

UNIVERSIDAD DE INGENIERÍA Y TECNOLOGÍA

UTEC

Carrera de Ingeniería Mecánica



**OPTIMIZACIÓN DE LA EFICIENCIA ENERGÉTICA EN
UN MOLINO SEMI-AUTÓGENO MEDIANTE EL DISEÑO
DE REVESTIMIENTOS UTILIZANDO SIMULACIONES
DE ELEMENTOS DISCRETOS**

**OPTIMIZATION OF ENERGY EFFICIENCY IN A SEMI-
AUTOGENOUS MILL BY LINERS DESIGN USING
DISCRETE ELEMENT SIMULATIONS**

Tesis para optar el título profesional de Ingeniero Mecánico

Michael Joseph Arroyo Murrugarra

Código 201310022

Asesor

Lucio David Pareja Chávez

Lima-Perú

Julio de 2018

La tesis

OPTIMIZACIÓN DE LA EFICIENCIA ENERGÉTICA EN

**OPTIMIZACIÓN DE LA EFICIENCIA ENERGÉTICA EN
UN MOLINO SEMI-AUTÓGENO MEDIANTE EL DISEÑO
DE REVESTIMIENTOS UTILIZANDO SIMULACIONES
DE ELEMENTOS DISCRETOS**

**OPTIMIZATION OF ENERGY EFFICIENCY OF A SEMI-
AUTOGENOUS MILL BY LINERS DESIGN USING
DISCRETE ELEMENT SIMULATIONS**

Tesis para optar el título profesional de Ingeniero Mecánico

1

**UN MOLINO SEMI-AUTÓGENO MEDIANTE EL DISEÑO DE
REVESTIMIENTOS UTILIZANDO SIMULACIONES DE ELEMENTOS
DISCRETOS**

Ha sido aprobada

[Nombre y apellidos del presidente del Jurado]

[Lucio David Pareja Chávez]

[Nombre y apellidos del tercer jurado]

Dedicatoria:

Dedico el presente documento a mis padres y hermana por su esfuerzo y apoyo incondicional. Asimismo, dedico esta tesis a todas las personas que han confiado en mí y guiado durante toda mi carrera universitaria y me ayudaron a convertirme en ingeniero mecánico.

Agradecimiento:

Por el apoyo y guiar mis ideas durante el desarrollo de la presente tesis agradezco a Levi Guzmán y Cesar Poma por brindarme su experiencia, también agradezco a Lucio Pareja y Ximena Guardia por brindarme la retroalimentación necesaria para la elaboración de la presente tesis.

TABLA DE CONTENIDO

	Pág.
RESUMEN	11
INTRODUCCIÓN	12
CAPÍTULO I MARCO TEÓRICO	17
1.1 Procesamiento de minerales	17
1.2 Conminución	17
1.2.1 Descripción del proceso	17
1.2.2 Etapas de conminución.....	18
1.2.3 Mecanismos de conminución	18
1.2.4 Teorías de conminución	20
1.3 Molienda.....	23
1.4 Molino semi autógeno	25
1.4.1 Definición.....	25
1.4.2 Características del molino semi-autógeno.....	26
1.4.3 Eficiencia energética del molino SAG	27
1.5 Revestimientos de un molino semi-autógeno	30
1.5.1 Aspectos de diseño y funcionamiento	31
1.5.2 Tipos de forros	31
1.5.3 Variables de diseño	33
1.5.4 Perfiles geométricos	36
1.6 Trayectoria de la carga	36
1.6.1 Tipos de comportamiento de carga	37
1.6.2 Descripción de la trayectoria.....	37

1.6.3	Parámetros que afectan al comportamiento de la carga y la eficiencia energética del molino.....	38
1.6.4	Descripción del espectro de energía.....	40
1.7	Método de elementos discretos (DEM).....	42
1.7.1	Descripción del método DEM.....	42
1.7.2	Parámetros de simulación.....	46
1.8	Software Rocky-DEM	47
CAPÍTULO II METODOLOGÍA		48
2.1	Recolección de información	48
2.2	Uso del Software Rocky-DEM.....	49
2.3	Definición de parámetros e ingreso de datos de simulación	50
2.4	Simulación del caso real	50
2.5	Calibración del software.....	56
2.6	Diseño actual	57
2.7	Análisis de sensibilidad	59
CAPÍTULO III RESULTADOS		63
3.1	Simulación del caso base.....	63
3.2	Análisis de sensibilidad	71
3.3	Selección del diseño óptimo	82
3.4	Comparación de geometría óptima del revestimiento con el diseño base.....	86
CONCLUSIONES		95
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		96

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1.1: Eficiencia energética de los equipos utilizados en conminución.	21
Tabla 1.2: Equipos utilizados en la etapa de molienda.....	25
Tabla 1.3: Coeficiente de amortiguamiento y rigidez del resorte usados en el modelo de contacto.....	44
Tabla 2.1: Recopilación de datos operacionales del molino SAG.	49
Tabla 2.2: Definición de los parámetros físicos.	51
Tabla 2.3: Propiedades mecánicas de los materiales.	52
Tabla 2.4: Parámetros de interacción entre materiales.	53
Tabla 2.5: Granulometría del mineral.....	54
Tabla 2.6: Rango donde el energy spectra va a operar.	56
Tabla 2.7: Configuración general de la simulación.	56
Tabla 2.8: Cálculo del flujo de ingreso de la carga.	57
Tabla 2.9: Cálculo del flujo de ingreso del collar de bolas.	57
Tabla 2.10: Condiciones base del revestimiento.	59
Tabla 2.11: Ratios S/H propuestos a partir de la variación del ángulo del lifter propuesto.	61
Tabla 2.12: Ratios S/H propuestos a partir de la variación de la altura.....	62
Tabla 2.13: Ratios S/H propuestos mediante la variación del número de revestimientos.	62
Tabla 3.1: Máximo ratio de colisiones.	66
Tabla 3.2: Distribución de la energía.....	67
Tabla 3.3: Potencia consumida para el proceso de fractura de acuerdo con el tamaño del mineral.	71
Tabla 3.4: Tabla comparativa de la distribución de energía en cada una de las secciones mediante la variación del ángulo de ataque.....	73
Tabla 3.5: Tabla comparativa de la va de la distribución de energía en cada una de las secciones mediante la variación de la altura.....	76

Tabla 3.6: Tabla comparativa de la energía generada por secciones de los diferentes casos.	80
Tabla 3.7: Comparación de la energía generada por sectores.	83
Tabla 3.8: Casos seleccionados – Variación de la altura del liner.....	84
Tabla 3.9: Casos seleccionados – Variación del número de liners.....	85
Tabla 3.10: Comparación del ratio de colisiones.	92
Tabla 3.11: Potencia consumida para el proceso de fractura de acuerdo con el tamaño del mineral.....	94

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1.1: Etapas del procesamiento del mineral.....	17
Figura 1.2: Etapa de conminución.....	18
Figura 1.3: Tipos de chancadoras.....	19
Figura 1.4: Mecanismos de conminución.....	19
Figura 1.5: Descripción gráfica de la segunda ley de conminución.....	22
Figura 1.6: Ratios de reducción en molienda.....	24
Figura 1.7: Concepto de un molino semi-autógeno.....	25
Figura 1.8: Estructura interna de un molino semi-autógeno.....	27
Figura 1.9: Curva potencia VS % de volumen de carga.....	29
Figura 1.10: Curva potencia VS % de velocidad crítica.....	29
Figura 1.11: Ratio de espaciamiento [A] / altura [B] del revestimiento.....	30
Figura 1.12: Revestimientos metálicos:.....	32
Figura 1.13: Revestimiento de caucho.....	32
Figura 1.14: Revestimiento magnético.....	33
Figura 1.15: Revestimientos de Poly-Met.....	33
Figura 1.16: Parte de un revestimiento.....	34
Figura 1.17: Comportamiento de la carga con diferentes alturas.....	34
Figura 1.18: Perfiles geométricos de los revestimientos.....	36
Figura 1.19: Comportamiento de la carga en movimiento.....	37
Figura 1.20: Comportamiento de la carga dentro de un molino SAG.....	38
Figura 1.21: Comparaciones entre velocidades de rotación.....	39
Figura 1.22: Porcentaje de llenado dentro de un molino.....	39
Figura 1.23: Energy spectra de las diferentes zonas del molino.....	41
Figura 1.24: Representación del modelo de interacción resorte - amortiguador.....	43
Figura 1.25: Partícula en contacto con el revestimiento.....	45
Figura 1.26: Rocky-DEM puede utilizar diferentes geometrías para las simulaciones.....	47
Figura 2.1: Metodología.....	48
Figura 2.2: Geometría del revestimiento actual.....	49

