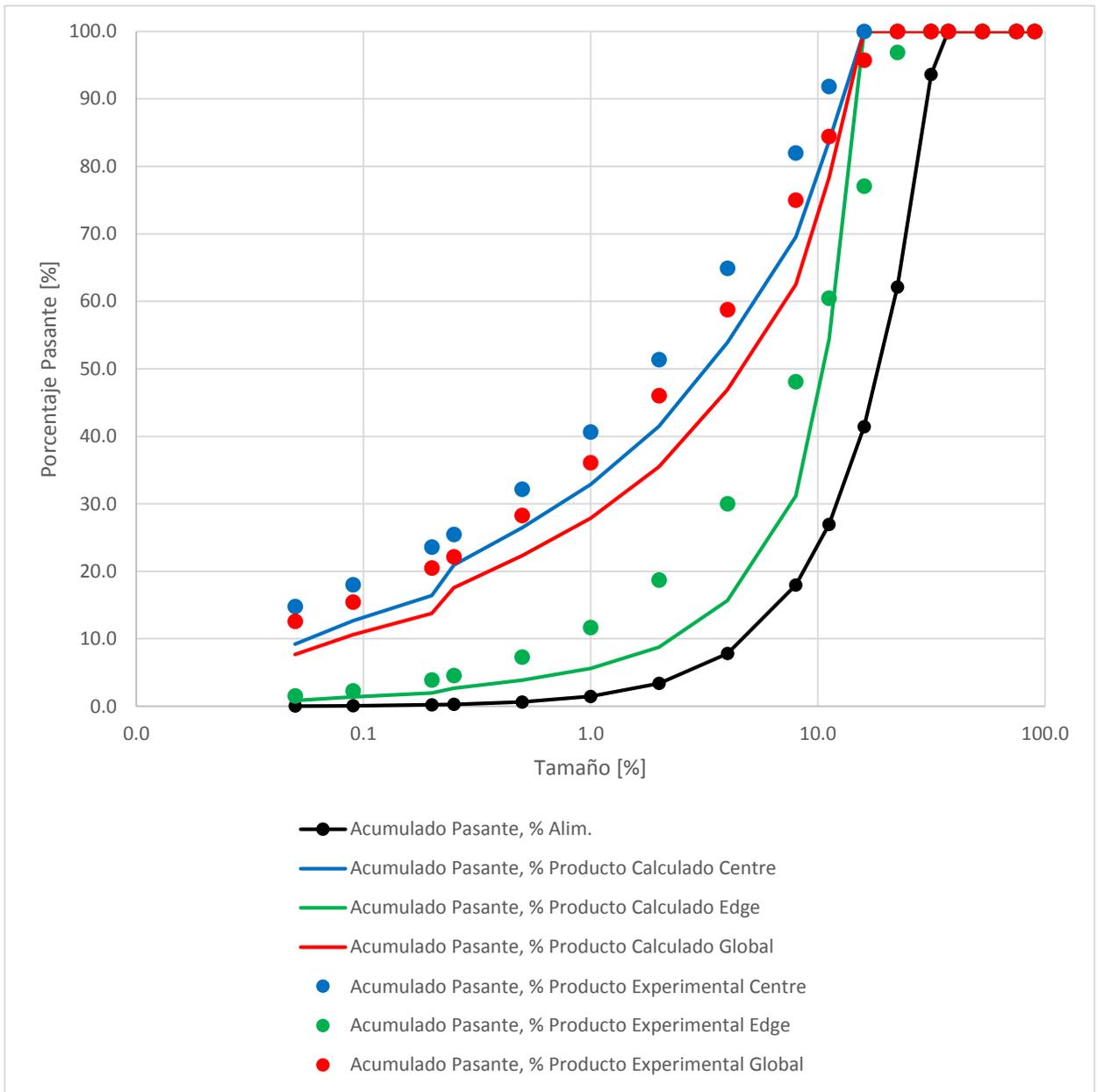
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	7- VALIDACION
Código	T&C-M1-7V
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.66
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.64
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xf: Ancho producto	0.02
ρ_p : Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	61.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	16.66	26.04	59.27	0.00
Zona de Compresión	0.00	18.20	0.94	17.89
Borde	11.65	18.20	0.71	13.07
γ : Factor de división	2.52			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.18	-
c: Factor de corrección	1.14	-
Gs: Tonelaje, t/h	28.83	31.50
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.95	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.59	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.45	1.98
P: Potencia, kW	70.73	62.37

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	96.9	100.0
16.0	41.4	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	77.1	95.7
11.2	27.0	43.2	83.8	54.4	78.4	91.8	60.4	84.4
8.00	18.0	22.4	69.6	31.2	62.5	82.0	48.1	75.0
4.00	7.8	8.7	53.9	15.7	46.9	64.9	30.0	58.8
2.00	3.4	3.7	41.5	8.8	35.5	51.3	18.7	46.0
1.00	1.5	1.5	32.9	5.6	27.9	40.6	11.7	36.1
0.50	0.6	0.7	26.5	3.9	22.3	32.2	7.3	28.3
0.25	0.3	0.3	20.9	2.7	17.6	25.4	4.5	22.1
0.20	0.2	0.2	16.4	2.0	13.8	23.6	3.9	20.5
0.09	0.1	0.1	12.7	1.4	10.6	18.0	2.3	15.5
0.05	0.0	0.0	9.2	0.9	7.7	14.8	1.5	12.6



Validación Modelo Morrell

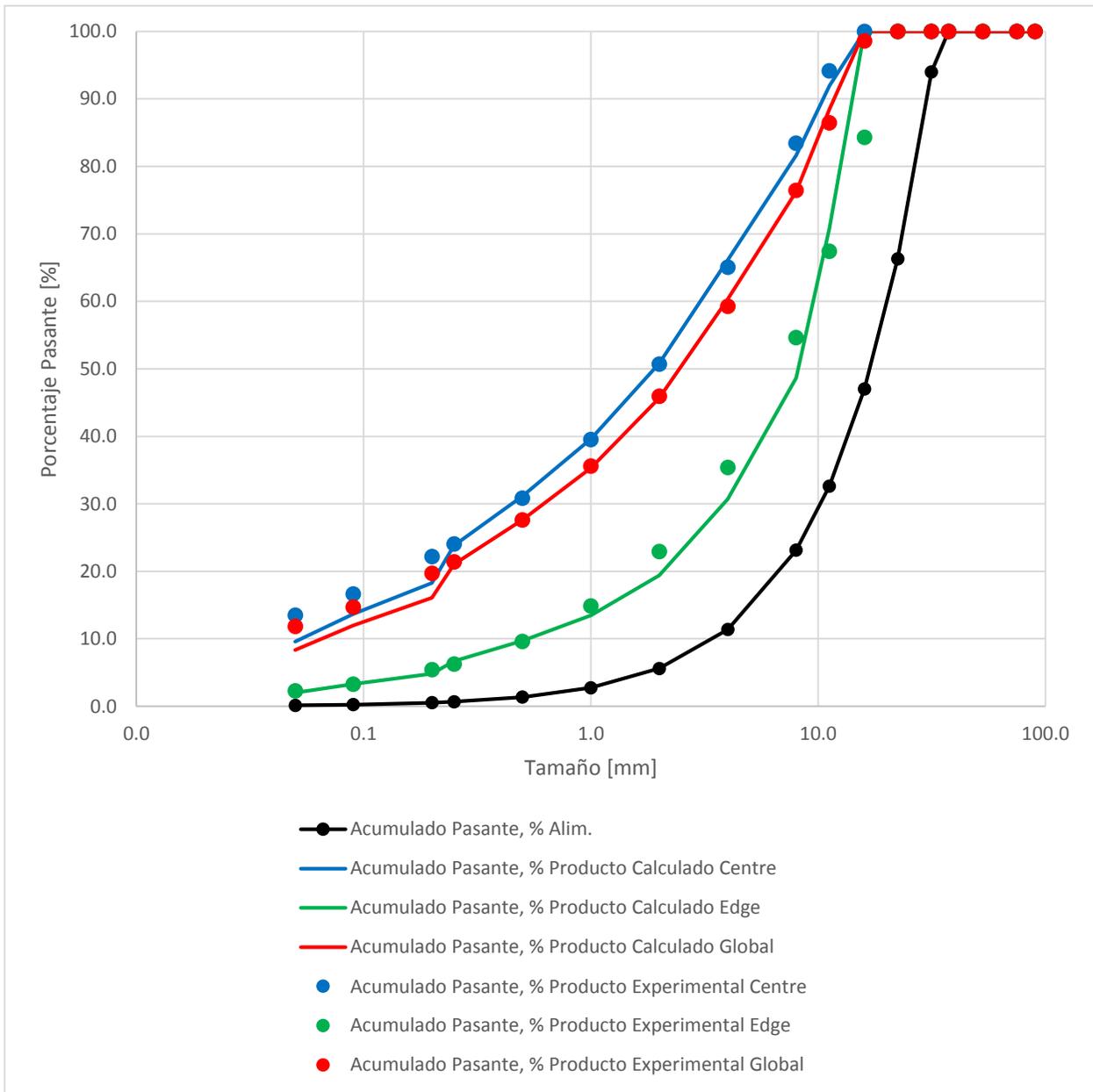
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	12- VALIDACION
Código	T&C-M1-12V
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.66
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.68
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xf: Ancho producto	0.02
ρ_p : Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	75.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	13.71	21.42	13.09	0.00
Zona de Compresión	0.00	15.00	0.91	14.66
Borde	9.60	15.00	0.62	10.79
γ : Factor de división	2.73			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.16	-
c: Factor de corrección	1.18	-
Gs: Tonelaje, t/h	24.99	30.00
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.76	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.61	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	1.98	2.39
P: Potencia, kW	49.54	71.70

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	94.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.3	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	47.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	84.3	98.6
11.2	32.6	38.4	91.9	70.8	88.5	94.1	67.4	86.5
8.00	23.1	23.8	81.6	48.7	76.2	83.4	54.6	76.4
4.00	11.4	11.4	66.1	30.7	60.3	65.0	35.4	59.2
2.00	5.6	5.6	50.8	19.4	45.7	50.7	22.9	45.9
1.00	2.8	2.8	39.6	13.5	35.3	39.5	14.9	35.6
0.50	1.4	1.4	31.1	9.7	27.6	30.8	9.6	27.6
0.25	0.7	0.7	23.8	6.7	21.0	24.0	6.2	21.4
0.20	0.5	0.5	18.3	4.8	16.1	22.2	5.4	19.7
0.09	0.2	0.2	13.7	3.3	12.0	16.7	3.3	14.7
0.05	0.1	0.1	9.6	2.0	8.3	13.5	2.3	11.8



Validación Modelo Morrell

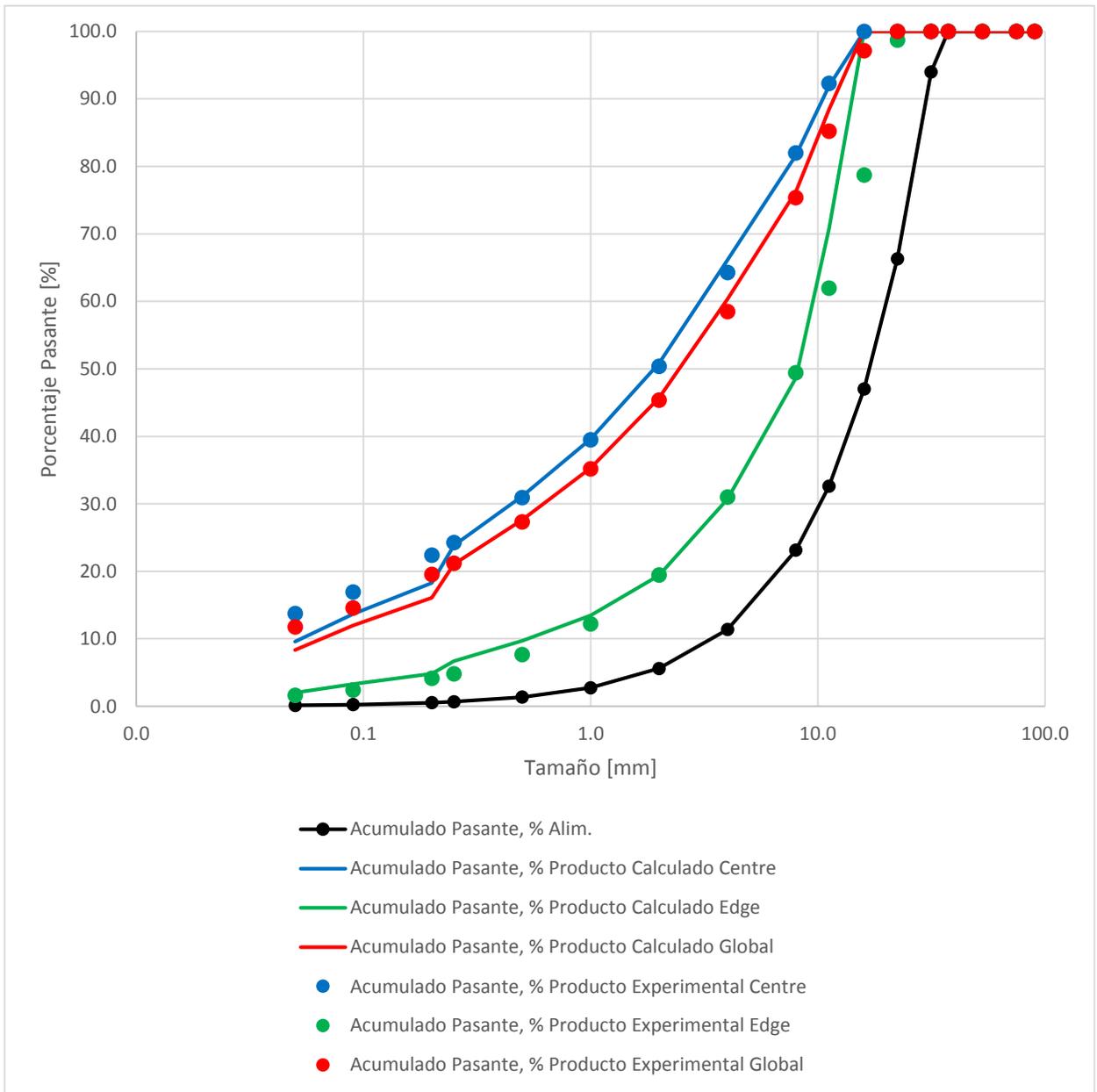
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	13- VALIDACION
Código	T&C-M1-13V
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.80
L: Largo rodillo, m	0.25
U: Velocidad rodillo, m/s	0.66
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.68
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xf: Ancho producto	0.02
ρ_p : Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	59.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	13.71	21.42	13.09	0.00
Zona de Compresión	0.00	15.00	0.91	14.66
Borde	9.60	15.00	0.62	10.79
γ : Factor de división	2.73			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.02	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.16	-
c: Factor de corrección	1.18	-
Gs: Tonelaje, t/h	24.99	31.80
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.76	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.61	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	1.98	1.98
P: Potencia, kW	49.54	62.96

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	94.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.3	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	98.7	100.0
16.0	47.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	78.7	97.1
11.2	32.6	38.4	91.9	70.8	88.5	92.3	61.9	85.2
8.00	23.1	23.8	81.6	48.7	76.2	82.0	49.4	75.4
4.00	11.4	11.4	66.1	30.7	60.3	64.3	31.0	58.5
2.00	5.6	5.6	50.8	19.4	45.7	50.4	19.5	45.4
1.00	2.8	2.8	39.6	13.5	35.3	39.5	12.2	35.2
0.50	1.4	1.4	31.1	9.7	27.6	30.9	7.7	27.3
0.25	0.7	0.7	23.8	6.7	21.0	24.2	4.8	21.2
0.20	0.5	0.5	18.3	4.8	16.1	22.4	4.1	19.5
0.09	0.2	0.2	13.7	3.3	12.0	16.9	2.4	14.6
0.05	0.1	0.1	9.6	2.0	8.3	13.8	1.6	11.8