Figura 2.3: Importación de la geometría al programa Rocky-DEM.	51
Figura 2.4: Parámetros de posición, tipo de movimiento de la velocidad.....	52
Figura 2.5: Distribución del collar de bolas.	54
Figura 2.6: Creación de un inlet.	55
Figura 2.7: Ingreso de datos de alimentación de la carga.....	55
Figura 2.8: Espaciamiento y altura del revestimiento.	58
Figura 2.9: Geometría actual del revestimiento.	58
Figura 2.10: Selección de los casos a través de la variación de las variables.	59
Figura 2.11: Relación geométrica.	60
Figura 3.1: Potencia consumida - Durante la simulación.....	63
Figura 3.2: Trayectoria de la carga.....	64
Figura 3.3: Ratio de colisiones útiles.	65
Figura 3.4: Ratio de colisiones inútiles.	65
Figura 3.5: Distribución de la energía.	66
Figura 3.6: Distribución de energía del caso base.....	68
Figura 3.7: Análisis de las fuerzas normales y tangenciales a través de 8 secciones....	68
Figura 3.8: Fuerza Normal – Caso base.	69
Figura 3.9: Fuerza Tangencial – Caso Base.	70
Figura 3.10: Energy Spectra – Caso Base.	71
Figura 3.11: Comparación de potencia de los casos de variación del ángulo de ataque.	72
Figura 3.12: Comparación de la energía cinética de los casos con variación del ángulo de ataque.....	73
Figura 3.13: Comparación de las fuerzas normales.....	74
Figura 3.14: Comparación de las fuerzas tangenciales.	75
Figura 3.15: Comparación de potencia en la variación de la altura del liner.	76
Figura 3.16: Comparación de la energía cinética de los casos mediante la variación de la altura del liner.....	77
Figura 3.17: Comparación de fuerzas normales al variar la altura del liner.....	77
Figura 3.18: Comparación de fuerzas tangenciales al variar la altura del liner.	78
Figura 3.19: Comparación de potencias.	79

Figura 3.20: Comparación de la energía cinética de los casos mediante la variación del número de liners.	80
Figura 3.21: Comparación de fuerzas normales al variar el número de liners.	81
Figura 3.22: Comparación de fuerzas tangenciales al variar el número de liners.	82
Figura 3.23: Comparación de potencia entre el caso base y el caso propuesto.	86
Figura 3.24: Trayectoria de la carga.	87
Figura 3.25: Ubicación de la zona de despegue, pie de carga y ángulo de reposo.	88
Figura 3.26: Comparación de.	89
Figura 3.27: Distribución de energía cinética.	89
Figura 3.28: Comparación de la energía distribuida en los 8 sectores.	90
Figura 3.29: Energía en el pie de carga.	90
Figura 3.30: Comparación de fuerzas normales con los dos perfiles.	91
Figura 3.31: Comparación de fuerzas tangenciales con los dos perfiles.	91
Figura 3.32: Comparación de la energía específica.	93

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se enfocó en buscar el diseño óptimo de los revestimientos de molinos semi-autógenos de la industria minera, utilizando el método de elementos discretos para mejorar la eficiencia energética bajo condiciones operacionales fijas tales como: Velocidad de rotación del molino, porcentaje del volumen de llenado, diámetro de medios de molienda y granulometría del mineral. Asimismo, se buscó incrementar la eficiencia a través de una correcta transferencia e incremento de energía a la carga dentro del molino.

El método de elementos discretos se empleó a través de simulaciones en el Software Rocky-DEM para tres variables: Ángulo del lifter (levantador), relación entre la altura del lifter y espaciamiento entre liners y el número de revestimientos. Para cada una de estas variables se realizó un análisis de sensibilidad para siete escenarios, de los cuales se eligió el diseño óptimo del revestimiento.

Mediante la optimización del perfil geométrico de los revestimientos (30° de ángulo del lifter, 201.11 mm de altura, con un ratio de 2.42 y con 36 revestimientos) del caso base, con un enfoque en el incremento de energía, los valores óptimos para generar dicho incremento de energía dentro del molino semi-autógeno fueron de 35° de ángulo del lifter, 250 mm de altura, con un ratio de 2.79 y con una disminución del número de revestimiento de 36 a 30 liners. A través de estos valores se logró un aumento de la eficiencia en la generación de energía del 5.26% con respecto a energía del caso base.

Palabras claves:

Molino Semi-Autógeno, Revestimientos, Simulaciones DEM, Eficiencia energética, Rocky-DEM.

INTRODUCCIÓN

En la actualidad el procesamiento de minerales es una actividad que demanda un gran consumo de energía. De acuerdo con el último Balance Nacional de Energía, el sector minero tiene un consumo de 208 952 TJ [1]. Este consumo energético se distribuye en los diferentes procesos, siendo el proceso de conminución, uno de los más representativos (alrededor del 3% del consumo energético mundial) [2].

La etapa de conminución es el proceso de reducción de tamaño del mineral para la obtención de los metales valiosos y engloba a los subprocesos de chancado y molienda, siendo esta última la que representa aproximadamente entre el 35% [3] y 42% [4] del consumo energético. La molienda se puede realizar con equipos tales como molinos semi-autógenos, molinos de barras, molinos de bolas, entre otros.

Hasta la fecha la etapa de molienda tiene una eficiencia la cual varía entre el 3 y 5% [5], debido a que no se transfiere eficazmente toda la energía de alimentación del equipo a la carga interna del molino, perdiéndola en forma de ruido, calor y vibraciones [6]. Esto repercute en el incremento de los costos de operación minera y altos costos de capital; por lo que es importante encontrar medidas para optimizar el proceso, tales como: elección correcta del collar de bolas (diámetro y densidad), nivel de carga interna, velocidad de rotación, correcta clasificación de tamaño, geometría de los revestimientos, entre otros.

El presente trabajo se enfocará en la optimización de la eficiencia de molienda a través de un óptimo diseño de los liners (revestimientos), dado que estos son la conexión entre la máquina y el mineral [7]; es decir, los revestimientos son los encargados de realizar la acción de levantamiento de la carga (mineral y medios de molienda).

Para ello se empleará el Software Rocky-DEM el cual utiliza método de elementos discretos. De esta manera, se analizarán las variables de diseño del liner (altura del lifter, ángulo del lifter y espacio entre revestimientos) y se seleccionará el diseño óptimo para incrementar la energía de impacto y disminuir el consumo de potencia.

Alcance

El presente trabajo de investigación se enfocará en el diseño de los liners desde el punto de vista energético, esto quiere decir, mejorar la energía de impacto y el consumo de energía, a través del incremento de las interacciones entre mineral-mineral, bola-mineral, mineral-revestimiento (incrementar la abrasión) y la disminución de las colisiones entre bola-bola y bola-revestimiento [8] para un molino semi-autógeno.

El estudio contempla la evaluación mediante el uso del método de elementos discretos para tres variables: Ángulo del lifter (levantador), relación entre la altura del lifter y espaciamiento entre liners, y el número de revestimientos. Para cada una de las variables se realizará un análisis de sensibilidad para siete escenarios, de los cuales se elegirá el diseño óptimo del revestimiento en términos de aumento de eficiencia energética.

Antecedentes

Actualmente, las principales empresas que diseñan y fabrican los revestimientos son: Metso, Weir Minerals, PolyCorp, Me Elecmetal, Tega Industries, Bradken, entre otros.

Los diseños de dichas empresas han venido cambiando de perfil geométrico en diferentes periodos. Entre los años 1982 y 1997, el enfoque era orientado al mantenimiento (mayor duración, optimiza tiempos de cambio y evitar paradas imprevistas); entre 1998 y el 2006, el diseño fue orientado a la operación-mantenimiento (a partir de este año se empezó a tomar en cuenta al diseño del revestimiento); a partir del 2007 hasta la actualidad, el diseño es enfocado hacia la producción, dándole importancia al conocimiento del efecto que genera el revestimiento a la carga interna.

Pese a los cambios de diseño, los niveles de eficiencia energética han permanecido prácticamente constantes en el tiempo, pero con un aumento en la producción. Esto se debe a los objetivos dentro de la industria minera, los cuales son incrementar la producción y aumentar la disponibilidad de los molinos, mas no mejorar el uso del revestimiento para minimizar el remanente de los liners.

A nivel mundial, se han encontrado diversas investigaciones en torno a los revestimientos de molinos, como se describe a continuación:

- Design and Wear of SAG Mill Shell Liners at Brunswick mine [9].

Esta investigación se centra en el diseño de los revestimientos, estos nuevos diseños de liners fueron respaldados por simulaciones de movimiento de carga del método de elementos discretos, con un enfoque en el desgaste, mas no en la optimización energética o en las condiciones de impacto, como si se hará en la presente tesis.

- Measuring the Efficiency of the Tumbling Mill as a Function of Lifter Configurations and Operating Parameters [10].

En este estudio se utilizó un molino a escala con la facilidad del intercambio de los revestimientos para medir diferentes comportamientos y también se instalaron celdas de carga para la medición de fuerzas internas. Se hizo uso del Software MillTraj el cual predice la trayectoria de la carga comparando las diversas geometrías de los revestimientos.

En la presente tesis se hará uso del software Rocky-DEM que al igual que MillTraj predice la trayectoria de la carga, pero también nos da resultados cuantitativos como las frecuencias y energía de impactos, porcentaje de carga en vuelo, entre otros.

- Simulación y Obtención de Parámetros Óptimos para la Optimización de los Revestimientos del Molino SAG 36 ft x 26.6 ft de la Minera Constancia – Hudbay [11].

Esta tesis utilizó modelos matemáticos para predecir el comportamiento de la carga interna bajo el efecto de los valores operacionales; asimismo, hizo mención del método de elementos discretos para comprender el comportamiento de las partículas internas.

En la presente tesis se hará uso del método de elementos discretos mediante el Software Rocky-DEM, el cual permite conocer la trayectoria de la carga con diversos valores de condiciones operacionales. Se partirá por fijar las condiciones operacionales, variando la geometría de los revestimientos para obtener un perfil óptimo.

Justificación y motivación

En la industria minera, el propósito de la conminución es la liberación de los minerales valiosos a través de la reducción del mineral a una granulometría fina, por lo

que se requiere un suministro considerable de energía (específicamente en las últimas etapas de conminución) [12]. En consecuencia, el costo total del subproceso de molienda se divide en el costo de adquisición de los liners (revestimientos), costo de los medios de molienda y costo del consumo energético [13]. Este último es el mayor porcentaje (alrededor del 58% [14]) de los costos operativos del procesamiento de minerales.

Por lo general, la eficiencia del proceso de molienda se define como la relación de la energía requerida para la generación de una superficie (fragmentación de la partícula) junto con la energía suministrada. De acuerdo con esto, la molienda tiene una eficiencia del 3 a 5%, por ello se puede llegar a pensar que hay un gran margen de mejora [15], debido a que no hay una correcta transferencia de energía. Se infiere que los revestimientos de los molinos son los medios de transferencia de dicha energía, puesto que, el perfil de estos puede mejorar o empeorar la acción de levantamiento [12].

Por este motivo, resulta muy importante la optimización geométrica de los liners y del comportamiento de la carga interna, ya que esto repercute en la disminución o aumento del consumo de medios de molienda, también en la condición de impacto en los liners, vida útil y consumo de energía.

Por otro lado, el desgaste excesivo de un liner ocasiona que el molino tenga una disponibilidad baja durante la operación. Es por ello, el diseño óptimo del liner mejora su vida útil, incrementa la transferencia de energía, aumenta el rendimiento del molino y la rentabilidad de la operación [9].

Objetivo general

Encontrar el diseño óptimo del revestimiento de un molino semi-autógeno, desde el punto de vista de eficiencia energética, mediante el uso de simulaciones de elementos discretos.

Objetivos específicos

- Utilizar la metodología de elementos discretos para analizar el comportamiento interno de la carga (medios de molienda y mineral) de un molino semi-autógeno.
- Realizar un análisis de sensibilidad para conocer la variación de la eficiencia del molino semi-autógeno para las variables de ángulo del lifter y la relación entre el espaciamiento entre los revestimientos y la altura del revestimiento (S/H).

- Seleccionar la geometría óptima para el revestimiento.
- Comparar la geometría óptima seleccionada con el diseño actual para identificar las mejoras en eficiencia, distribución de energía y número de colisiones entre las partículas internas.

CAPÍTULO I

MARCO TEÓRICO

1.1 Procesamiento de minerales

El procesamiento de minerales se enfoca en los procesos de separación y extracción de los minerales valiosos de los minerales sin valor (ganga); es decir, es el proceso por el cual se reducen trozos grandes de rocas a fragmentos pequeños, produciéndose una liberación de los minerales valiosos de la matriz en la cual están alojados. Los procesos por los cuales los minerales liberan la parte valiosa que contienen son: Conminución, concentrado de minerales y separación líquido-sólido [16], como se observa en la **Figura 1.1**.

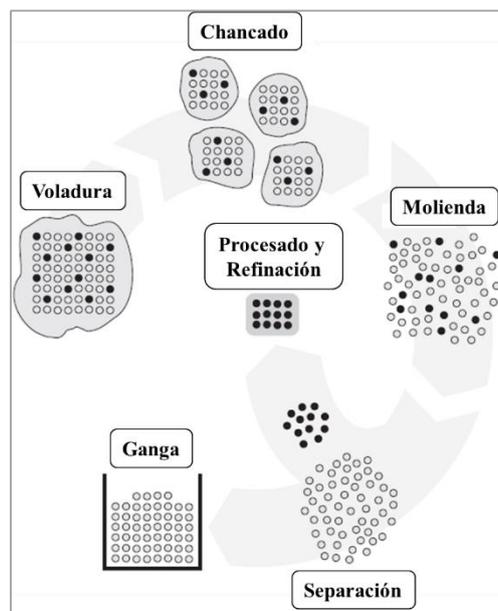


Figura 1.1: Etapas del procesamiento del mineral.

Fuente: Exploring Tumbling Mill Dynamics through Sensor Development [17].

1.2 Conminución

1.2.1 Descripción del proceso

La conminución constituye la operación unitaria donde el tamaño de un mineral se reduce progresivamente hasta alcanzar el grado de liberación óptimo. Esta etapa se da a través de la conversión de energía cinética de una máquina al mineral, donde se someten a esfuerzos por contacto que generan grietas microscópicas y macroscópicas, asimismo,

estos minerales son heterogéneos, por lo que estas fracturas van a tener diversos comportamientos [18].

1.2.2 Etapas de conminución

Con el objetivo de conseguir una granulometría adecuada, es necesario que el mineral pase a través de etapas donde va a reducir su tamaño en ciertos rangos (**Figura 1.2**). Dependiendo del equipo utilizado para esta acción, estas etapas son: Chancado y molienda.

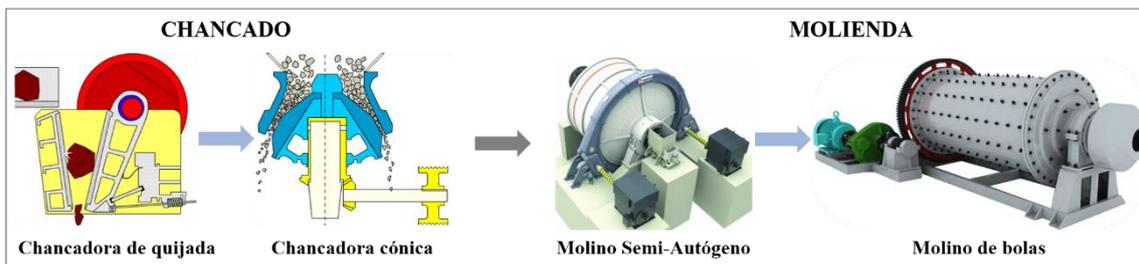


Figura 1.2: Etapa de conminución.
Fuente: Elaboración propia.

La conminución tiene una gran importancia, ya que tiene un impacto grande en los costos de operación por el consumo de energía eléctrica que requiere toda la etapa; sin embargo, esta energía consumida no es transferida eficazmente a la reducción de tamaño en los minerales (al menos en la etapa de molienda), por lo que existe un desbalance entre la energía consumida y la energía requerida para fracturar a los minerales, acto seguido los costos totales del procesamiento de minerales son elevados [19].

1.2.3 Mecanismos de conminución

Para realizar la acción de reducción de tamaño de un mineral se requiere que un equipo aplique suficiente presión sobre el mineral (tal como se observa en la **Figura 1.3**) para superar las propiedades mecánicas de este; es decir, se necesita realizar fracturas que logren separar la composición interna [18].

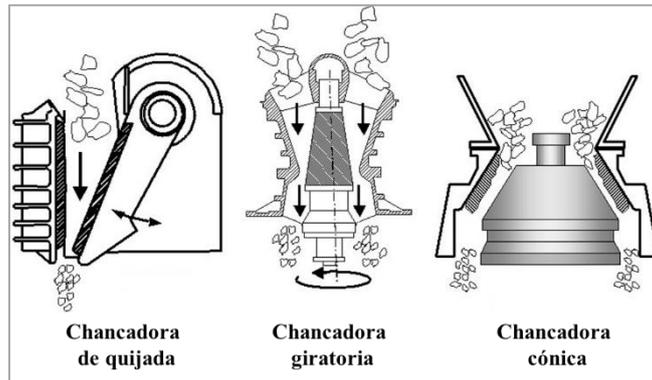


Figura 1.3: Tipos de chancadoras.
Fuente: Mineral Processing Introduction [20].

Por otro lado, se necesita considerar ciertos aspectos acerca de los mecanismos de conminución [18]:

- Los minerales tienen una composición microscópica de estructuras cristalinas y sus tipos de enlace se deben al tipo de configuraciones de sus átomos. Estos enlaces son efectivos solo a distancias cortas y pueden ser rotos mediante la aplicación de esfuerzos como la compresión.
- Para reducir el tamaño de una partícula se necesita menos energía que la calculada, esto se debe a que los minerales presentan grietas o fracturas internas.
- En las zonas donde se concentran los esfuerzos, se generan fallas, que al aumentar conllevan a la fracturación de la partícula.
- Cuando una grieta aumenta de tamaño, la energía almacenada puede convertirse en energía libre superficial (energía potencial de los átomos).

A continuación, se explican cada uno de los mecanismos de conminución: Compresión, impacto, cizallamiento y abrasión.

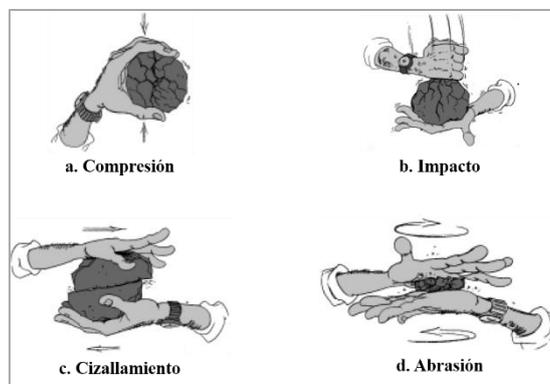


Figura 1.4: Mecanismos de conminución.
Fuente: Conocimientos básicos del procesamiento de minerales [21].

a. Compresión:

La compresión consiste en esfuerzos por contacto que son lentos y necesarios para llegar al límite de fractura, este mecanismo se da mayormente en máquinas de chancado, las cuales tienen una superficie fija y la otra en movimiento como se puede apreciar en la Figura 1.3 (chancadora de quijada, chancadora cónica, chancadora de impacto, etc.); asimismo, las partículas que ingresan a estas máquinas son gruesas, las cuales reducirán su tamaño gradualmente a un mineral preparado para la siguiente etapa (**Figura 1.4 – a**).

b. Impacto:

Este mecanismo consiste en la aplicación de energía a alta velocidad, por lo que el mineral recibe mayor energía de la que requiere para fracturarse. Por ende, el producto de este tipo de mecanismo tiene un rango amplio de tamaños (**Figura 1.4 – b**).

c. Cizallamiento:

Con este mecanismo se aplican esfuerzos en sentidos contrarios que producen cortes al mineral, estos esfuerzos producen gran material de finos (**Figura 1.4 – c**).

d. Abrasión:

La abrasión se produce cuando la energía es insuficiente para aumentar el tamaño a una grieta, obteniendo una fractura localizada sobre la superficie de la partícula (**Figura 1.4 – d**).