Validación Modelo Morrell

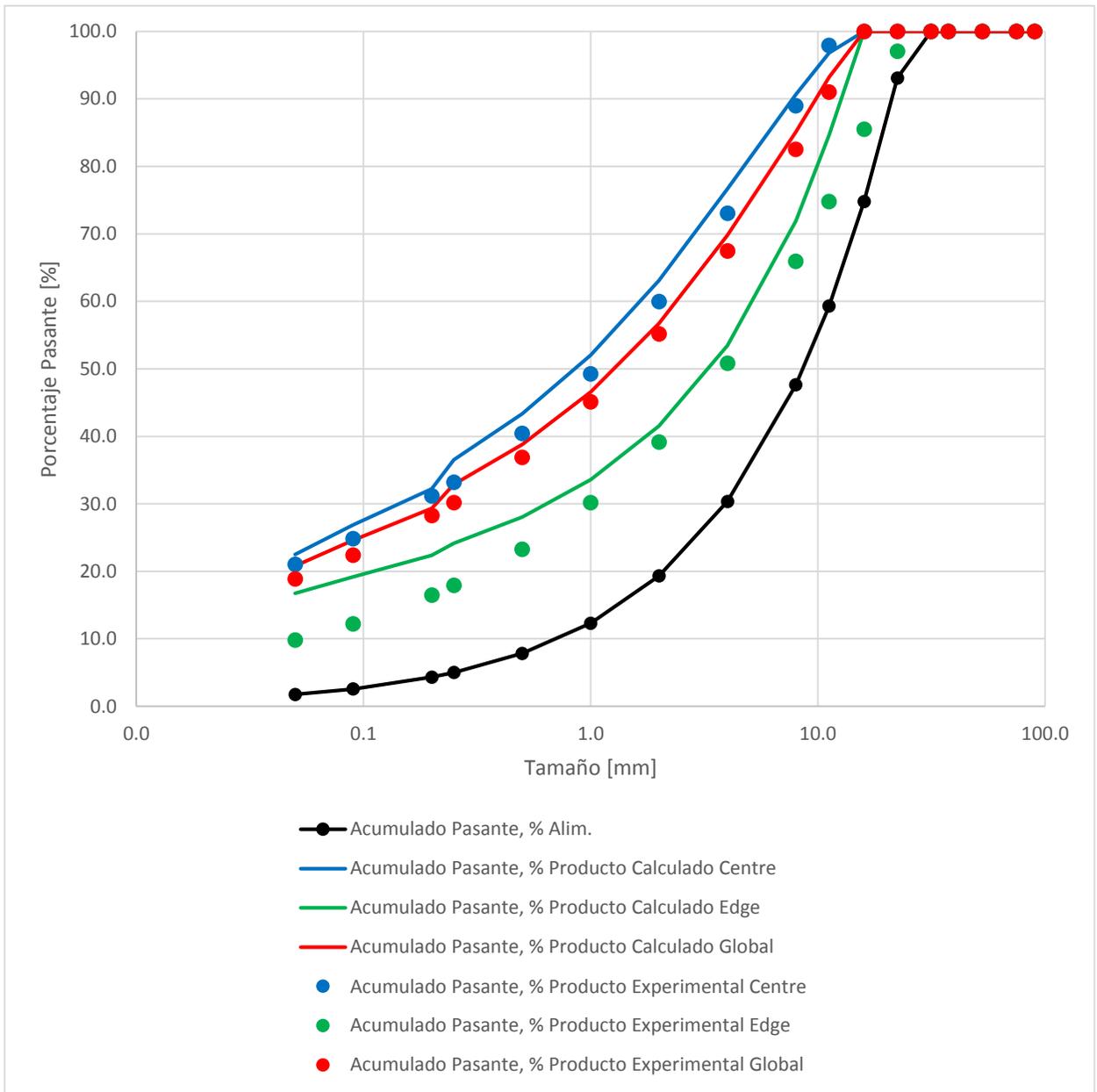
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	17- VALIDACION
Código	T&C-M2-4V
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.71
L: Largo rodillo, m	0.21
U: Velocidad rodillo, m/s	0.29
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.64
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	
ρ_p : Densidad producto, t/m ³	2.33
pw: Presión de operación, bar	40.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	16.27	25.42	16.51	71.13
Zona de Compresión	0.00	17.75	1.17	18.23
Borde	11.36	17.75	0.19	53.27
γ : Factor de división	3.50			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.30	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	11.27	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.97	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.59	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.50	1.57
P: Potencia, kW	28.24	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	93.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	97.0	100.0
16.0	74.8	99.9	100.0	100.0	100.0	100.0	85.5	100.0
11.2	59.3	83.5	96.8	84.7	93.2	97.9	74.8	91.0
8.00	47.6	70.8	90.6	71.9	85.1	89.0	65.9	82.5
4.00	30.3	52.4	76.7	53.5	69.8	73.1	50.8	67.5
2.00	19.3	40.6	63.1	41.5	56.7	60.0	39.2	55.2
1.00	12.3	32.7	52.1	33.6	46.6	49.3	30.2	45.1
0.50	7.8	27.2	43.3	28.0	38.8	40.4	23.3	36.9
0.25	5.0	23.4	36.5	24.2	32.9	33.2	17.9	30.2
0.20	4.3	21.7	32.2	22.4	29.3	31.2	16.5	28.3
0.09	2.6	18.6	26.9	19.2	24.6	24.8	12.2	22.4
0.05	1.8	16.2	22.5	16.7	20.8	21.0	9.8	18.9



Validación Modelo Morrell

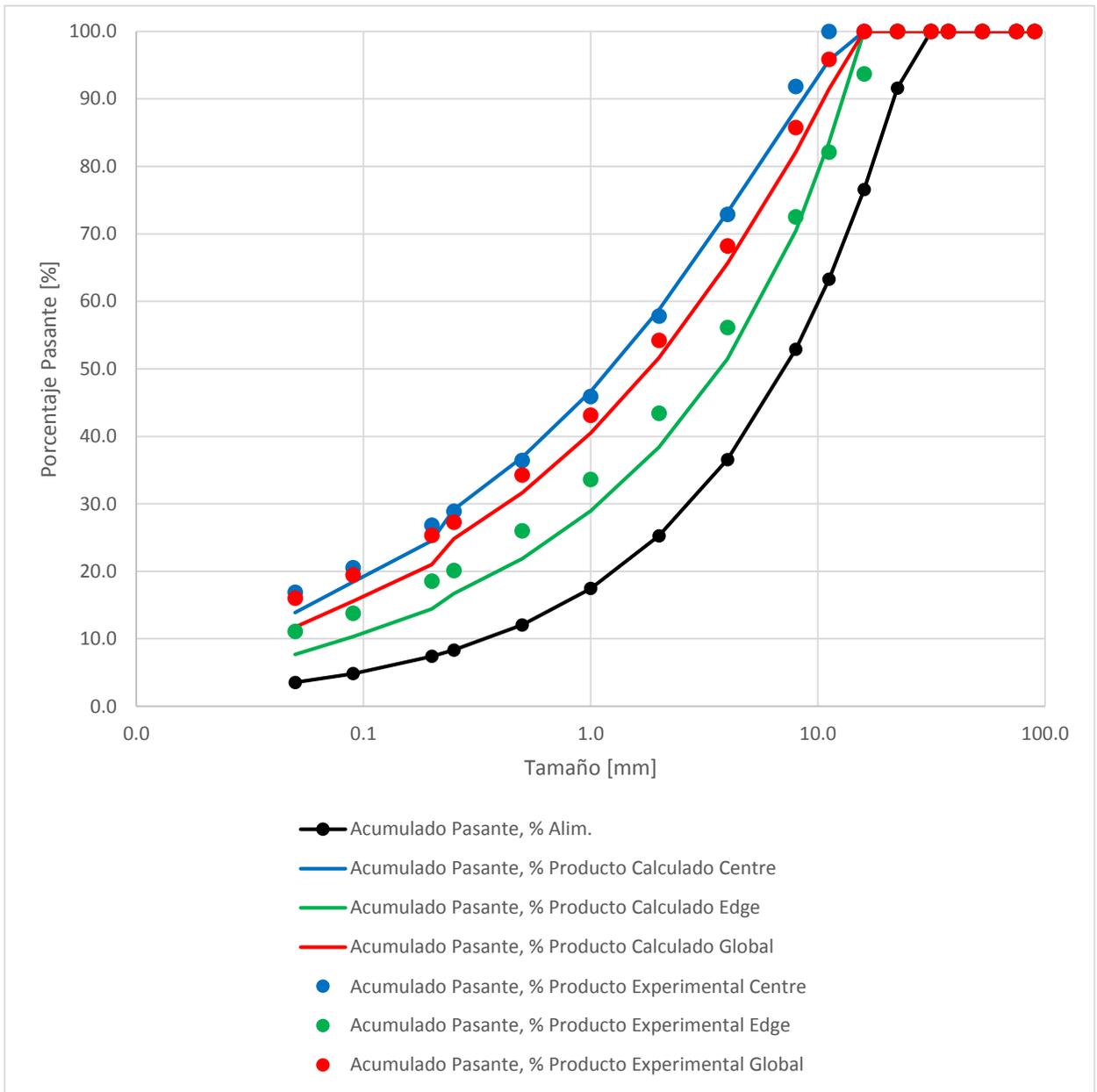
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	21_VALIDACION
Código	T&C-M2-21V
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.71
L: Largo rodillo, m	0.21
U: Velocidad rodillo, m/s	0.29
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.68
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	
ρ_p : Densidad producto, t/m ³	2.38
pw: Presión de operación, bar	40.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	16.27	25.42	0.93	47.58
Zona de Compresión	0.00	17.75	0.95	20.18
Borde	11.36	17.75	0.00	17.46
γ : Factor de división	4.13			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.35	-
c: Factor de corrección	1.24	-
Gs: Tonelaje, t/h	11.52	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	1.08	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.59	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.80	2.23
P: Potencia, kW	32.25	0.00

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	91.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	76.6	88.6	100.0	100.0	100.0	100.0	93.7	100.0
11.2	63.3	74.3	95.7	83.6	91.5	100.0	82.1	95.9
8.00	52.9	62.9	88.4	70.5	82.1	91.8	72.5	85.8
4.00	36.6	45.6	73.2	51.5	65.6	72.9	56.1	68.2
2.00	25.3	33.6	58.7	38.4	51.6	57.8	43.4	54.2
1.00	17.5	25.0	46.7	28.9	40.5	45.9	33.6	43.1
0.50	12.1	18.8	36.9	21.9	31.6	36.4	26.0	34.3
0.25	8.3	14.4	29.1	16.7	24.8	28.9	20.1	27.3
0.20	7.4	12.6	24.5	14.4	21.0	26.8	18.5	25.3
0.09	4.8	9.1	18.4	10.3	15.6	20.5	13.8	19.4
0.05	3.5	6.9	13.9	7.7	11.7	16.9	11.1	16.0



Validación Modelo Morrell

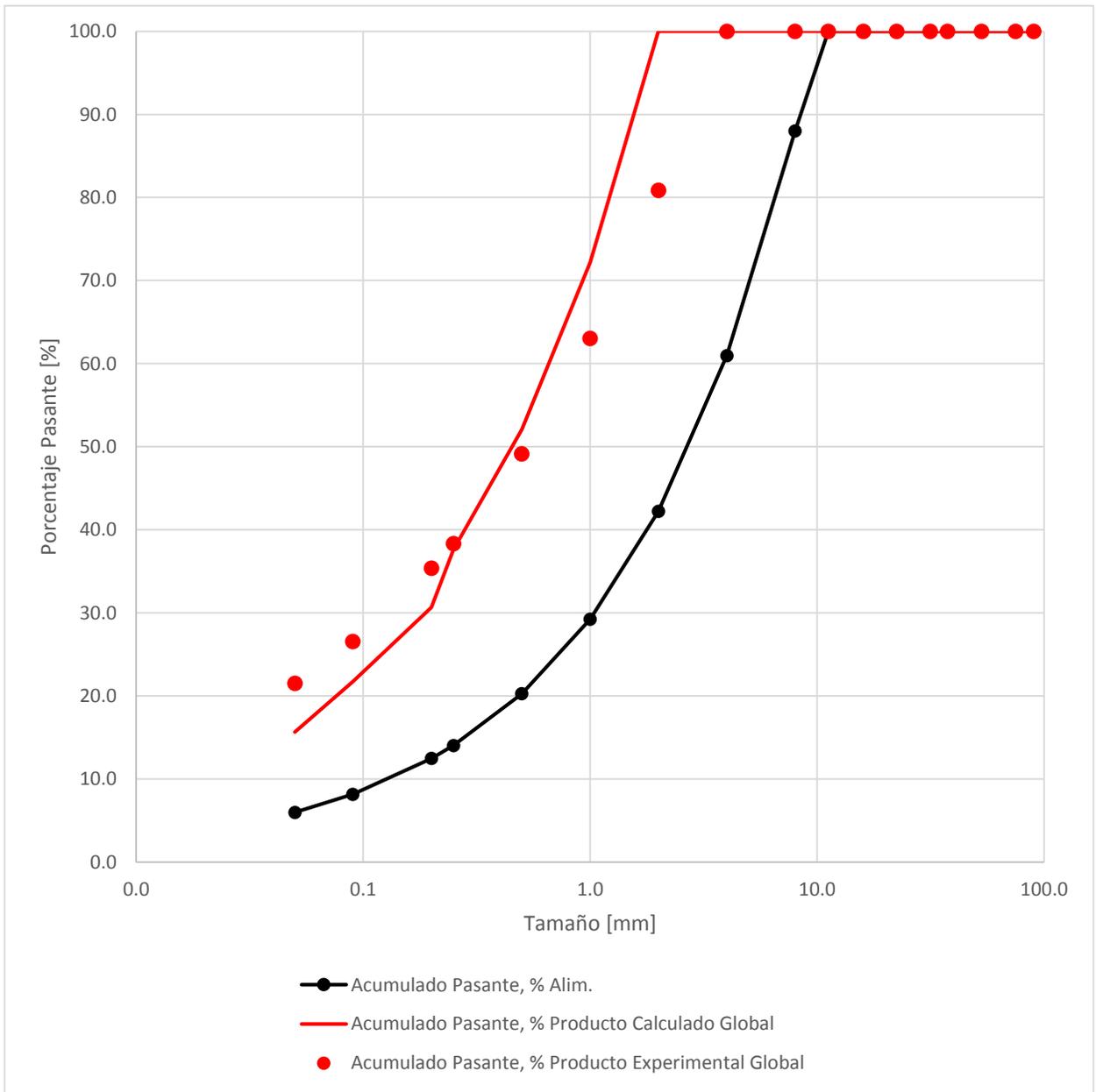
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	23- VALIDACION
Código	H&F-23V
Escala	Laboratorio
Mineral	Cobre y Hierro

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	0.25
L: Largo rodillo, m	0.10
U: Velocidad rodillo, m/s	3.10
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.80
s ₀ : Gap operacional, m	0.00
xgf: Ancho producto	-
ρ_p : Densidad producto, t/m ³	2.55
pw: Presión de operación, bar	89.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	2.31	3.61	0.90	11.43
Zona de Compresión	0.00	2.54	0.71	16.58
Borde	1.63	2.54	0.90	11.43
γ : Factor de división	44.23			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.00	-
f: Fracción de ruptura en bordes	1.12	-
c: Factor de corrección	0.93	-
Gs: Tonelaje, t/h	6.76	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	0.87	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.60	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	2.26	-
P: Potencia, kW	15.27	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
75.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
53.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
37.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
31.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
22.4	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
16.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
11.2	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
8.00	88.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
4.00	61.0	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
2.00	42.2	82.5	100.0	100.0	100.0	-	-	80.9
1.00	29.2	60.2	85.6	73.7	72.2	-	-	63.0
0.50	20.2	43.3	68.4	53.9	52.1	-	-	49.1
0.25	14.0	31.7	53.2	39.3	37.6	-	-	38.3
0.20	12.5	26.1	43.9	32.1	30.6	-	-	35.4
0.09	8.2	18.3	33.1	23.0	21.7	-	-	26.6
0.05	6.0	13.3	25.2	16.7	15.6	-	-	21.5