1.2.4 Teorías de conminución

Como se ha mencionado en párrafos anteriores, el proceso de conminución es uno de los procesos más importantes dentro de la etapa de extracción y concentración de los minerales, ya que aporta significativamente al costo total de operación de una planta, por lo que es necesario se administre de manera eficiente la energía suministrada. Sin embargo, no todos los equipos utilizados dentro de esta etapa tienen un consumo de energía específica adecuado, por lo que su eficiencia es baja (como se puede apreciar en la Tabla 1.1); este es el caso de los equipos utilizados en molienda que alcanzan una eficiencia alrededor del 3 a 5%.

Equipo	Rango de tamaño [mm]	Eficiencia energética aproximada [%]
Explosivos	∞ - 1000	70
Chancadora giratoria	1000 - 200	80
Chancadora de cono	200 - 20	60
Molino autógeno / semi-autógeno	200 - 2	3
Molino de barras	20 - 5	7
Molino de bolas	5 - 0.2	5
Molino Agitado	0.2 - 0.001	1.5
HPGR	20 - 1	20 - 30

Tabla 1.1: Eficiencia energética de los equipos utilizados en conminución.
Fuente: Principles of Mineral Processing [22].

Los investigadores Rose & Sullivan realizaron un estudio donde demostraron que dentro de la etapa de conminución, la energía suministrada a los equipos (los cuales transfieren la energía a las partículas) supera entre 100 a 1000 veces el consumo teórico de energía requerida para reducir el tamaño del mineral, por lo que se ha logrado determinar y afirmar que la energía mecánica transferida no se emplea de manera eficaz dentro de esta etapa, debido a que se necesita vencer las resistencias nocivas de diversos tipos, tales como [6]:

- Deformaciones elásticas de las partículas antes de romperse.
- Deformaciones plásticas de las partículas, que originan posteriormente fragmentación en estas.
- Fricción entre las partículas.
- Inercia de las piezas de la máquina.
- Deformaciones elásticas de la máquina.
- Producción de ruido, calor y vibraciones.
- Generación de electricidad.
- Roce entre partículas y piezas de la máquina.
- Pérdidas de eficiencia en la transmisión de la energía eléctrica y mecánica.

a. Postulado de Rittinger (1867)

Este postulado es considerado la primera ley de conminución, la cual establece lo siguiente: *“La energía específica consumida en la reducción de tamaño de un sólido es directamente proporcional a la nueva superficie creada”*. Rittinger solo considera la

energía que requiere un mineral para generar su ruptura; sin embargo, los minerales que él consideró son sólidos ideales (homogéneos, isotrópicos y sin fallas) [6].

b. Postulado de Kick (1885)

Esta es la segunda ley de la conminución, en la cual se establece: “*La energía requerida para producir cambios análogos en el tamaño de cuerpos geoméricamente similares es proporcional al volumen de estos cuerpos*”. Esto significa que a iguales cantidades de energía se producirán iguales cambios geométricos en el tamaño de un sólido (considerando que este sólido sea homogéneo, isotrópico y sin fallas), por lo que Kick consideró que esta energía utilizada era solo aquella necesaria para llegar al límite de ruptura del sólido (como se observa en la **Figura 1.5**), sin tomar en cuenta la energía adicional para producir la ruptura de este [6].

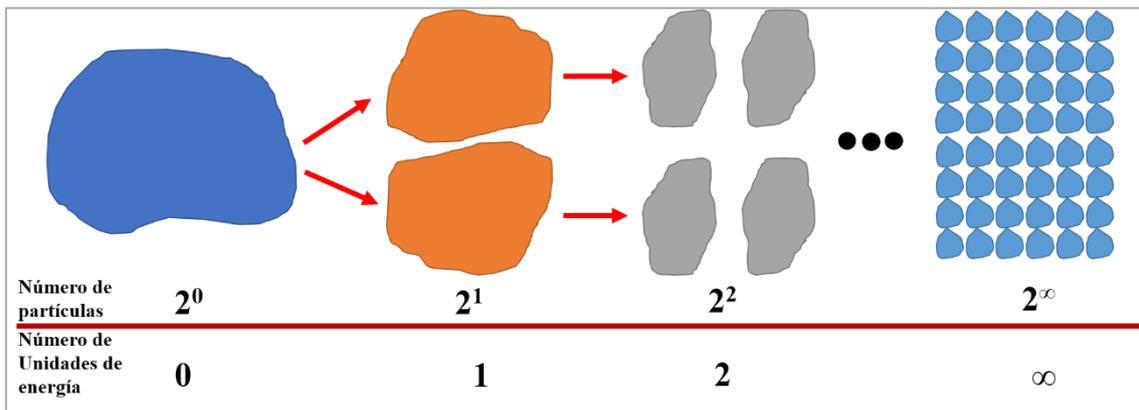


Figura 1.5: Descripción gráfica de la segunda ley de conminución.
Fuente Elaboración Propia.

La **Figura 1.5** se puede describir de la siguiente manera: para fracturar un mineral en dos partes equivalentes/similares necesitamos una unidad de energía, asimismo, para fracturar cada una de estas nuevas superficies en dos (4 partículas en total), se necesitará una unidad más de energía y así sucesivamente.

c. Postulado de Bond (1952)

A comparación de los dos postulados anteriores, que no tienen respaldo experimental, el postulado de Bond satisface a las necesidades que la industria tenía para poder realizar una correcta clasificación los minerales según sus respuestas a la conminución.

Fred Bond postuló lo siguiente: “*La energía consumida para reducir el tamaño al 80% de un material, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del 80% del tamaño; siendo este último igual a la abertura del tamiz (en micrones) que deja pasar el 80% en peso de las partículas*”, la cual se denominó la Tercera Ley de Conminución [6].

Ecuación 1

$$W = W_I * \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

Donde: W = Consumo de energía específica (kWh/tn corta)

W_I = Índice de trabajo del material (kWh/tn corta)

P_{80} = Tamaño del 80% pasante del producto (μm)

F_{80} = Tamaño del 80% pasante de alimentación (μm)

F. Bond basó su Ley en tres principales principios [6]:

- **Primer principio:** Cada una de las partículas ha consumido cierta cantidad de energía para lograr reducir su tamaño, entonces se considera que cada una de las partículas tiene información de la energía consumida.
- **Segundo principio:** El consumo de energía de una partícula está relacionado con la longitud de las nuevas grietas generadas. Asimismo, la longitud de estas grietas es proporcional a la raíz cuadrada de su superficie. Entonces podemos inferir que la energía de cada partícula consumida es proporcional a la diferencia de la raíz cuadrada de la superficie antes y luego de la conminución.
- **Tercer principio:** El esfuerzo de ruptura se determina de acuerdo con la grieta más débil; es decir, la primera que llegue a sus límites. De acuerdo con esto la energía que requiere un mineral para reducir su tamaño está relacionada a la distribución de fallas que tenga.

1.3 Molienda

A pesar de que la etapa de chancado tiene una ratio de reducción alto, no llega a satisfacer al tamaño requerido para los siguientes procesos de procesamiento del mineral, esto se debe a que el tamaño de interés debe ser lo suficientemente fino, para lo cual el

mineral pasa por la etapa de molienda, cuyo objetivo es lograr un tamaño de producto (en micras) que satisfaga a las necesidades de los procesos posteriores.

La molienda es la operación unitaria donde se realiza la liberación del mineral valioso, en la cual se generan esfuerzos de contacto tales como: Impacto, compresión y abrasión [21]. Asimismo, el tamaño final del producto tiene consideraciones técnicas y económicas, ya que en dicha operación existe un mayor consumo de energía para obtener el tamaño de partícula requerido y a su vez tener un mejor proceso de recuperación de la parte valiosa.

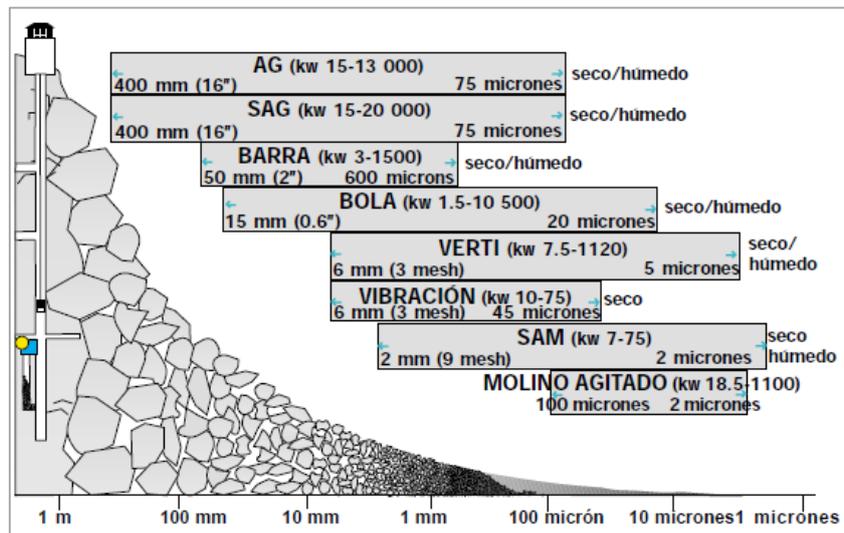


Figura 1.6: Ratios de reducción en molienda.