Validación Modelo Morrell

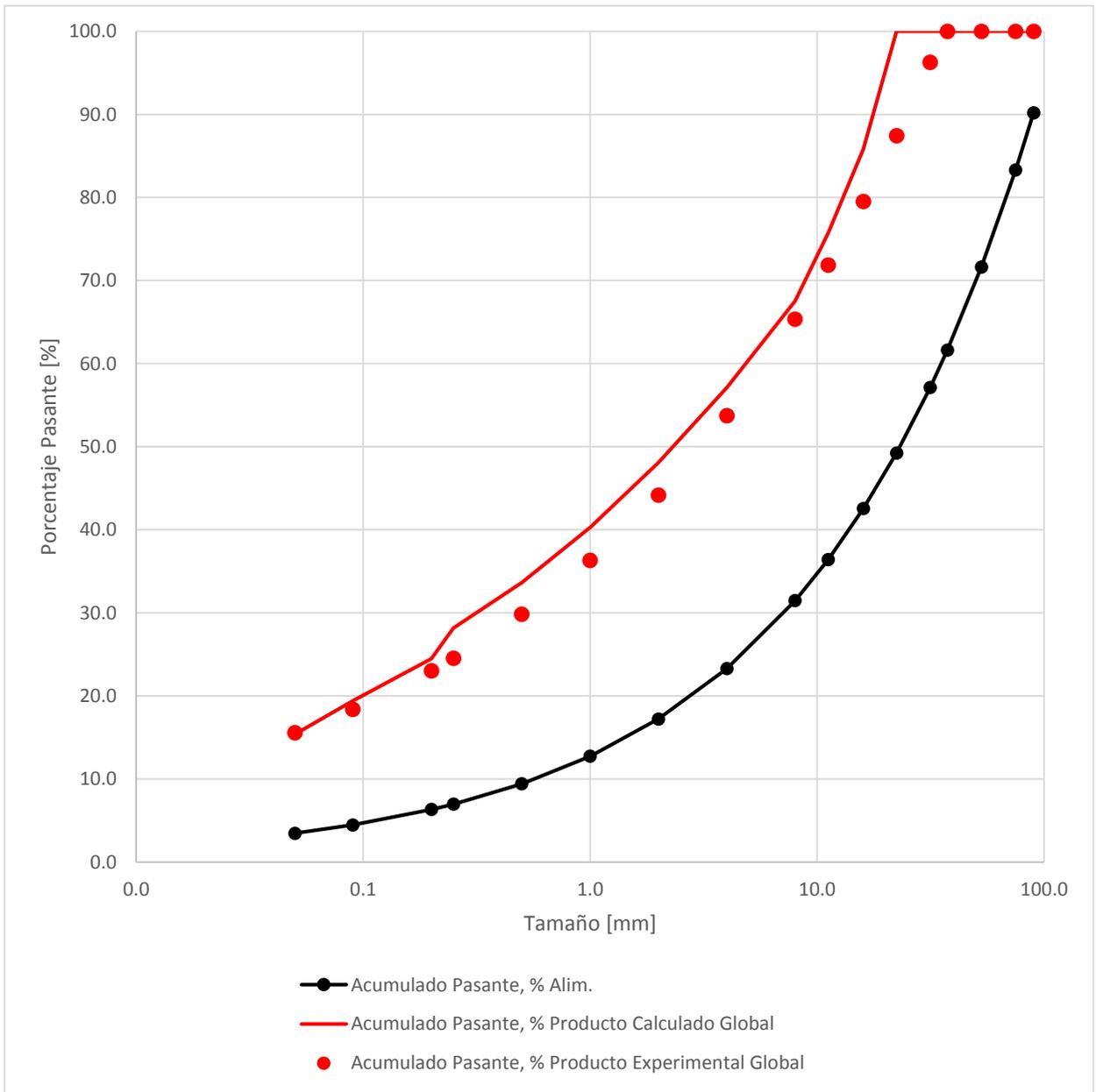
MODELO HPGR DANIEL & MORRELL (2004)	
N° de Prueba	25- VALIDACION
Código	H&F-25V
Escala	Industrial
Mineral	Cobre y Fierro

Entradas del Modelo	
D: Diámetro rodillo, m	2.20
L: Largo rodillo, m	1.00
U: Velocidad rodillo, m/s	1.97
ρ_c : Densidad aparente, t/m ³	1.80
s_0 : Gap operacional, m	0.02
xgf: Ancho producto	-
ρ_p : Densidad producto, t/m ³	2.55
pw: Presión de operación, bar	34.00

Parámetros del Modelo	K1	K2	K3	t10
Modelo Pre-Crusher	21.32	33.31	1.00	0.01
Zona de Compresión	0.00	23.41	1.25	39.42
Borde	14.98	23.41	0.00	6.07
γ : Factor de división	15.42			

Cálculos del modelo	CALC	EXP
xc: Gap crítico, m	0.03	-
f: Fracción de ruptura en bordes	0.36	-
c: Factor de corrección	1.07	-
Gs: Tonelaje, t/h	452.59	-
Ecs: Energía específica (motor), kWh/t	2.41	-
kp: coeficiente de potencia del HPGR	2.55	-
CEE: Energía específica HPGR, kWh/t	6.14	-
P: Potencia, kW	2781.05	-

Tamaño mm	Acumulado Pasante, %							
	Alim.	Producto Calculado				Producto Experimental		
		Pre-Crusher	Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	90.2	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
75.0	83.3	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
53.0	71.6	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
37.5	61.6	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
31.5	57.1	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	96.3
22.4	49.2	79.5	100.0	100.0	100.0	-	-	87.4
16.0	42.5	52.5	96.3	67.2	85.8	-	-	79.5
11.2	36.4	39.5	90.2	50.2	75.8	-	-	71.9
8.00	31.5	32.4	83.5	39.4	67.6	-	-	65.3
4.00	23.3	23.6	73.2	28.7	57.1	-	-	53.7
2.00	17.2	17.3	63.3	21.0	48.1	-	-	44.2
1.00	12.7	12.8	54.4	15.2	40.3	-	-	36.3
0.50	9.4	9.4	46.4	11.0	33.7	-	-	29.8
0.25	7.0	7.0	39.5	8.0	28.2	-	-	24.5
0.20	6.3	6.3	34.4	6.9	24.5	-	-	23.0
0.09	4.5	4.5	27.7	4.7	19.4	-	-	18.4
0.05	3.5	3.5	22.1	3.6	15.4	-	-	15.6



Anexo D: Validación de Modelo de Torres y Casali

Validación Modelo de Torres y Casali

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	6- VALIDACION
Código	T&C-M1-6V
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

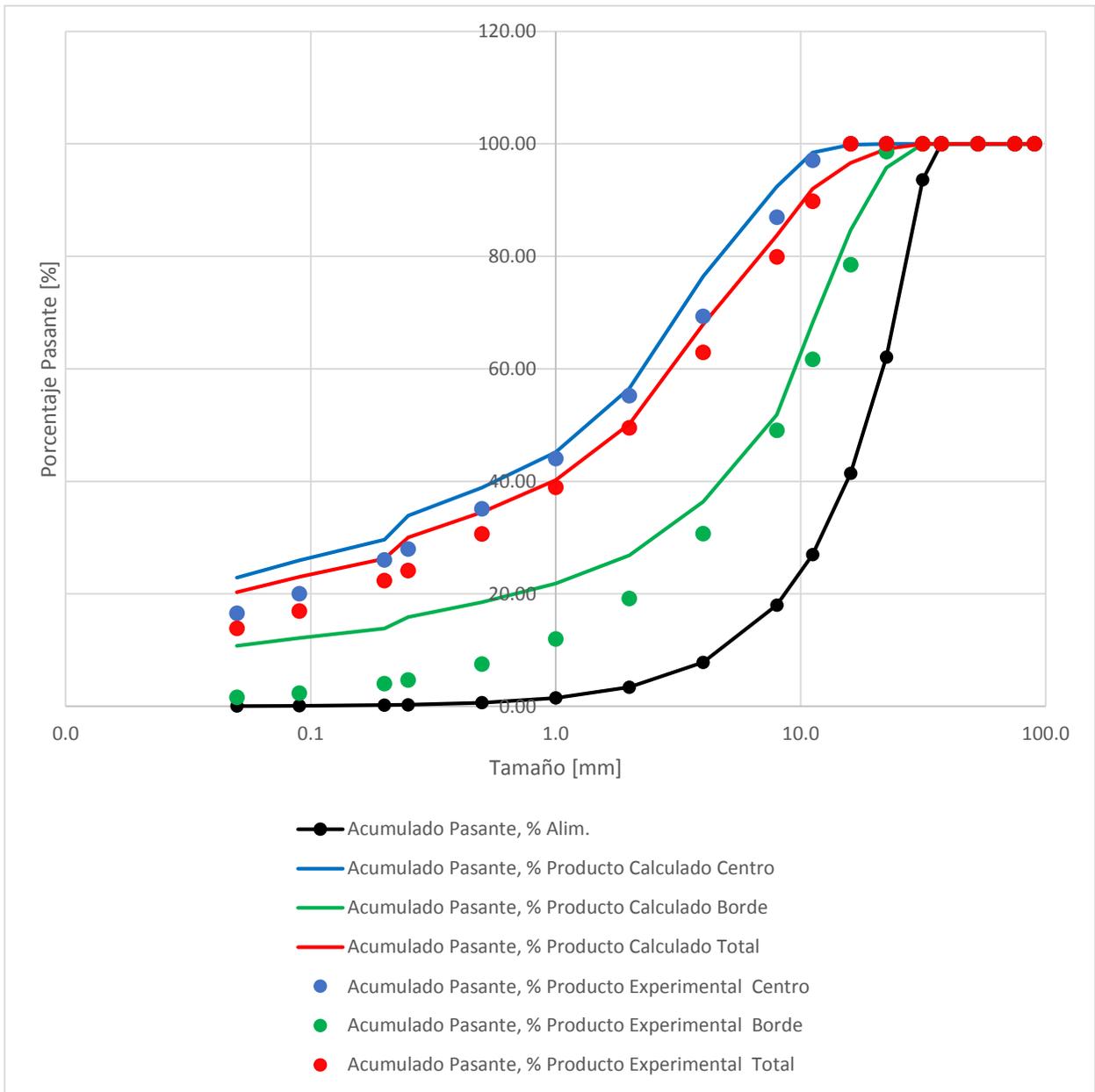
Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m3]	2.74
ra: densidad aparente [t/m3]	1.64

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m3	2.33	2.33
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	33	30.90
Potencia, kW	81	76.60
CEE, kWh/t	2.44	2.48

Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.024
U: velocidad periférica [m/s]	0.66
RP: Presión operación [bar]	76.00

Parámetros	
a1	0.25
a2	0.20
a3	30.21
S1E	6.75
z1	1.42
z2	0.04
a	0.21

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.61	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.10	100.0	95.8	99.1	100.0	98.6	100.0
16.0	41.42	99.9	84.7	96.6	100.0	78.5	100.0
11.2	26.96	98.5	68.2	92.0	97.1	61.7	89.8
8.00	17.98	92.4	51.8	83.7	87.0	49.1	79.9
4.00	7.81	76.5	36.4	67.9	69.3	30.7	62.9
2.00	3.39	56.5	26.8	50.2	55.2	19.2	49.5
1.00	1.47	45.2	21.8	40.2	44.0	12.0	39.0
0.50	0.64	38.9	18.5	34.5	35.1	7.5	30.7
0.25	0.28	33.9	15.9	30.0	28.0	4.7	24.1
0.20	0.21	29.6	13.8	26.2	26.0	4.0	22.3
0.09	0.08	26.0	12.2	23.0	20.0	2.3	17.0
0.05	0.04	22.9	10.8	20.3	16.5	1.6	13.8



Validación Modelo de Torres y Casali

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	7- VALIDACION
Código	T&C-M1-7V
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

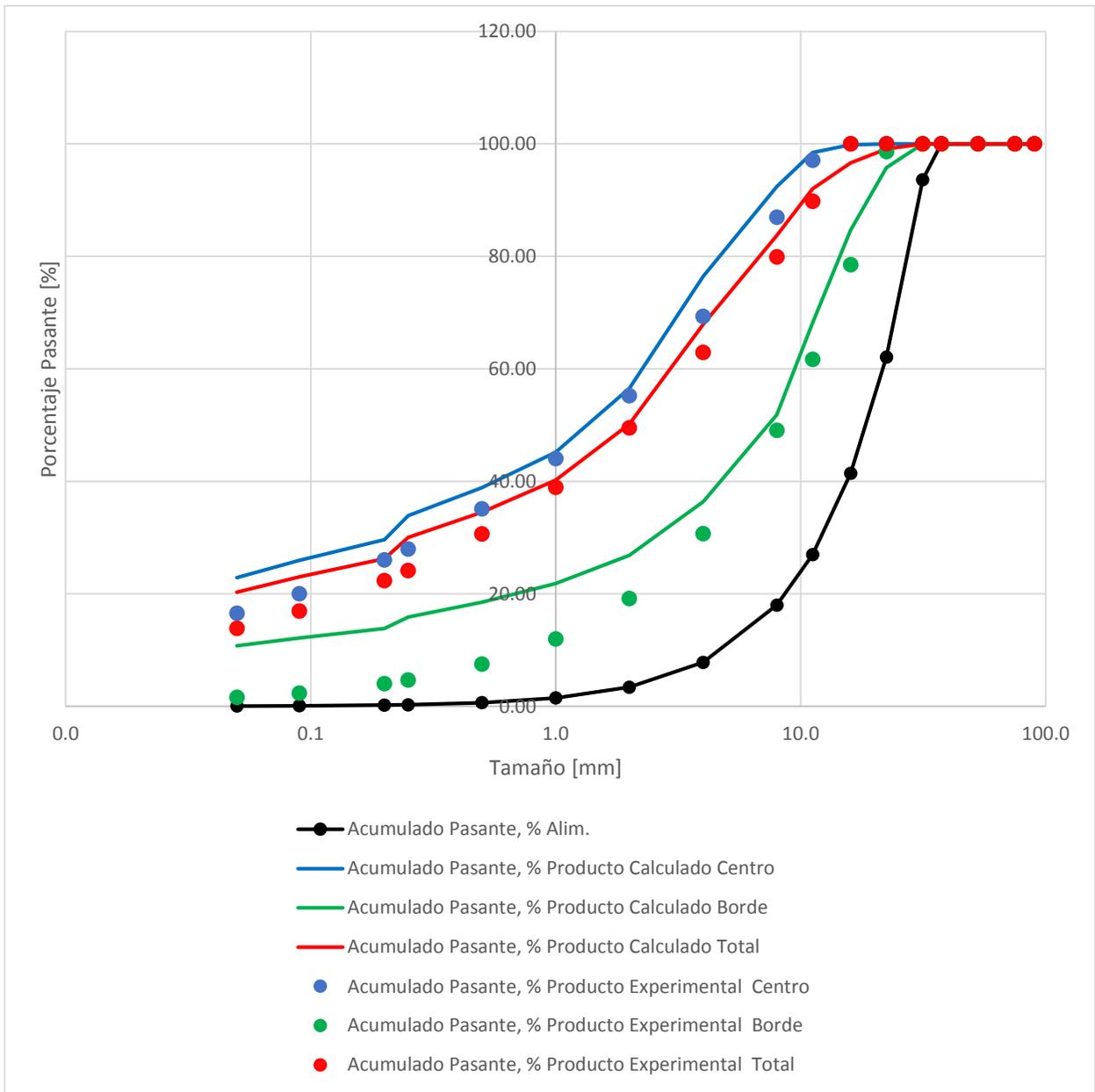
Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m3]	2.74
ra: densidad aparente [t/m3]	1.64