Fuente: Conocimientos básicos en el procesamiento de minerales [21].

En la **Figura 1.6** podemos observar los diferentes ratios de reducción que los equipos de molienda realizan (los cuales cumplen con subetapas como molienda primaria, molienda secundaria, molienda terciaria y molienda ultrafina). La figura también brinda información acerca de cuánta energía consume cada equipo aproximadamente, observando que mientras una partícula se encuentra más tiempo dentro de estos equipos, la energía que se consume es mayor como sucede con los molinos autógenos, semi-autógenos y de bolas.

	Molienda Fina			Molienda Ultrafina
	Molienda Primaria	Molienda Secundaria	Molienda Terciaria	
Molino Semi-Autógeno (SAG)				
Molino Autógeno (AG)				
Molino de Barras				
Molino de Bolas				
Vertimill				
Stirred Media Detritors (SMD)				

Tabla 1.2: Equipos utilizados en la etapa de molienda.
Fuente: Elaboración Propia.

1.4 Molino semi autógeno

Como fue mencionado anteriormente, la etapa de molienda nos permite reducir el tamaño del mineral hasta obtener una granulometría fina; asimismo, en esta etapa existen equipos como los que se pueden apreciar en la **Tabla 1.2**. En el presente trabajo, nos enfocaremos en el molino semi-autógeno (molino SAG).

1.4.1 Definición

Este equipo genera la reducción de tamaño a partir de sus medios moledores; es decir, la energía transferida a la carga mediante el revestimiento va a generar la fractura del mineral por medio del impacto y abrasión entre la carga y los medios de molienda (bolas de acero; mineral y revestimientos), hasta que el tamaño del mineral sea el adecuado, de tal manera que este pase por la parrilla de descarga (como se aprecia en la **Figura 1.7**).

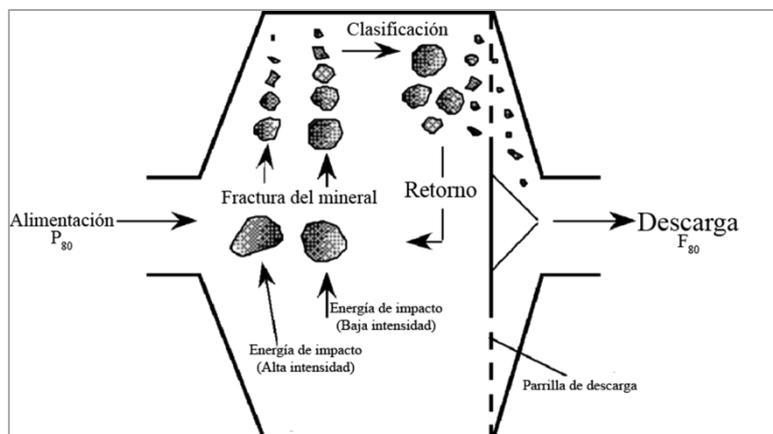


Figura 1.7: Concepto de un molino semi-autógeno.

Fuente: Increasing Profitability through Integration of Blasting and Comminution Effort [23].

Los molinos SAG comúnmente tienen una relación de dimensiones de diámetro/longitud de 2, con dicha relación estos molinos generan la molienda de minerales por medio del levantamiento de la carga, de un tamaño máximo de mineral de 200 mm (8.0 in) y de bolas de acero hasta de 150 mm (6.0 in) de diámetro.

Esta acción genera un movimiento de cascada o de riñón generando que la carga impacte sobre sí misma o sobre el revestimiento, para lo cual el producto debe ser fino para que pase por la parrilla de descarga de alrededor de 12 mm (0,5 in) y alimentar al siguiente proceso, como por ejemplo a un molino de bolas [24].

Esta parrilla tiene como función la clasificación del tamaño del mineral procesado, esto quiere decir, que no existe carga circulante, lo cual genera que el mineral se mantenga dentro del molino hasta que alcance un tamaño ideal para el siguiente proceso.

Según Will y Napier-Munn los molinos SAG son los preferidos en la actualidad, ya que cuentan con una tecnología adecuada para operaciones donde se requiere fragmentar los minerales duros que salen de la etapa de chancado [24]. En los últimos años, la tendencia de fabricación de estos equipos ha aumentado hasta un diámetro mayor de 10.4 m (34 pies) hasta 12.2 m (40 pies), con un consumo de potencia de 20 hasta 22 MW.

1.4.2 Características del molino semi-autógeno

- **Tamaño de alimentación:** Aproximadamente el tamaño del mineral de alimentación que ingresa (F_{80}) a este molino es de 250 a 300 mm. Esta alimentación depende del proceso anterior, ya que el tamaño de producto (P_{80}) es determinado en la etapa de chancado (donde se utiliza equipos como chancadoras cónicas o HPGR para poder llegar a este tamaño).
- **Porcentaje (%) de velocidad crítica:** Se define como la velocidad de rotación mínima en la cual la carga no se adhiere a los revestimientos debido a la fuerza centrífuga. Este porcentaje depende del tipo de molino y de los valores operacionales, pero teóricamente está en el rango de 70 a 80% de la velocidad de rotación [25].
- **Volumen de carga:** A diferencia de un molino de bolas, que aproximadamente puede llenar hasta un 40 a 50% de su volumen total, el molino SAG solo puede ser alimentado (por medios de molienda, mineral y agua) hasta en un 25 a 30% de

su volumen, debido a que este molino realiza la acción de levantamiento del mineral para que impacte consigo mismo [25].

El porcentaje de los medios de molienda debe estar entre 12 y 19%, si estos se sobrepasan, los medios de molienda no realizan una correcta condición de impacto contra el mineral, debido a que, a mayor número de bolas, menos interacciones existen entre bola y mineral y aumentan las colisiones entre bola y bola.

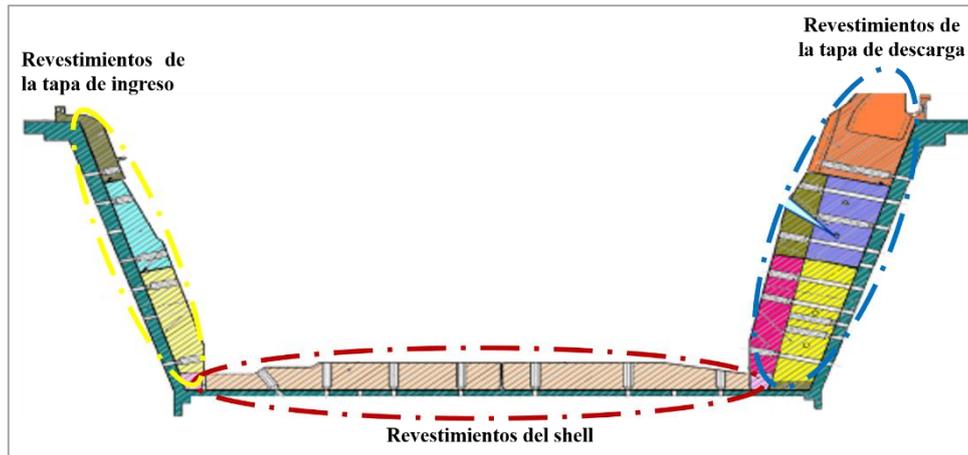


Figura 1.8: Estructura interna de un molino semi-autógeno.
Fuente: Antamina 10 años de operación [26].

La estructura interna del molino SAG desde el punto de vista de los revestimientos, cuenta con tres partes (**Figura 1.8**), las cuales son: Los revestimientos de la tapa de ingreso, lugar por donde ingresa el mineral del proceso anterior; los revestimientos del shell (cilindro), donde el mineral empezará a reducir su tamaño y donde se generará el movimiento en forma de riñón (la presente tesis se enfocará en esta sección del molino); y por último los revestimientos de la tapa de descarga, en donde el mineral va saliendo del molino una vez que haya pasado por la parrilla de descarga, dirigiéndose al siguiente proceso.

1.4.3 Eficiencia energética del molino SAG

La etapa de reducción de tamaño es un proceso en el cual la energía cinética de traslación se transfiere a través del impacto a la carga por medio de colisiones entre las partículas, esta energía también se disipa en forma de calor, ruido y movimiento (vibración). Por lo tanto, si el mineral es impactado con suficiente fuerza mediante varios impactos, este llegará a su límite elástico y a su vez se formarán grietas con lo que el

mineral llegará a fracturarse. Durante y después del impacto la energía inicial se puede considerar como [27]:

- a. Energía cinética de traslación, tanto en el cuerpo impactado como en el cuerpo impactante.
- b. Energía cinética de vibración de los componentes del cuerpo impactado.
- c. Energía potencial almacenada como energía de deformación o por amortiguamiento del movimiento ondulatorio.
- d. Nueva energía superficial del material fracturado o quebrado.

Charles y Bruyn demostraron que la transferencia de energía de deformación en el cuerpo impactado depende del tiempo de contacto entre la roca y el medio de molienda (bolas de acero). Cuanto mayor es el tiempo de contacto entre estos dos, menor es el porcentaje de energía aplicada, que permanece en la roca como deformación. Entonces los revestimientos son los medios de transferencia de esta energía mecánica-cinética a los medios de molienda y mineral.

Al mejorar las condiciones de impacto de la carga interna, se genera un eficiente consumo de energía; es decir, al aumentar el número de impactos entre el medio de molienda y mineral se optimiza la eficiencia energética y a su vez se reducen las pérdidas energéticas. Para lograr que el comportamiento de la carga interna del molino sea adecuado podemos realizar modificaciones a sus condiciones operativas tales como el diámetro de los medios de molienda, tamaño de la partícula de alimentación, velocidad de rotación del molino, carga total del molino, arreglo del lifter, número de revestimientos, etc.

La mayoría de las colisiones de partículas dentro de un molino SAG no generan la fragmentación de estas partículas, la mayoría de estos impactos son de baja intensidad y lo más probable es que causen abrasión. La distribución de energía para un rango de tamaño de partículas pequeñas recibe más impactos que las partículas más grandes, ya que estas están sujetas a energía de alta intensidad [28].

La energía que se requiere para realizar el levantamiento de la carga se puede calcular a partir de la velocidad de elevación y la altura de elevación de la carga. Esta energía es menor a la potencia instalada del molino, debido a que la mayor parte de esta potencia se utiliza para mover la carga interna; por otro lado, esta acción de elevación o

levantamiento varía con respecto a la vida del revestimiento, del llenado total del molino y de la velocidad de rotación.

Un estudio realizado por Arthur F. Taggart, quien desarrolló pruebas de laboratorio con un molino de bolas variando el porcentaje de llenado (**Figura 1.9**) y el porcentaje de velocidad crítica (**Figura 1.10**), llegó a la conclusión que estos factores tenían un impacto en el consumo de potencia, tal como se puede observar en las siguientes figuras [29].

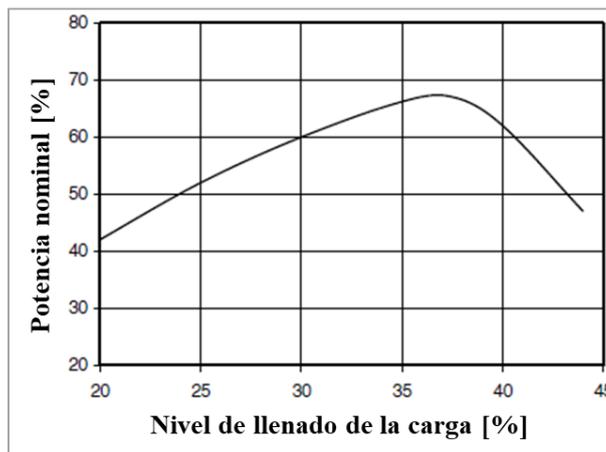


Figura 1.9: Curva potencia VS % de volumen de carga.
Fuente: Mineral Processing Design and Operations [16].

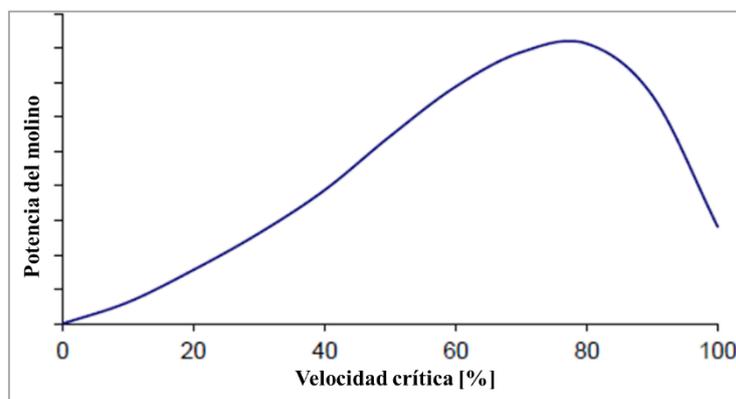


Figura 1.10: Curva potencia VS % de velocidad crítica.
Fuente: The Selection Design and Application of Mill Liners for Large Wet Grinding Mills [30].

Rose y Sullivan demostraron que la creación de una nueva superficie y el consumo de potencia están directamente correlacionados; por otro lado, la variación del ángulo de los lifters cambia la curva de potencia vs velocidad (**Figura 1.10**), obteniendo un consumo variable de acuerdo con el ángulo. Debido a esta variación, se ha encontrado una estrecha relación entre el torque máximo aplicado al molino y la máxima frecuencia de impactos (energía de alta intensidad) [31].

1.5 Revestimientos de un molino semi-autógeno

El desarrollo de revestimiento para los molinos se basa principalmente en la experiencia de las operaciones pasadas dentro de la industria minera, actualmente estos diseños están respaldados por modelos computarizados de movimiento de la carga y buenas prácticas de diseño establecidas.

El diseño de un revestimiento tiene gran impacto sobre el rendimiento de un molino SAG, ya que debe satisfacer ciertos aspectos como es el caso de la capacidad volumétrica de la carga, evitar el impacto de la carga sobre estos, la correcta descarga de la pulpa, entre otros. A partir de esto, la acción de molienda reduce el tamaño del mineral hasta una granulometría fina que permita pasar la parrilla de descarga (Figura 1.7) [24].

En los últimos años, los revestimientos han sido diseñados para tener elevadores (lifters) de gran espaciado, con ángulos de levantamiento adecuados, por lo que se generó una relación entre la altura de estos lifters y el espacio entre cada revestimiento. A partir de la experiencia, el margen de esta relación debería estar entre los 2.5:1 a 5:1 (Figura 1.11) [32] (según Meaders y Macpherson el ratio de diseño aceptable es 4:1 [31]). Por otro lado, los lifters que cuenten con un ángulo óptimo tendrán menos problemas con el empaquetamiento (adherencia de la carga a los revestimientos) y disminuyen el daño entre la bola y el revestimiento.

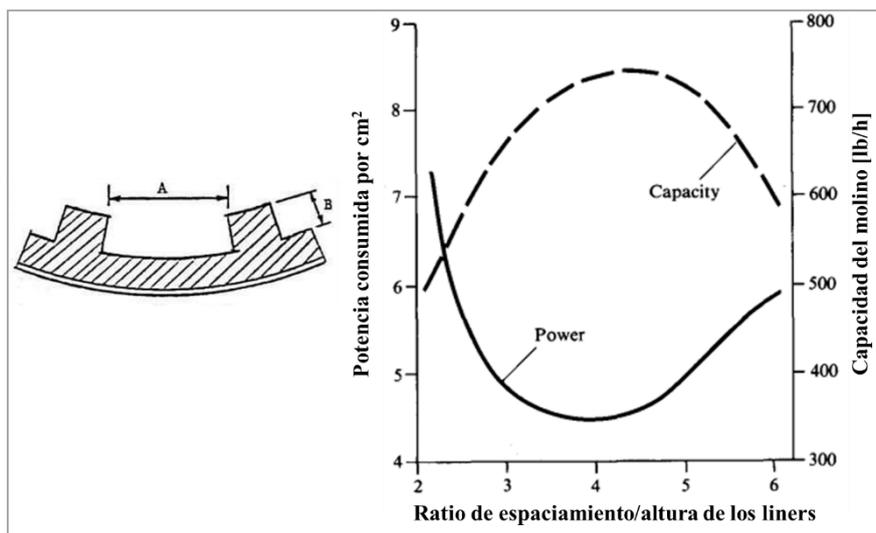


Figura 1.11: Ratio de espaciado [A] / altura [B] del revestimiento
Fuente Meaders and Macpherson.

Asimismo, el movimiento de la carga y el consumo de potencia están directamente relacionados con el tipo y la configuración de los revestimientos para una determinada

velocidad y llenado de la carga. En años recientes se ha usado una combinación de lifter y espaciamiento entre revestimientos más ancha, para obtener beneficios como la reducción del impacto de los medios de molienda en los revestimientos (aumentado la vida útil de ambos) y mejorando el rendimiento del molino. Gran parte este resultado fue gracias a simulaciones que permitieron visualizar el comportamiento de la carga bajo ciertas condiciones operacionales [33].

1.5.1 Aspectos de diseño y funcionamiento

Algunos aspectos importantes que considerar para el correcto funcionamiento de los revestimientos son [34]:

- Proporcionar una correcta transferencia de energía a la carga del molino a través del cilindro (shell).
- Proveer una trayectoria de la carga ideal, para maximizar la velocidad de impacto para una mejor molienda, optimizando la eficiencia del molino.
- Proteger o evitar daños en el shell, revestimientos y bolas de acero.
- Mejorar la eficiencia del proceso de molienda, para obtener un bajo costo por tonelada procesada.
- Maximizar la vida del revestimiento a través de las variables geométricas de los lifters.
- Maximizar la altura de caída de los medios para maximizar la molienda a través de impacto.

1.5.2 Tipos de forros

1. **Metálicos:** Tienen un mejor comportamiento cuando la molienda se realiza por impacto (**Figura 1.12**). Algunos de los materiales que se usan son [30]:
 - Decolloy: Básicamente tiene un alto contenido de carbono y cromo-níquel con hierro, lo cual le da una consistencia dura.
 - Acero al manganeso austenítico (AMS): Tiene la capacidad de endurecer bajo esfuerzo, por lo que al momento de realizar una parada de mantenimiento será difícil de removerlo, con lo que el tiempo de mantenimiento aumentará.
 - Acero al cromo molibdeno con bajo contenido de carbono: Cuenta con resistencia al impacto y excelente comportamiento al desgaste, así como una dureza de 300 a 700 BHN (**Figura 1.12**).

- Acero al cromo molibdeno con alto contenido de carbono: El cromo brinda resistencia a la corrosión y oxidación, tiene una dureza de 325 a 380 BHN.
- Hierro nihard: Cuenta con una matriz de martensita con una aleación de níquel lo que suprime la transformación de austenita a perlita. Tiene resistencia a la abrasión, esto se debe a su alto contenido de carbono, por lo que su tenacidad disminuye.
- Hierro alto en cromo: Tiene un comportamiento contra la abrasión excelente, es una de las mejores combinaciones, ya que cuenta con una buena tenacidad y resistencia a la abrasión.
- Hierro blanco al cromo molibdeno: Cuenta con una buena resistencia a la abrasión.