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m3	2.33	2.33
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	33.20	31.50
Potencia, kW	65.07	62.20
CEE, kWh/t	1.96	1.98

Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.66
RP: Presión operación [bar]	61.00

Parámetros	
a1	0.25
a2	0.20
a3	30.21
S1E	6.75
z1	1.42
z2	0.04
a	0.21

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.61	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	62.10	100.0	94.4	98.8	100.0	93.9	100.0
16.0	41.42	99.6	80.9	95.6	100.0	75.2	95.9
11.2	26.96	96.8	62.8	89.5	96.6	59.5	84.0
8.00	17.98	87.6	46.8	78.9	86.1	47.7	74.2
4.00	7.81	69.2	32.4	61.3	67.9	30.2	57.3
2.00	3.39	50.9	23.7	45.1	53.5	19.2	44.3
1.00	1.47	41.3	19.2	36.5	42.2	12.1	34.2
0.50	0.64	35.6	16.1	31.4	33.3	7.7	26.5
0.25	0.28	31.0	13.8	27.3	26.2	4.9	20.5
0.20	0.21	27.0	12.0	23.8	24.3	4.2	18.8
0.09	0.08	23.7	10.6	20.9	18.5	2.5	14.0
0.05	0.04	20.9	9.4	18.4	15.1	1.7	11.2



Validación Modelo de Torres y Casali

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	12- VALIDACION
Código	T&C-M1-12V
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

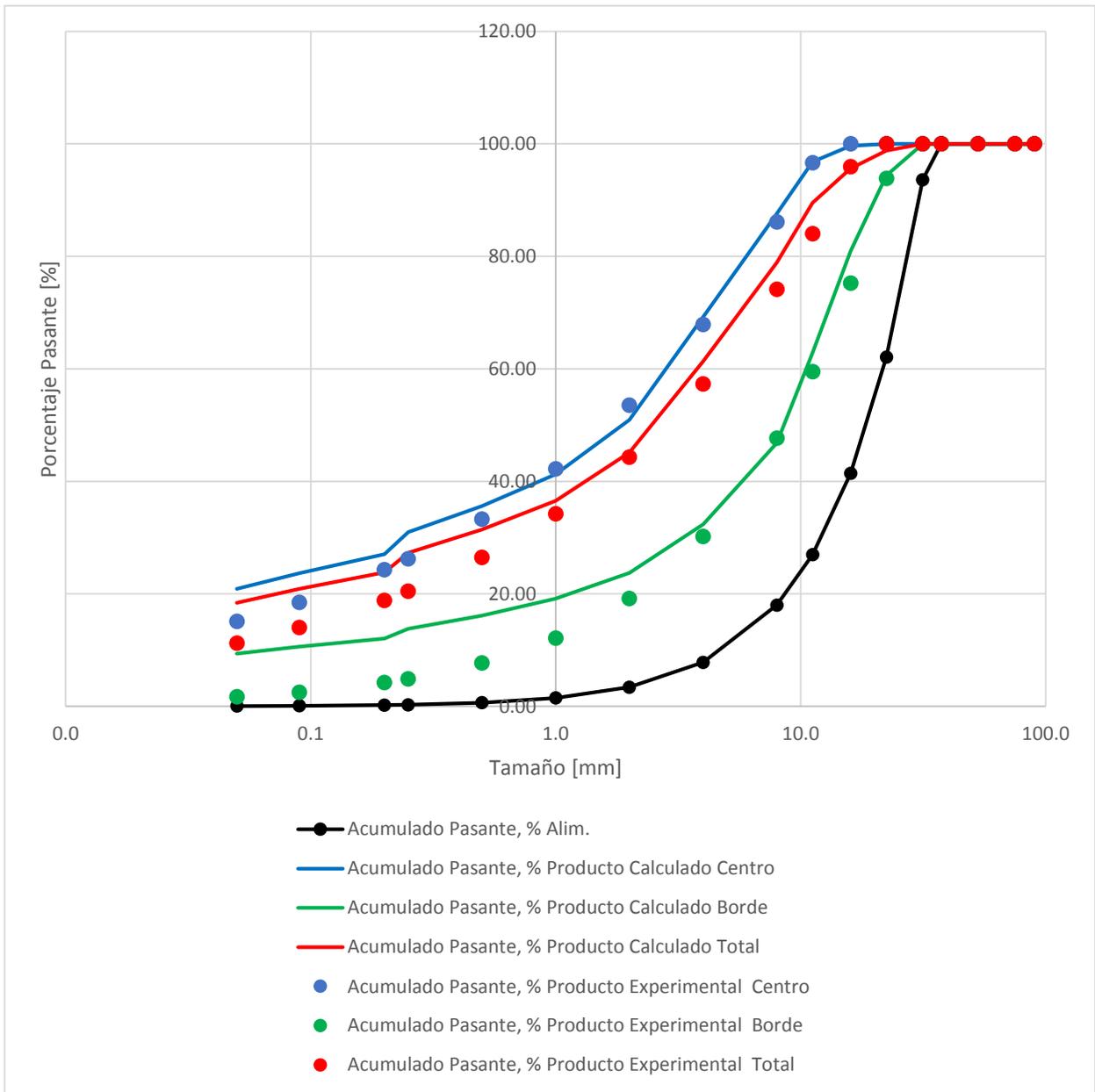
Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m3]	2.80
ra: densidad aparente [t/m3]	1.68

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m3	2.38	2.38
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	33.93	30.00
Potencia, kW	80.01	71.80
CEE, kWh/t	2.36	2.39

Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.024
U: velocidad periférica [m/s]	0.66
RP: Presión operación [bar]	76.00

Parámetros	
a1	0.21
a2	0.21
a3	3.54
S1E	4.32
z1	1.43
z2	0.12
a	0.24

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.99	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.31	100.0	94.2	98.6	100.0	100.0	100.0
16.0	47.00	99.4	82.8	95.4	100.0	84.3	100.0
11.2	32.63	96.3	67.2	89.2	94.1	67.4	87.9
8.00	23.13	87.9	51.9	79.1	83.4	54.6	77.5
4.00	11.38	71.8	35.3	62.9	65.0	35.4	59.7
2.00	5.60	53.2	24.0	46.1	50.7	22.9	46.0
1.00	2.76	39.6	17.4	34.2	39.5	14.9	35.4
0.50	1.36	31.0	13.5	26.7	30.8	9.6	27.3
0.25	0.67	25.5	11.0	21.9	24.0	6.2	21.0
0.20	0.53	21.7	9.4	18.7	22.2	5.4	19.3
0.09	0.23	18.8	8.1	16.2	16.7	3.3	14.3
0.05	0.13	16.4	7.1	14.2	13.5	2.3	11.5



Validación Modelo de Torres y Casali

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	13- VALIDACION
Código	T&C-M1-13
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

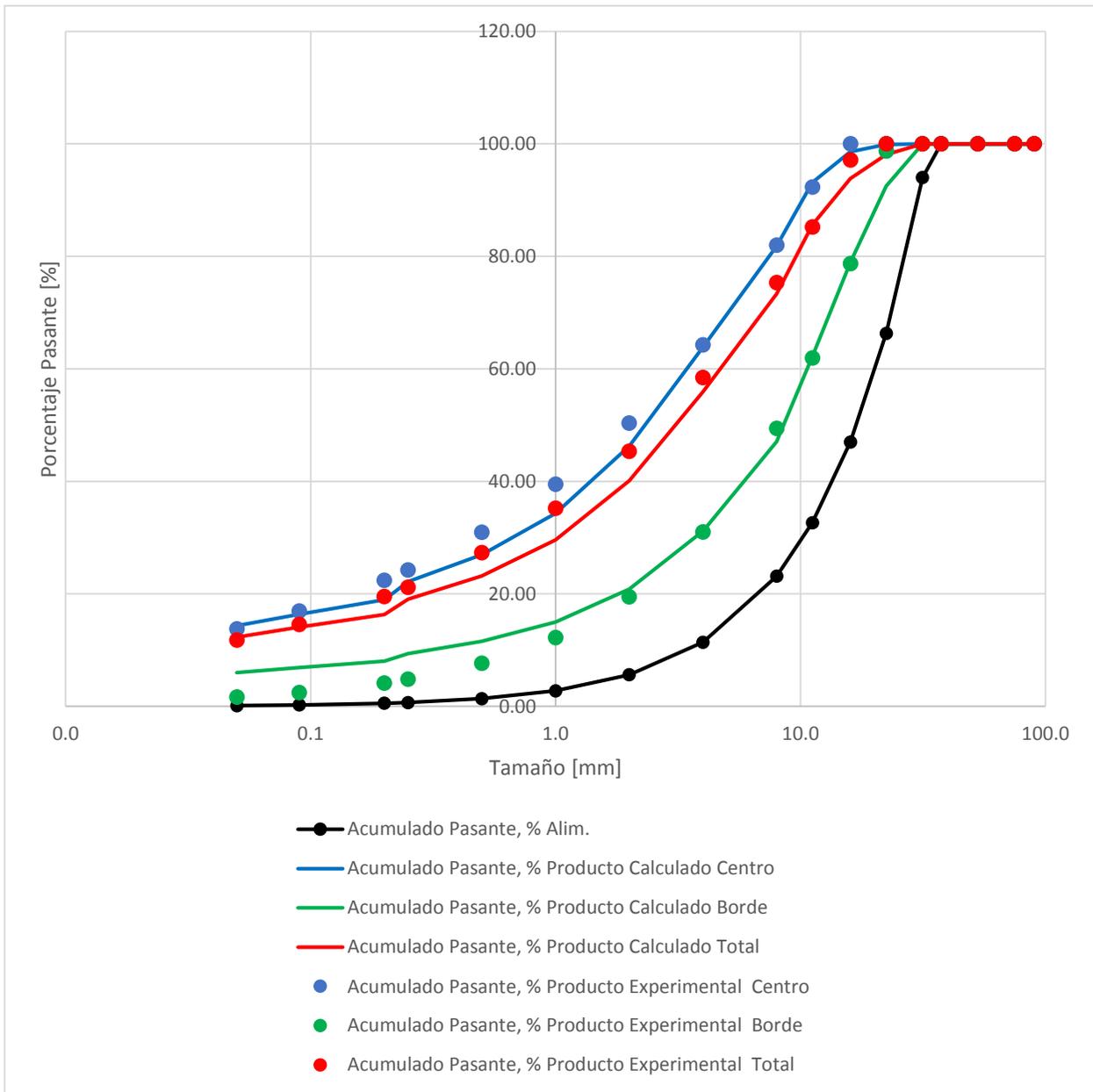
Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m3]	2.80
ra: densidad aparente [t/m3]	1.68

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m3	2.38	2.38
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	33.93	31.80
Potencia, kW	62.94	62.80
CEE, kWh/t	1.86	1.98

Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.80
L: Largo rodillo [m]	0.25
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.66
RP: Presión operación [bar]	59.00

Parámetros	
a1	0.21
a2	0.21
a3	3.54
S1E	4.32
z1	1.43
z2	0.12
a	0.24

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	93.99	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	66.31	99.9	92.5	98.1	100.0	98.7	100.0
16.0	47.00	98.6	79.0	93.8	100.0	78.7	97.1
11.2	32.63	93.1	62.2	85.6	92.3	61.9	85.2
8.00	23.13	81.8	47.0	73.3	82.0	49.4	75.4
4.00	11.38	63.9	31.2	55.9	64.3	31.0	58.5
2.00	5.60	46.3	20.9	40.1	50.4	19.5	45.4
1.00	2.76	34.3	15.0	29.6	39.5	12.2	35.2
0.50	1.36	26.9	11.5	23.2	30.9	7.7	27.3
0.25	0.67	22.2	9.3	19.1	24.2	4.8	21.2
0.20	0.53	19.0	8.0	16.3	22.4	4.1	19.5
0.09	0.23	16.4	6.9	14.1	16.9	2.4	14.6
0.05	0.13	14.3	6.0	12.3	13.8	1.6	11.7



Validación Modelo de Torres y Casali

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	17- VALIDACION
Código	T&C-M2-17V
Escala	Piloto
Mineral	Pórfido

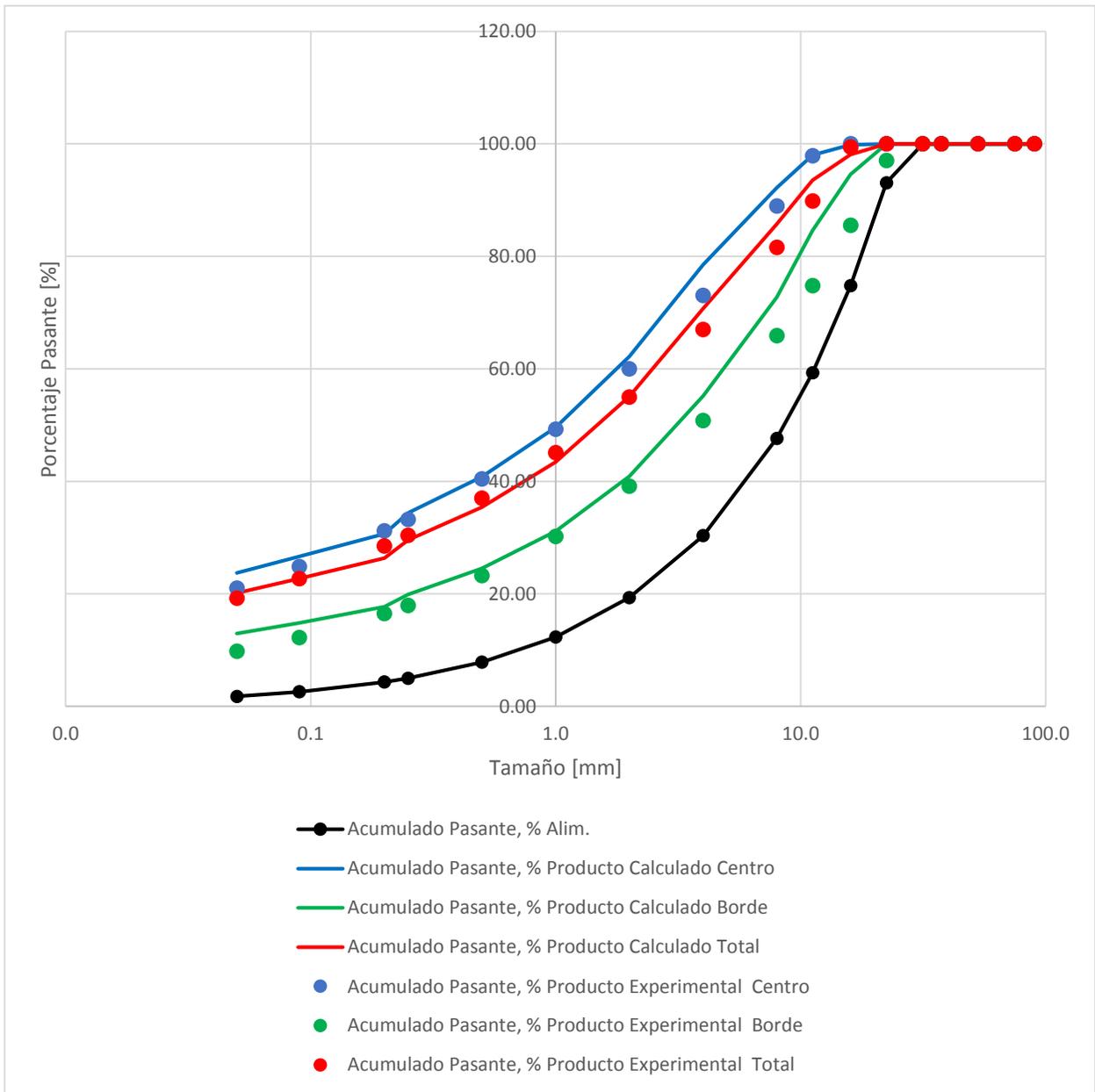
Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m3]	2.74
ra: densidad aparente [t/m3]	1.64

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m3	2.33	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	10.88	-
Potencia, kW	13.98	-
CEE, kWh/t	1.29	1.57

Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.71
L: Largo rodillo [m]	0.21
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.29
RP: Presión operación [bar]	40.00

Parámetros	
a1	0.42
a2	0.16
a3	4.25
S1E	5.46
z1	1.63
z2	0.15
a	0.33

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	93.09	100.0	100.0	100.0	100.0	97.0	100.0
16.0	74.79	99.8	94.6	98.1	100.0	85.5	99.4
11.2	59.30	98.0	84.6	93.5	97.9	74.8	89.8
8.00	47.64	92.2	72.7	85.7	89.0	65.9	81.6
4.00	30.34	78.5	55.2	70.8	73.1	50.8	67.0
2.00	19.33	62.2	40.9	55.1	60.0	39.2	55.0
1.00	12.31	49.6	31.1	43.4	49.3	30.2	45.1
0.50	7.84	40.8	24.5	35.4	40.4	23.3	37.0
0.25	4.99	34.4	19.9	29.6	33.2	17.9	30.4
0.20	4.32	30.7	17.7	26.4	31.2	16.5	28.5
0.09	2.57	26.6	14.8	22.7	24.8	12.2	22.7
0.05	1.75	23.7	12.9	20.1	21.0	9.8	19.2



Validación Modelo de Torres y Casali

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	21- VALIDACION
Código	T&C-M2-21V
Escala	Piloto
Mineral	Andesita

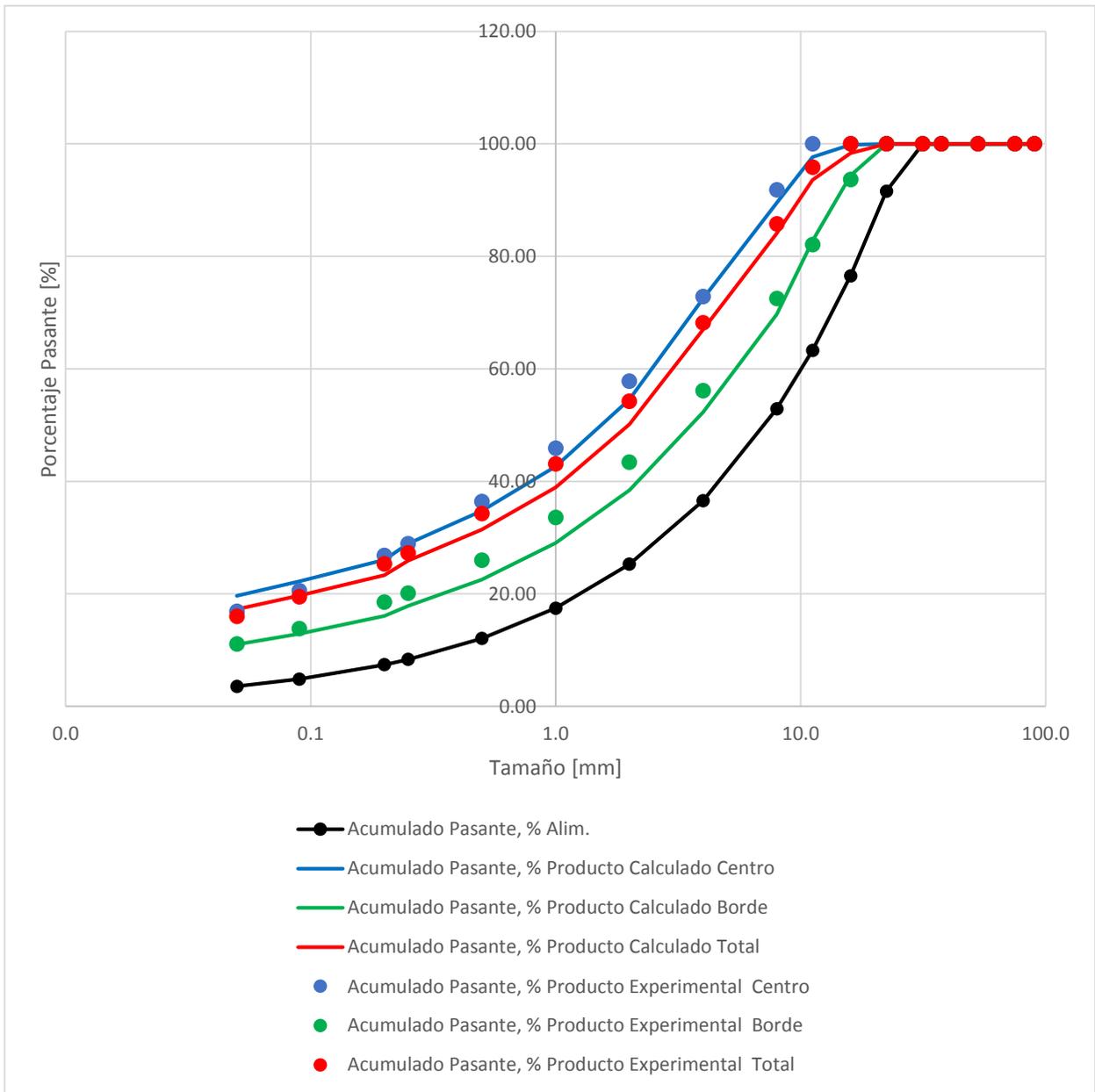
Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m3]	2.80
ra: densidad aparente [t/m3]	1.68

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m3	2.38	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	11.11	-
Potencia, kW	13.98	-
CEE, kWh/t	1.26	2.23

Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.71
L: Largo rodillo [m]	0.21
s ₀ : gap operacional [m]	0.02
U: velocidad periférica [m/s]	0.29
RP: Presión operación [bar]	40.00

Parámetros	
a1	0.28
a2	0.14
a3	13.89
S1E	6.76
z1	1.87
z2	0.20
a	0.27

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
31.5	100.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
22.4	91.60	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
16.0	76.55	99.9	94.4	98.4	100.0	93.7	100.0
11.2	63.30	97.7	82.7	93.6	100.0	82.1	95.9
8.00	52.90	89.5	69.7	84.1	91.8	72.5	85.8
4.00	36.56	72.5	52.3	67.0	72.9	56.1	68.2
2.00	25.26	54.5	38.4	50.1	57.8	43.4	54.2
1.00	17.46	42.7	29.1	38.9	45.9	33.6	43.1
0.50	12.06	34.7	22.5	31.4	36.4	26.0	34.3
0.25	8.34	28.9	17.9	25.9	28.9	20.1	27.3
0.20	7.40	26.1	16.1	23.3	26.8	18.5	25.3
0.09	4.83	22.2	12.9	19.7	20.5	13.8	19.4
0.05	3.53	19.6	11.0	17.3	16.9	11.1	16.0



Validación Modelo de Torres y Casali

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	23- VALIDACION
Código	H&F-23V
Escala	Laboratorio
Mineral	Cobre y Fierro

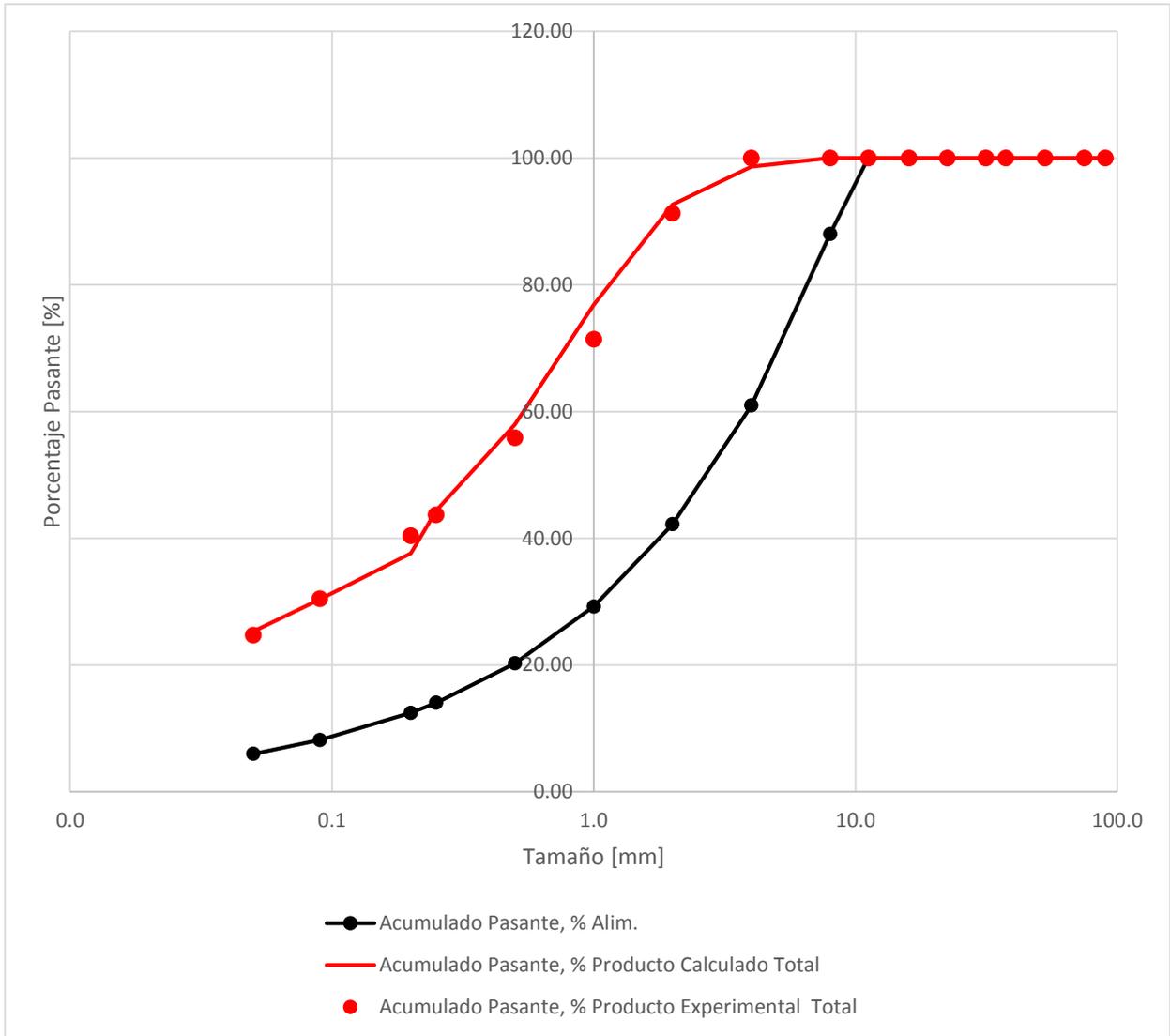
Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m3]	3.00
ra: densidad aparente [t/m3]	1.80

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m3	2.55	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	21.34	-
Potencia, kW	55.74	-
CEE, kWh/t	2.61	-

Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	0.25
L: Largo rodillo [m]	0.10
s ₀ : gap operacional [m]	0.01
U: velocidad periférica [m/s]	3.10
RP: Presión operación [bar]	89.00

Parámetros	
a1	0.39
a2	0.25
a3	21.50
S1E	7.30
z1	1.71
z2	0.14
a	0.24

Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
75.0	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
53.0	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
37.5	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
31.5	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
22.4	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
16.0	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
11.2	100.00	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
8.00	88.01	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
4.00	60.95	100.0	94.4	98.6	-	-	100.0
2.00	42.21	97.8	76.3	92.7	-	-	91.3
1.00	29.23	83.7	55.2	76.8	-	-	71.4
0.50	20.25	63.4	40.5	57.9	-	-	55.8
0.25	14.02	48.7	30.7	44.4	-	-	43.7
0.20	12.46	41.1	26.6	37.6	-	-	40.4
0.09	8.16	33.4	20.7	30.4	-	-	30.4
0.05	5.98	27.9	16.8	25.3	-	-	24.7



Validación Modelo de Torres y Casali

MODELO HPGR TORRES & CASALI (2009)	
N° de Prueba	25- VALIDACION
Código	H&F-25V
Escala	Industrial
Mineral	Cobre y Fierro

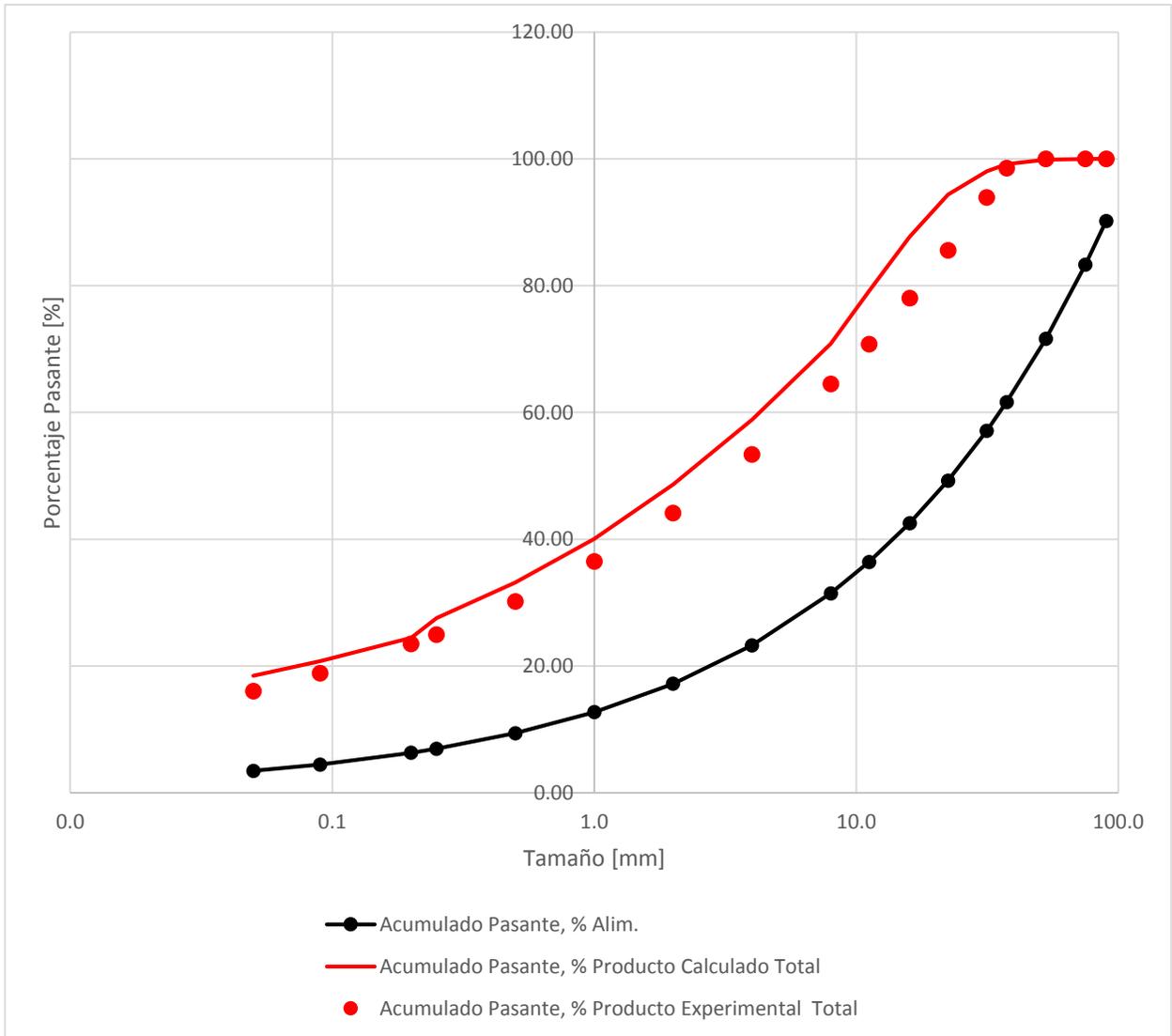
Características del mineral	
rs: densidad sólido [t/m3]	3.00
ra: densidad aparente [t/m3]	1.80