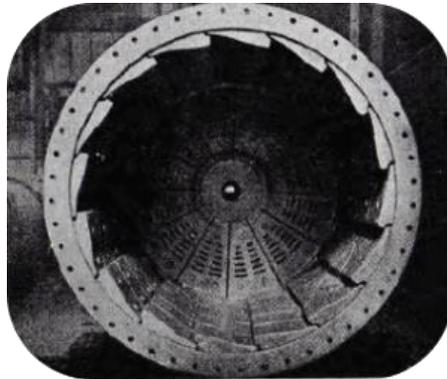


Figura 1.12: Revestimientos metálicos:
Fuente: 911 Metallurgist.

2. **Caucho:** Comúnmente usado para una vida larga en molinos de bolas y molinos semi-autógenos pequeños. Su uso se da cuando la molienda se realiza por abrasión (**Figura 1.13**). Asimismo, son fáciles de reemplazar y reducen el ruido [30].



Figura 1.13: Revestimiento de caucho.
Fuente: Tega Industries [35].

3. **Magnéticos:** Imanes incrustados sobre superficies de caucho (sin la necesidad de pernos de anclaje), los cuales garantizan que el revestimiento atraiga magnéticamente a los minerales (**Figura 1.14**). Proveen un tiempo de vida largo

sin algún inconveniente en la operación; sin embargo, su costo es elevado, por lo que solo se utilizan donde se requiere evitar el desgaste [36].

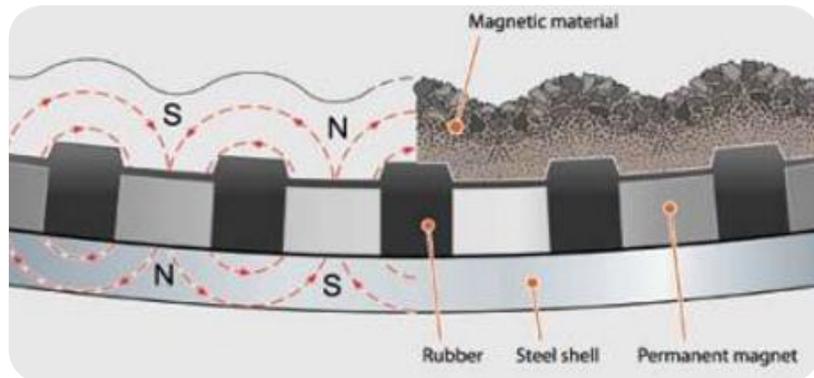


Figura 1.14: Revestimiento magnético.

Fuente: The Selection, Design and Application of Mill Liners for Large Wet Grinding Mills.

4. **Composites [Metal/Caucho]:** Combinación entre un revestimiento metálico convencional junto con un revestimiento de caucho (**Figura 1.15**), que permite tener aleaciones más resistentes y amortiguadoras.



Figura 1.15: Revestimientos de Poly-Met.

Fuente: Imagen propia.

1.5.3 Variables de diseño

La correcta interacción entre los revestimientos y la carga es crítica para un buen rendimiento del molino. El diseño de estos se basa, principalmente en la experiencia operativa, por lo que a partir de esto se puede generar varias combinaciones de alturas, espaciados y ángulos de elevación, por eso al realizar estas modificaciones en la geometría del revestimiento (**Figura 1.16**), el comportamiento de la carga tendrá variaciones. [24]

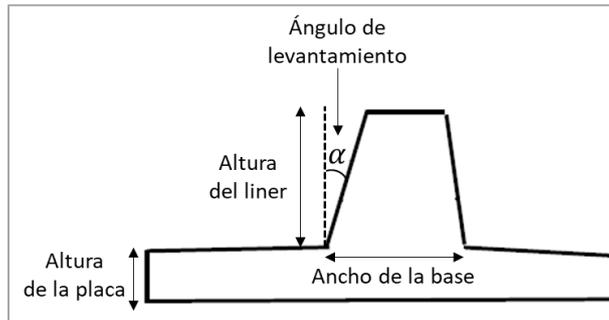


Figura 1.16: Parte de un revestimiento.

Fuente: The Selection and Design of Mill Liner – Using rock/ball trajectory analysis to assist in liner selection [34].

- **Ángulo del lifter:** Es importante elegir ángulos de ataque o levantamiento apropiados para evitar que el revestimiento sufra fallas prematuras o el desgaste sea elevado; en consecuencia, se debe lograr extraer la potencia adecuada y al mismo tiempo minimizar el daño sobre los revestimientos. El ángulo del lifter usualmente se encuentra en el rango de 22 a 35°, esto depende de las condiciones operativas del molino [34].
- **Altura del lifter:** La altura del revestimiento está directamente relacionada con la vida de este, es decir, si el lifter cuenta con un mayor volumen (aumento de la altura), este revestimiento cuenta con una vida útil prolongada en comparación con un volumen del lifter reducido (altura reducida), por ende, el desgaste generará que la vida de este revestimiento sea menor.

En la **Figura 1.17** se presentan tres casos en las cuales hay diferentes alturas. Se observa, en el primer y tercer caso se presentan alturas inadecuadas, ya que en el primero se podría generar empaquetamiento y un movimiento limitado de la carga y en el último, la altura es muy reducida, favoreciendo que la carga se deslice sobre el revestimiento, lo cual generaría un desgaste elevado. Por otro lado, el segundo caso es adecuado, ya que tiene la suficiente altura para generar la acción de levantamiento (evitando el empaquetamiento y el deslizamiento) y lograr transmitir de manera adecuada la energía a la carga [34].

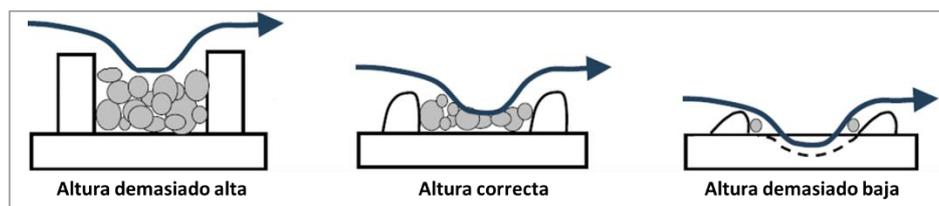


Figura 1.17: Comportamiento de la carga con diferentes alturas.

Fuente: The Selection and Design of Mill Liner – Using rock/ball trajectory analysis to assist in liner selection [34].

Existen dos diferentes configuraciones o perfiles de altura que se utilizan en los molinos semi-autógenos, los cuales son: Perfil High-High y perfil High-Low. El primero se relaciona directamente con el ratio de espaciamento y altura del revestimiento (spacing to height ratio (S/H)), este tipo de perfil nos permite tener una adecuada geometría para evitar el empaquetamiento de la carga y a su vez permite que el desgaste tenga un comportamiento adecuado; sin embargo, es demasiado dependiente de la velocidad de rotación del molino. Por otro lado, el segundo perfil se utiliza cuando el ratio S/H no satisface a las condiciones operacionales del molino, debido a esto se opta por un perfil Alto – Bajo [*High-Low*] para una mayor protección del shell y de los propios revestimientos, ya que lo protege de los posibles deslizamientos y del desgaste elevado [34].

- **Espaciamento entre revestimientos:** Esta variable es la que define cuántos revestimientos van a haber en una sección. Teóricamente, este número sería igual al doble del número del diámetro (dimensión en pies) del molino [24]. Este factor también determina el aumento o la disminución del volumen de la carga. Un espacio demasiado amplio puede provocar un deslizamiento indeseado en la carga, lo que se puede contrarrestar con el aumento de carga, lo cual llevaría a un desgaste mayor; por otro lado, si el espacio entre lifters es demasiado, el ángulo de estos debería ser más agresivo para evitar el impacto de las bolas entre sí o que haya un impacto entre bola y revestimiento.

Un incorrecto diseño de revestimiento genera problemas tales como: elevado ruido, empaquetamiento de la carga, pérdida o rompimiento de los pernos, excesivo desgaste, peso excesivo de impurezas (desgaste del revestimiento o de las bolas), entre otros [30]. Asimismo, la carga se proyectaría sobre los revestimientos (no es deseable que ocurra esto) y no sobre el pie de carga (trayectoria ideal), como consecuencia de esto, los medios de molienda serían más propensos a fracturarse y desgastarse más rápido, habría pérdida de energía y la eficiencia de molienda disminuiría [13].

1.5.4 Perfiles geométricos

Por muchos años el diseño y la fabricación de los perfiles de los revestimientos se ha generado a partir de la experiencia. Muchos de estos diseños cuentan con un ángulo del lifter en un rango de 22° a 35° , para lograr un correcto impacto [24].

Los perfiles de estos revestimientos varían de acuerdo con los valores operacionales con los que el molino vaya a trabajar. A continuación, en la **Figura 1.18** se presentan algunos de los perfiles que se ha llegado a utilizar.