Cálculos del Modelo	Modelo	Experimental
Dens. Prod, t/m3	2.55	-
Ángulo, °	9.27	-
Tonelaje, tph	581.64	-
Potencia, kW	699.80	-
CEE, kWh/t	1.20	-

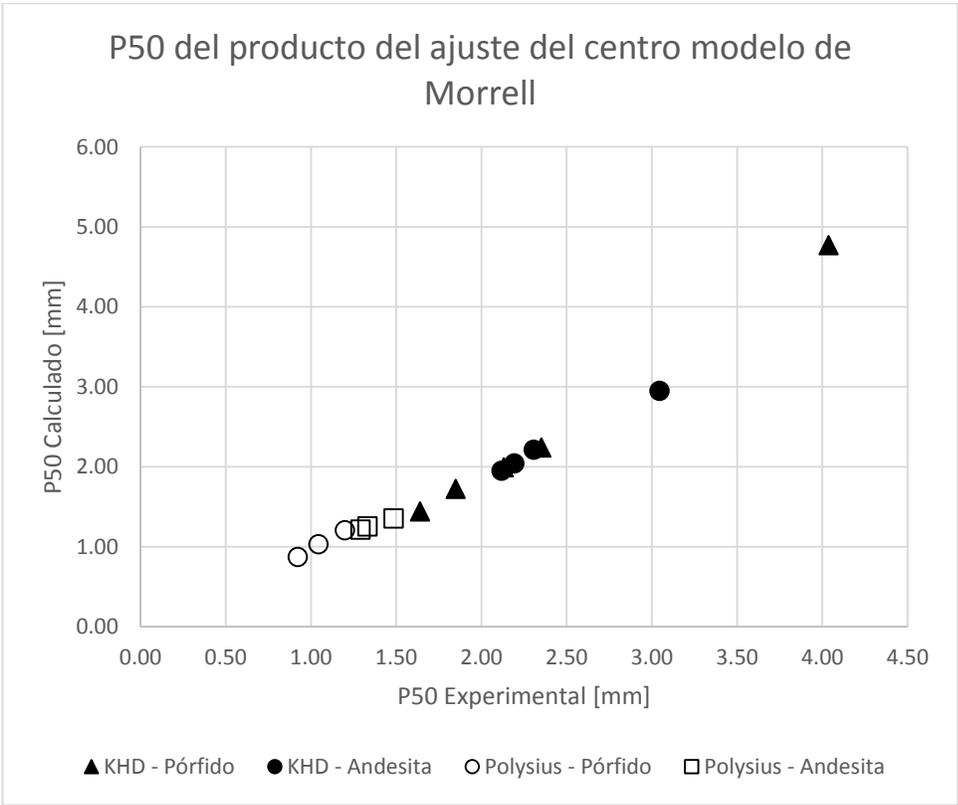
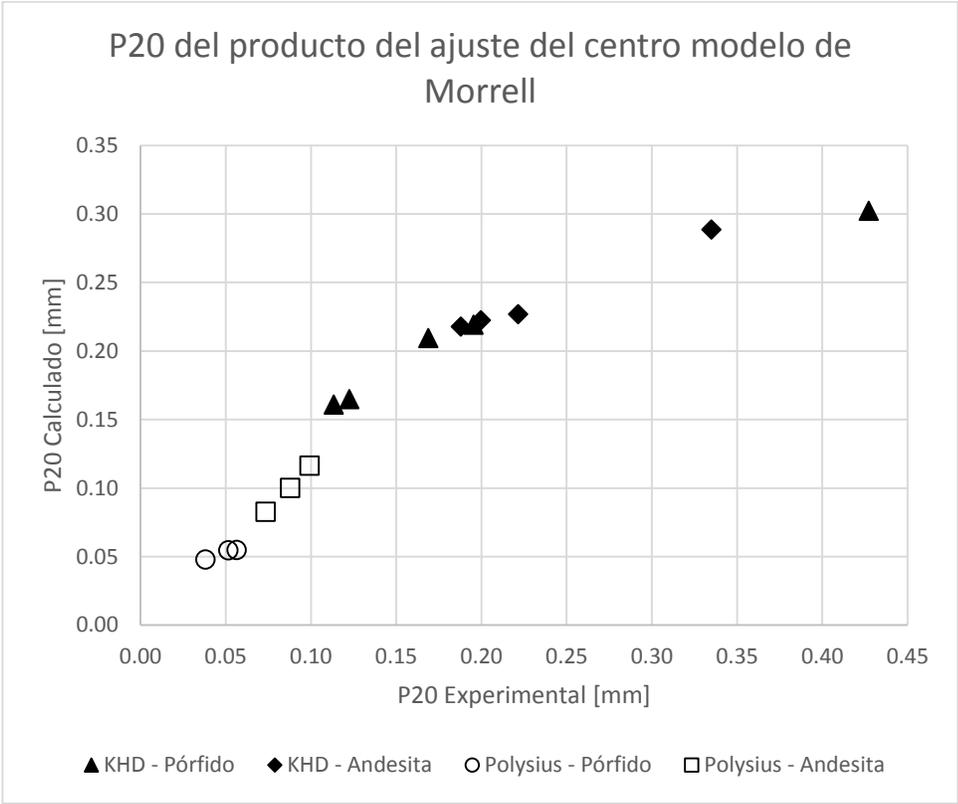
Características equipo	
D: Diámetro rodillo [m]	2.20
L: Largo rodillo [m]	1.00
s ₀ : gap operacional [m]	0.07
U: velocidad periférica [m/s]	0.96
RP: Presión operación [bar]	41.00

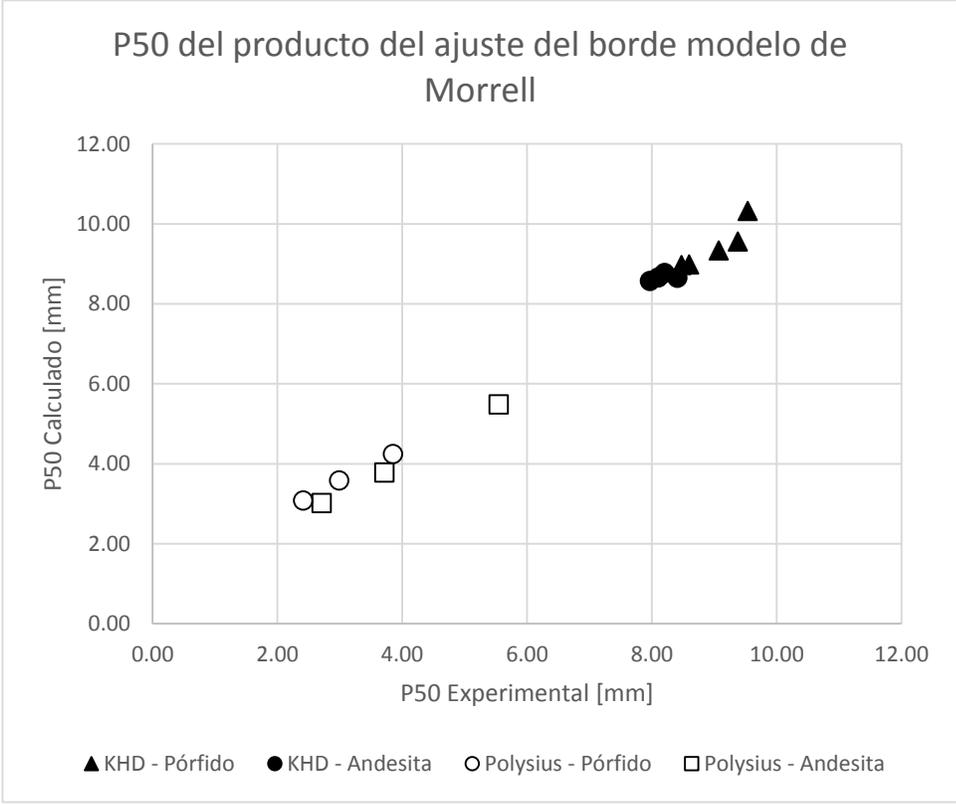
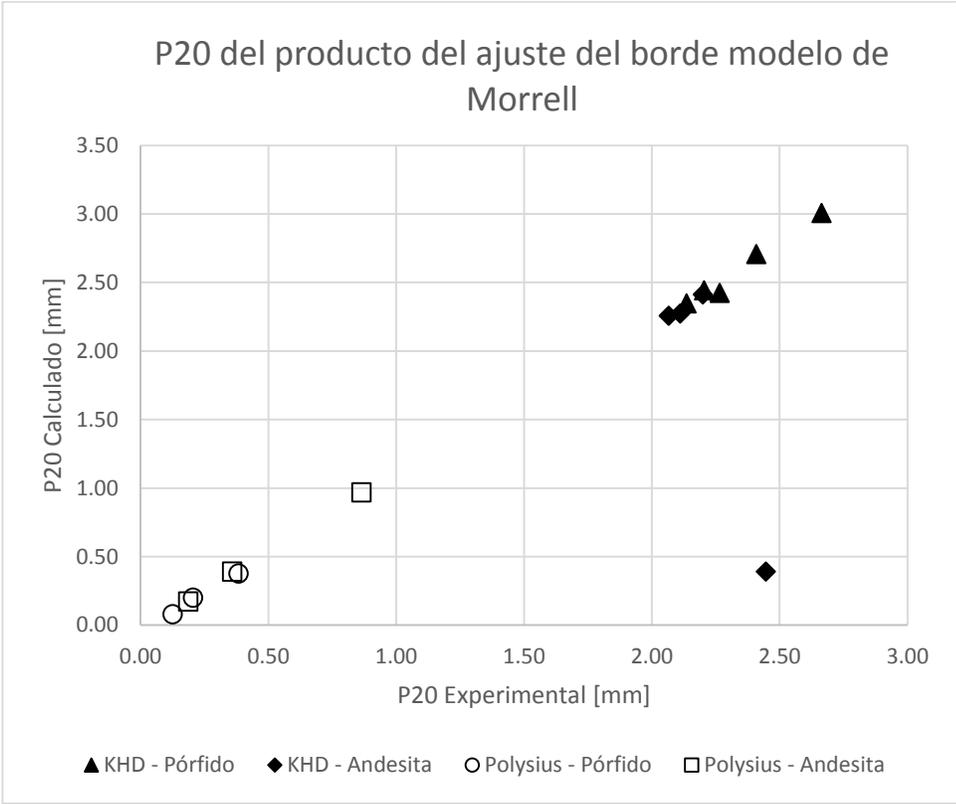
Parámetros	
a1	0.31
a2	0.45
a3	0.45
S1E	42.56
z1	3.61
z2	0.39
a	0.24

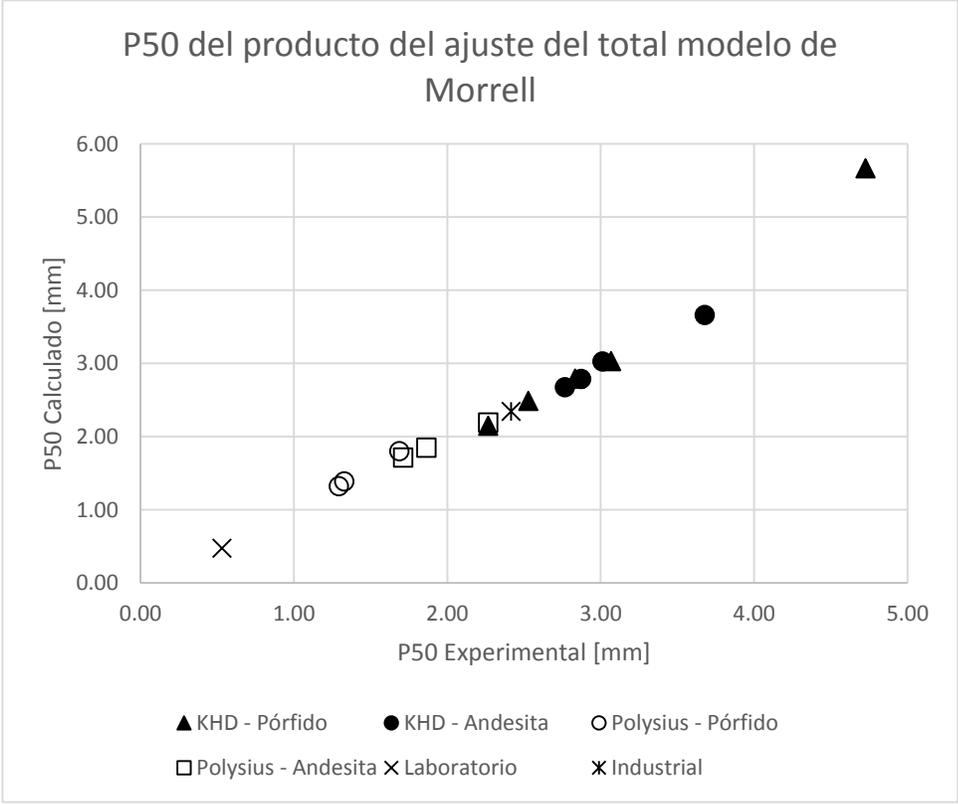
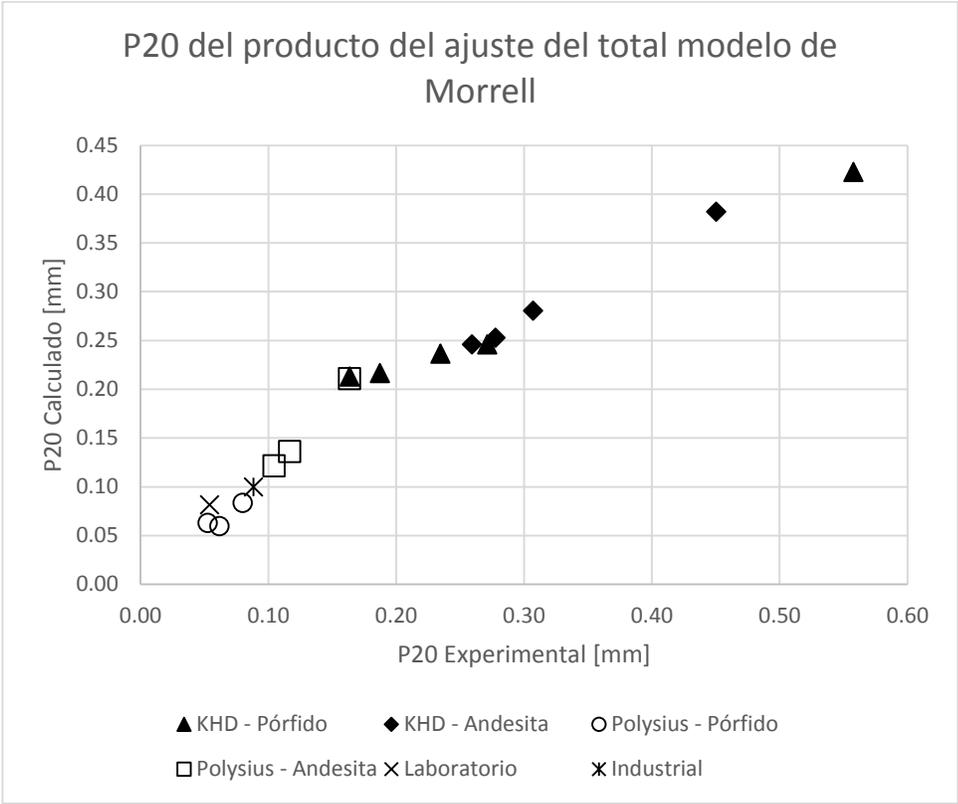
Tamaño, mm	Acumulado Pasante, %						
	Alim.	Producto Calculado			Producto Experimental		
		Centro	Borde	Total	Centro	Borde	Total
90.0	90.20	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
75.0	83.32	100.0	100.0	100.0	-	-	100.0
53.0	71.64	100.0	99.5	99.9	-	-	100.0
37.5	61.62	100.0	96.7	99.2	-	-	98.5
31.5	57.12	99.6	93.2	98.0	-	-	93.9
22.4	49.25	97.0	85.9	94.4	-	-	85.6
16.0	42.54	90.9	77.5	87.7	-	-	78.0
11.2	36.42	82.4	68.7	79.1	-	-	70.8
8.00	31.46	73.9	61.0	70.8	-	-	64.5
4.00	23.27	61.7	49.9	58.9	-	-	53.4
2.00	17.21	51.1	40.8	48.6	-	-	44.1
1.00	12.73	42.2	33.3	40.1	-	-	36.5
0.50	9.41	35.0	27.5	33.2	-	-	30.2
0.25	6.96	29.0	23.1	27.6	-	-	25.0
0.20	6.32	25.6	20.9	24.4	-	-	23.5
0.09	4.46	21.6	18.0	20.8	-	-	18.9
0.05	3.46	19.2	16.2	18.5	-	-	16.1



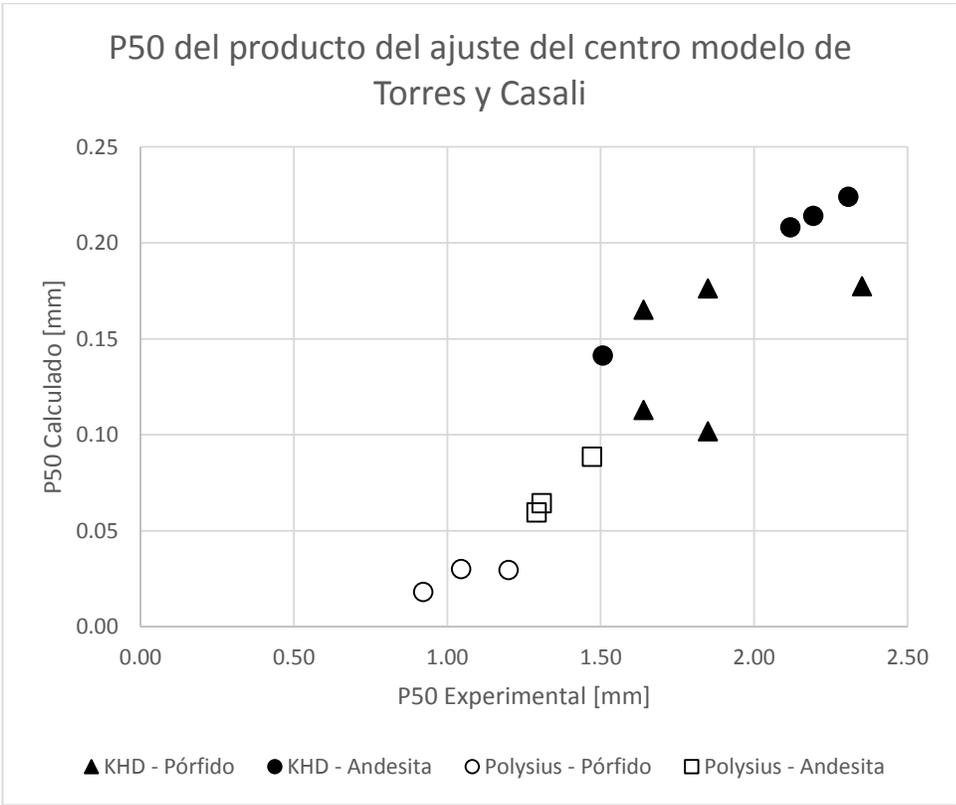
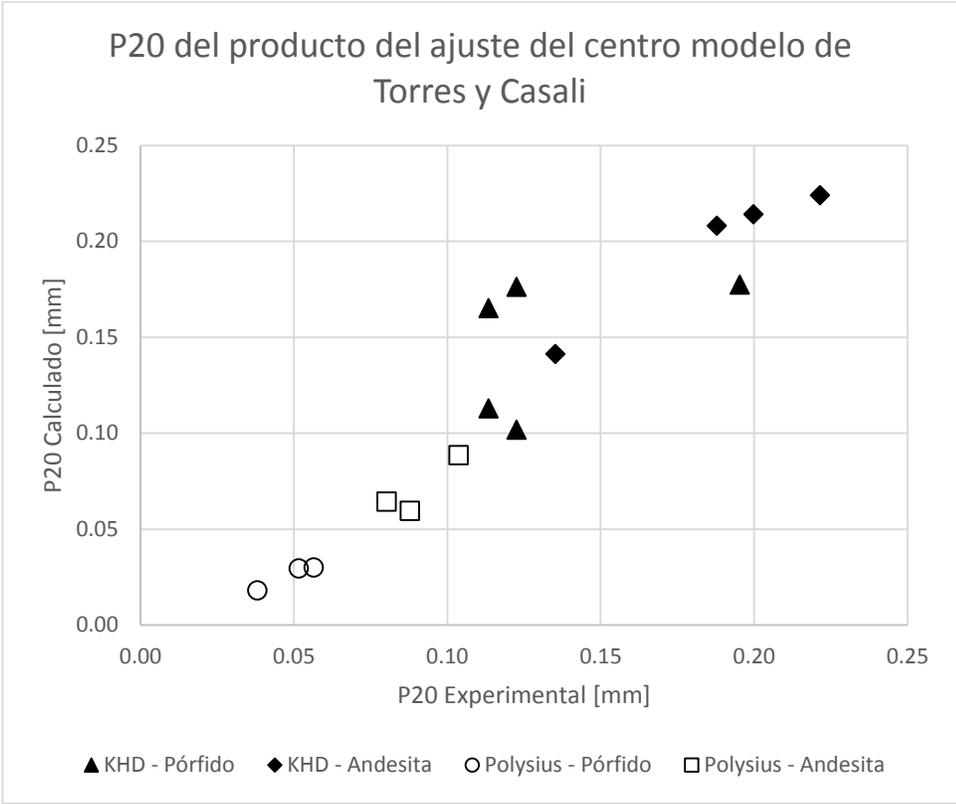
Anexo E: Tamaños de los productos del ajuste del modelo de Morrell

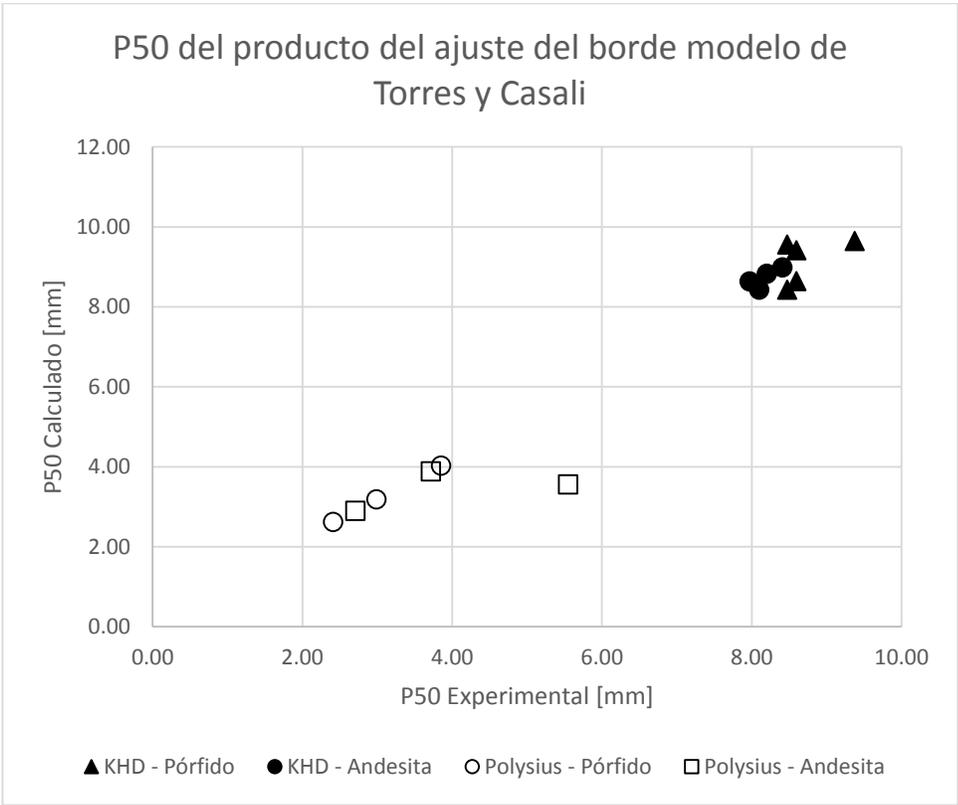
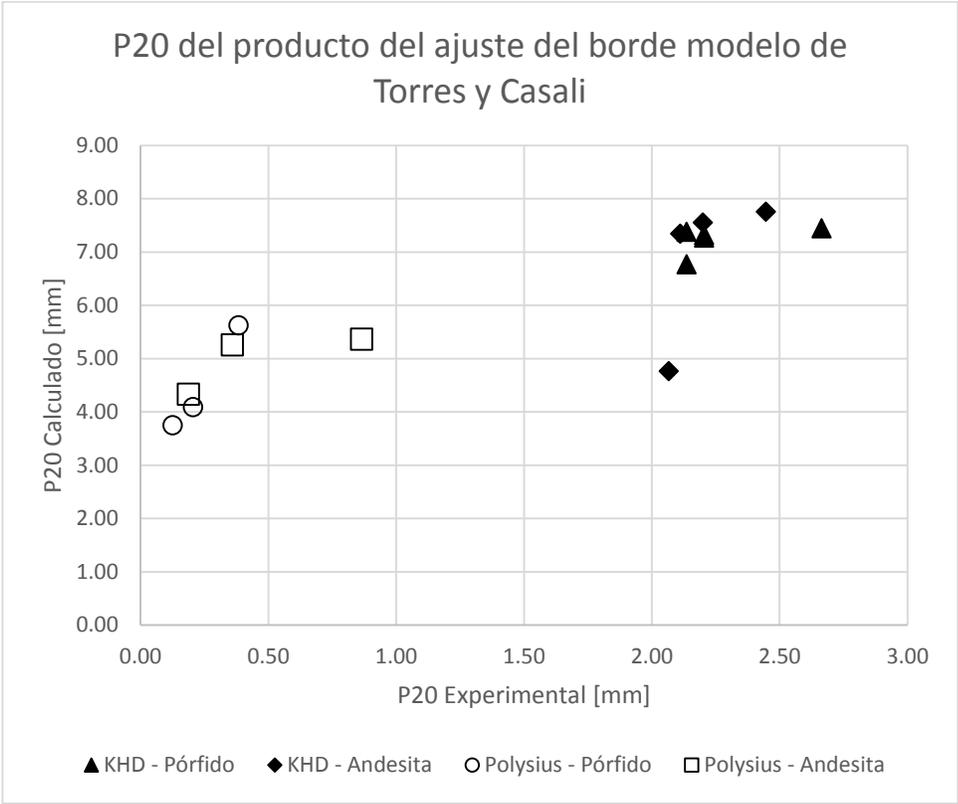


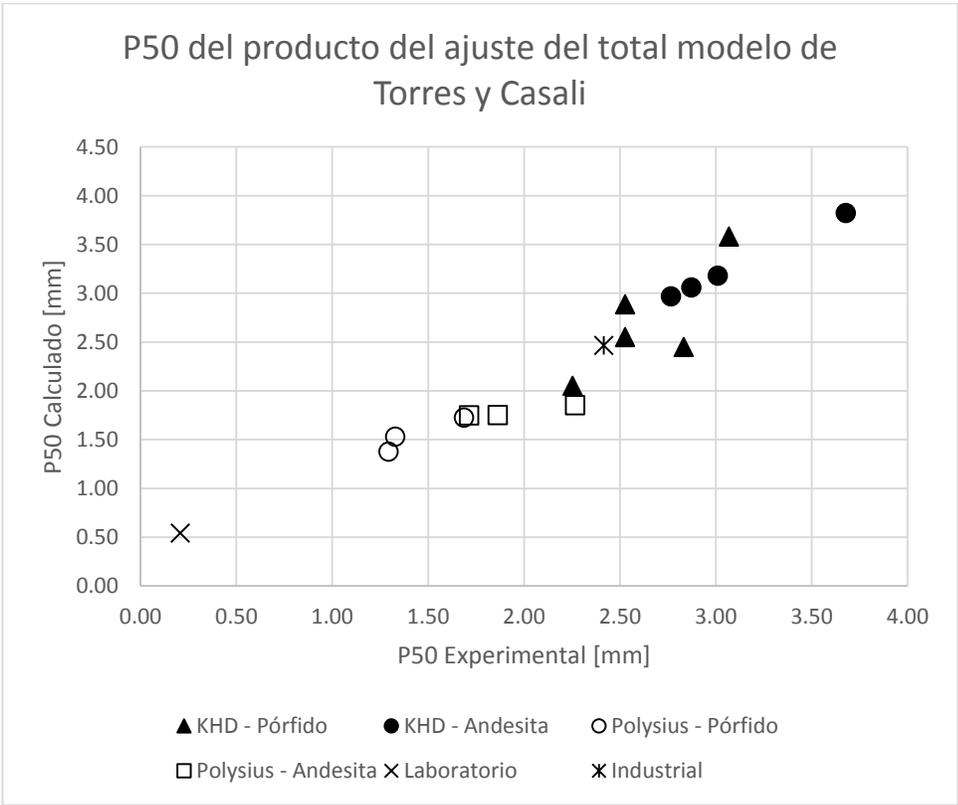
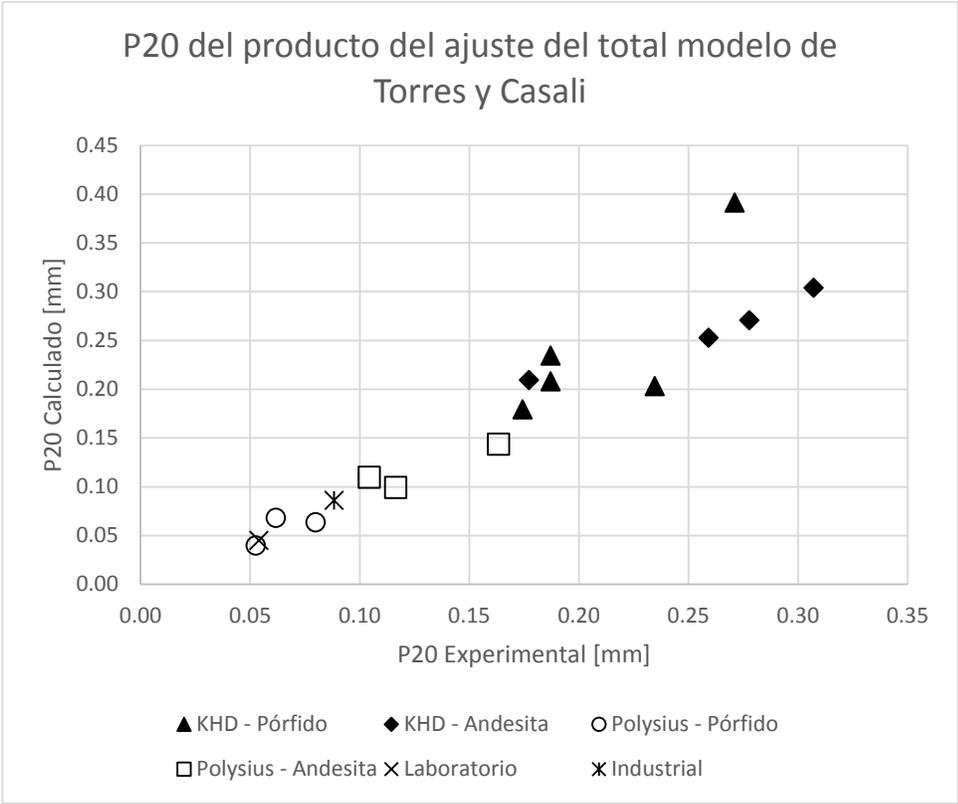




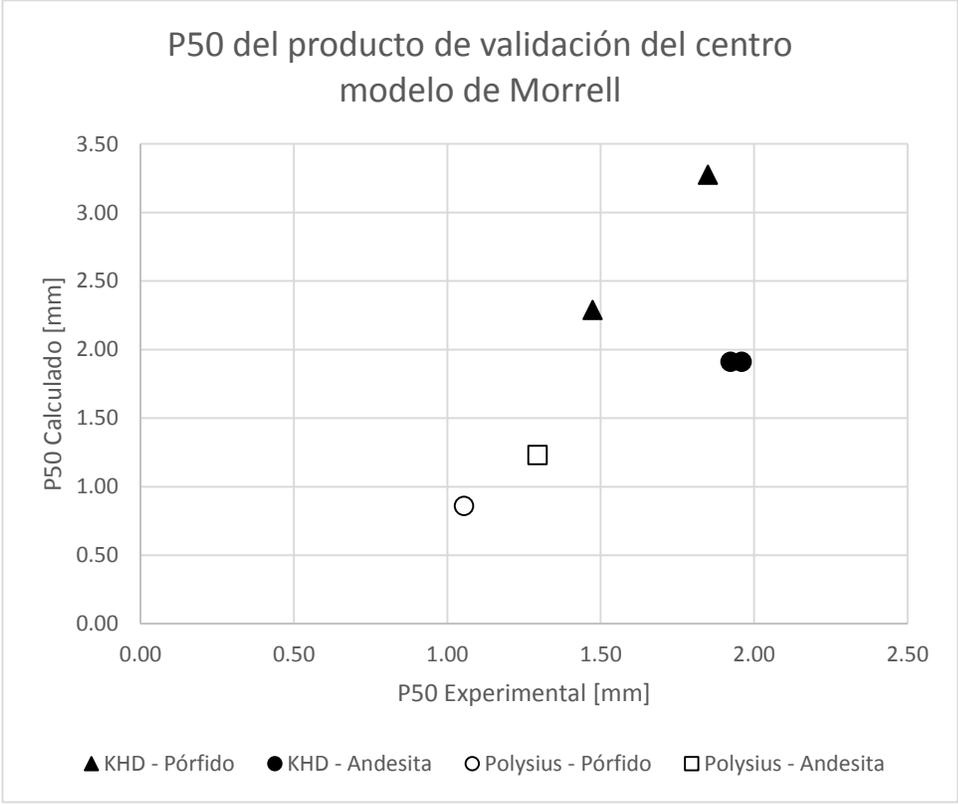
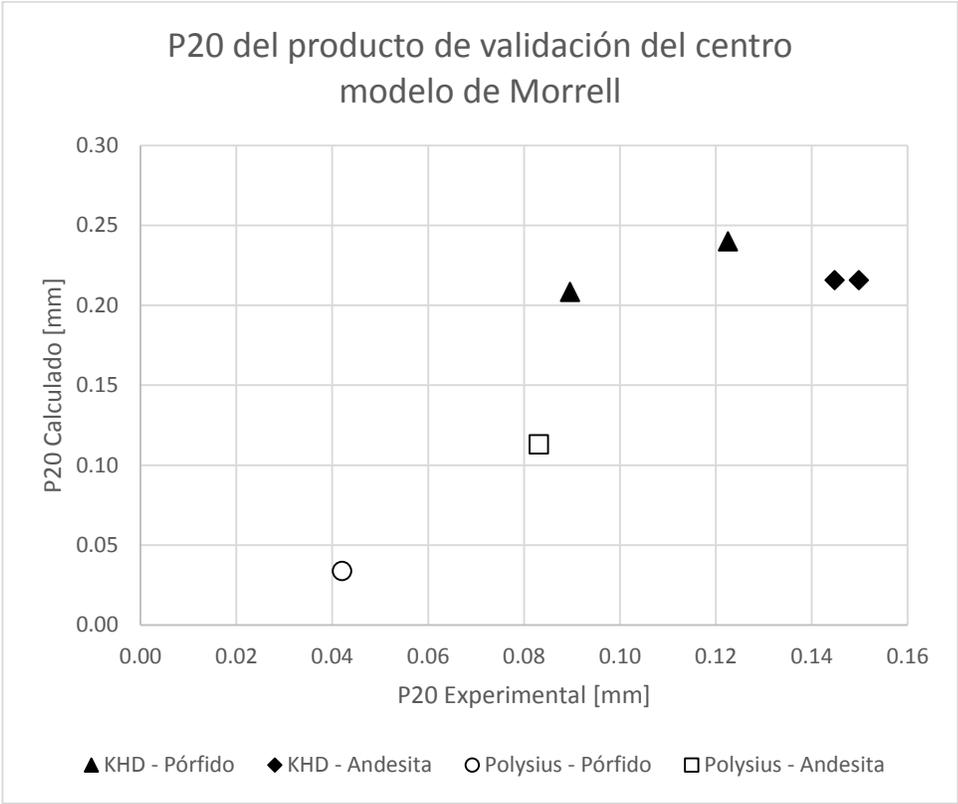
Anexo F: Tamaños de los productos del ajuste del modelo de Torres y Casali

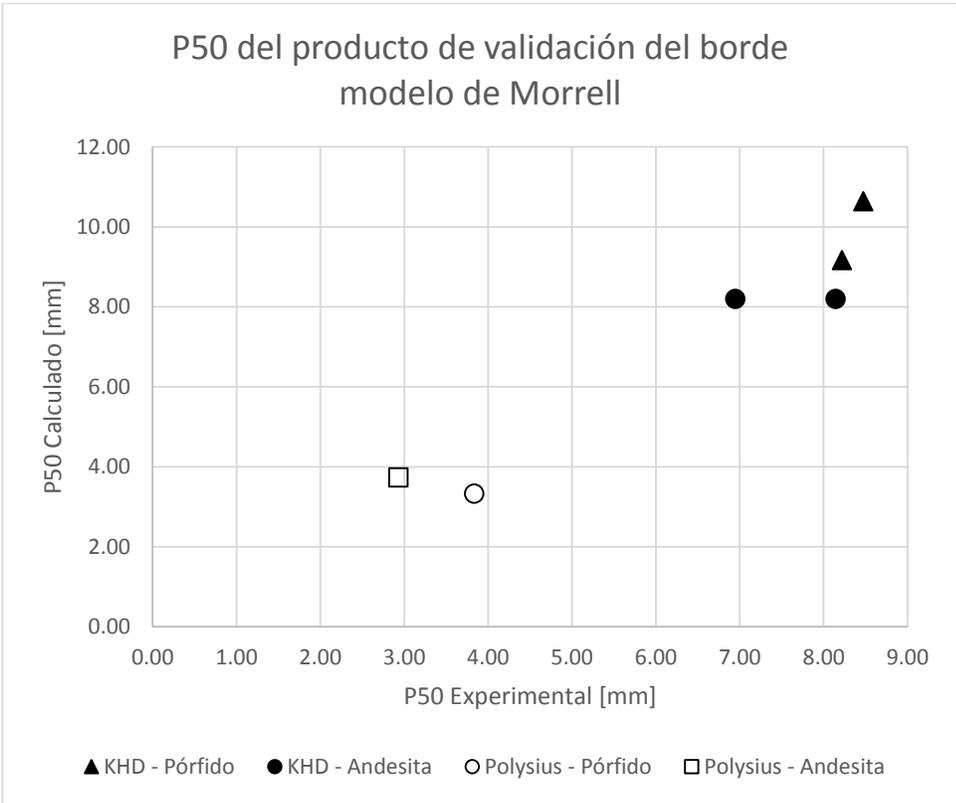
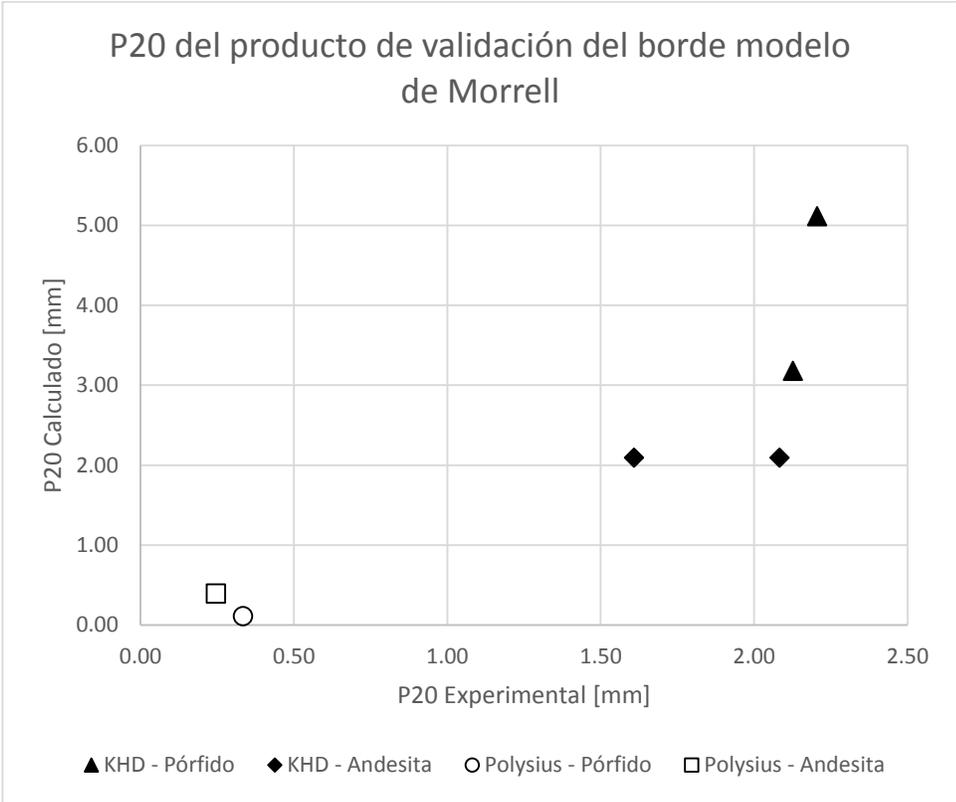


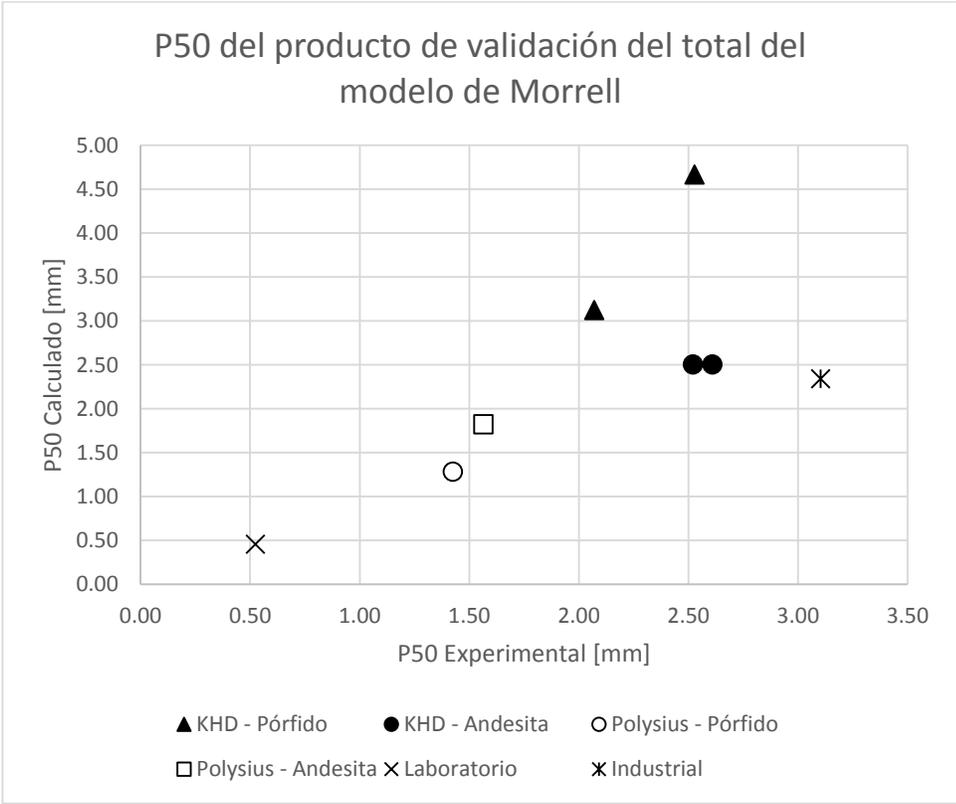
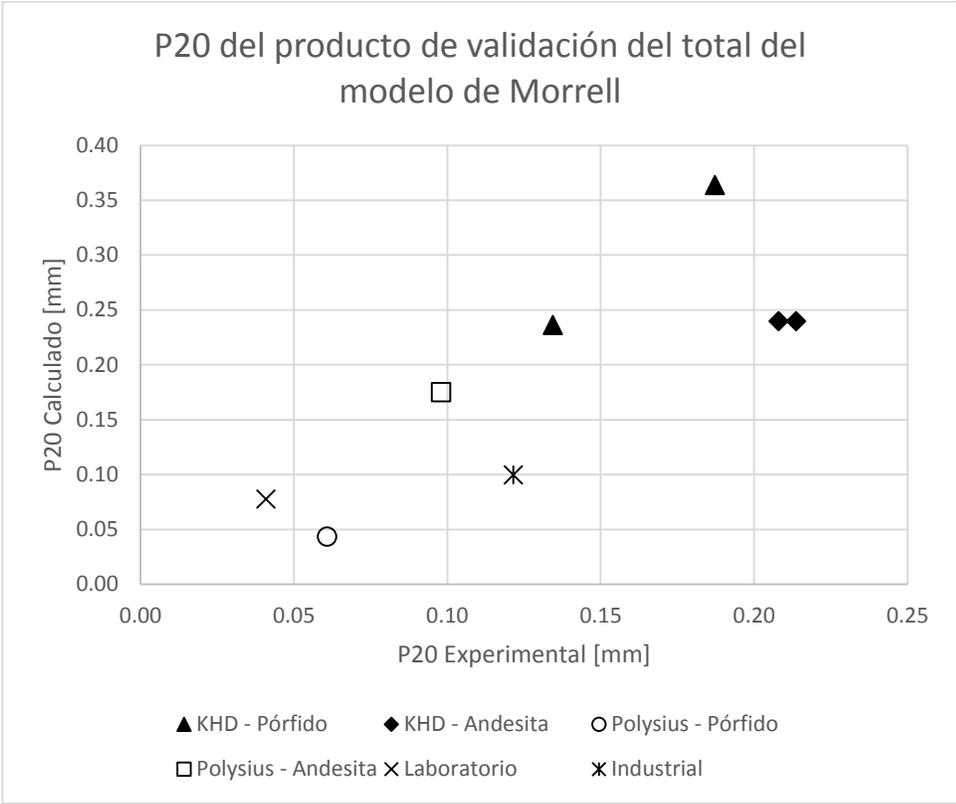




Anexo G: Tamaños productos de validación del modelo de Morrell







Anexo H: Tamaños de los productos de validación del modelo de Torres y Casali