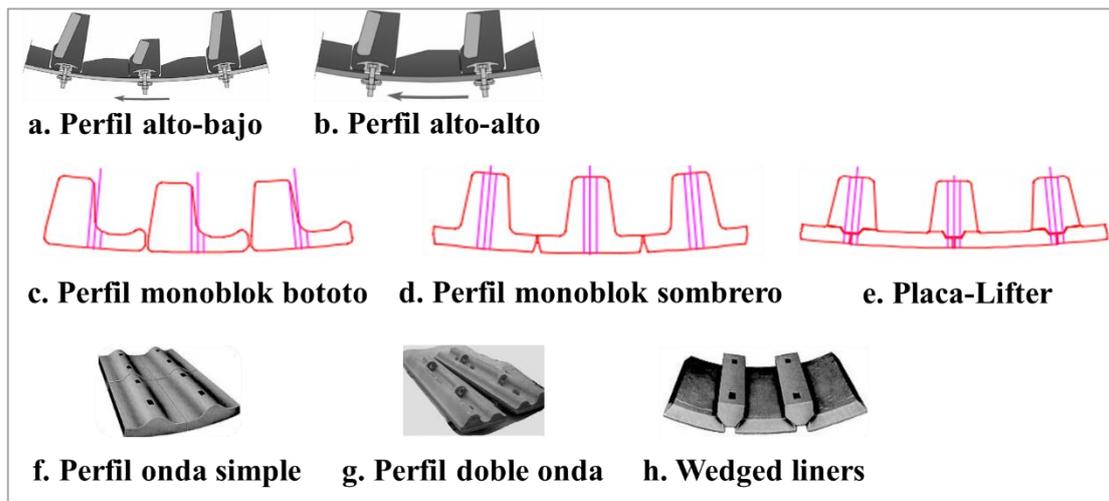


Figura 1.18: Perfiles geométricos de los revestimientos.

Fuente: (a y b) The Selection and Design of Mill Liners [36] – (c, d y e) El diseño de revestimientos: Evolución conceptual desde la mantención a la operación y la producción – Remevol 2008 [37] – (f, g y h) 911 Metallurgist [32].

1.6 Trayectoria de la carga

El recorrido generado dentro del molino es una característica distintiva, donde la carga (medios de molienda y mineral), es la que realiza este movimiento en forma de riñón; es decir, mientras se le está suministrando energía mecánica al molino, este va transfiriendo esta energía por medio de los revestimientos para que estos puedan elevar a la carga y dependiendo del porcentaje de la velocidad de rotación esta carga va a tener un comportamiento en donde la carga puede llegar a impactar en los liner o sobre sí misma.

El movimiento de los medios de la carga y la distribución de energía tienen una profunda influencia en la molienda de partículas. La carga dinámica se caracteriza a través de su perfil, es decir, cuando el molino transfiere la energía a través de los revestimientos.

La carga interna puede asumir dos tipos de movimiento como es el caso de la cascada o catarata. La operación dentro de la planta de procesamiento de minerales

depende en gran medida del tipo de movimiento que la carga tenga, ya que esta está sujeta a condiciones operacionales [33].

1.6.1 Tipos de comportamiento de carga

El movimiento de la carga se produce debido a la rotación del molino y por acción de los revestimientos. Los medios de molienda son elevados a lo largo del lado ascendente del molino, hasta una posición de equilibrio.

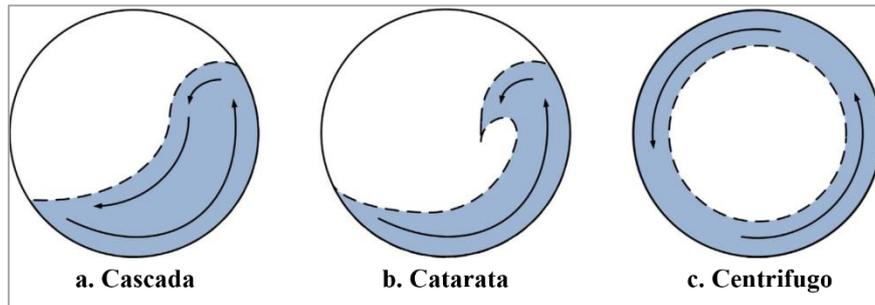


Figura 1.19: Comportamiento de la carga en movimiento.

Fuente: The shape and behavior of granular bed in a rotating drum using Eulerian flow fields obtained from PEPT [38].

En la **Figura 1.19** podemos observar tres diferentes comportamientos de la carga, el primero de ellos es el movimiento de cascada, esto se da cuando la velocidad de rotación es baja como cuando los medios de molienda bajan rodando por la superficie de la carga; el segundo es el movimiento de catarata, esto se da cuando la rotación del molino es la suficiente para que los revestimientos actúen como rampas para la carga, generando un movimiento parabólico el cual ayuda a fracturar al mineral que va a impactar sobre la carga; y por último el movimiento centrífugo, esto se da cuando la velocidad de rotación es igual al 100% de la velocidad crítica y genera un movimiento donde la carga tiende a adherirse a los revestimientos por medio de la fuerza centrífuga.

1.6.2 Descripción de la trayectoria

Existen diferentes trayectorias de la carga interna del molino, las cuales son (ver **Figura 1.20**):

- Cabeza [*Head*]: Punto más alto de la trayectoria de la carga (medios de molienda + mineral).
- Zona de despegue [*Departure shoulder*]: Punto donde la carga inicia la trayectoria de caída libre.

- Centro de circulación [*Centre of circulation*]: Eje sobre el cual circula la carga dentro del molino.
- Superficie de equilibrio [*Equilibrium surface*]: Superficie donde se puede diferenciar la carga ascendente de la descendente.
- Pie de carga [*Bulk toe*]: Zona de intersección del movimiento de la carga con la carcasa del molino.
- Zona de impacto [*Impact toe*]: Punto más alto en el que el material que se encuentra en caída libre impacta sobre el shell o la carga.
- Ángulo de reposo [*Angle of repose*]: Ángulo que se genera a partir de la cascada.

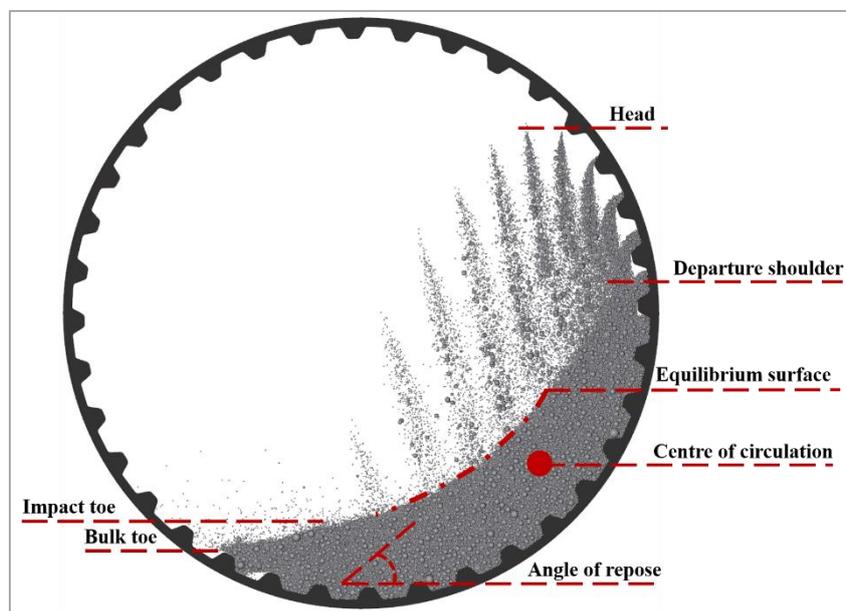


Figura 1.20: Comportamiento de la carga dentro de un molino SAG.
Fuente: Elaboración Propia.

1.6.3 Parámetros que afectan al comportamiento de la carga y la eficiencia energética del molino

Los parámetros que afectan al comportamiento de la carga y la eficiencia del molino SAG se detallan a continuación:

- Velocidad de rotación:
 - Baja: Los medios de molienda tienden a rodar lentamente, produciendo un efecto cascada, por ende, solo existe abrasión. Asimismo, a esta velocidad se produce desgaste en el shell y se generan gran cantidad de finos.
 - Moderada: Los medios molidores tienen una trayectoria parabólica, por lo que se genera un efecto de catarata, por ende, el medio de fractura es por

impacto. Con esta velocidad se producen más partículas gruesas y existe un menor desgaste en el shell.

- Alta (Velocidad crítica): La carga (minerales + medios de molienda) tienden a pegarse (como se observa en la **Figura 1.21**), ya que se alcanza la velocidad centrifuga con lo que se tiene un efecto de centrifugado. Existen mecanismos de abrasión y compresión.

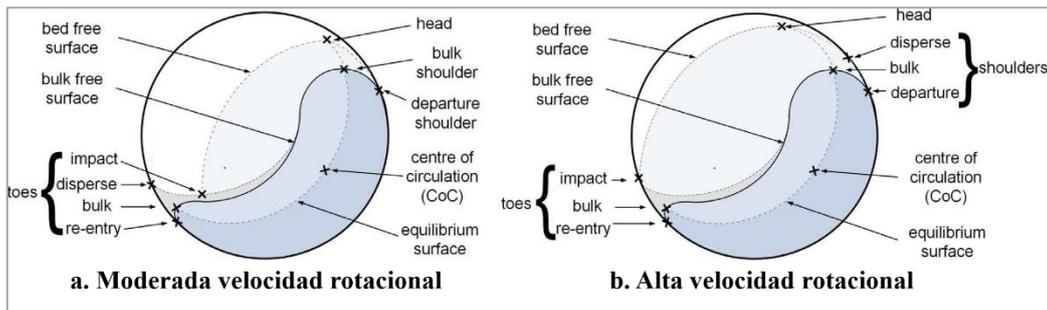


Figura 1.21: Comparaciones entre velocidades de rotación.

Fuente: The shape and behavior of granular bed in a rotating drum using Eulerian flow fields obtained from PEPT [38].

- o Porcentaje de llenado [J_c]: Los molinos SAG cuentan con niveles altos de bolas de acero y bajos niveles de carga mineral (**Figura 1.22**), para poder maximizar las interacciones entre bolas-mineral. Operar a bajos niveles de carga puede afectar a los revestimientos, ya que las bolas y el mineral podrían impactar sobre este [24].

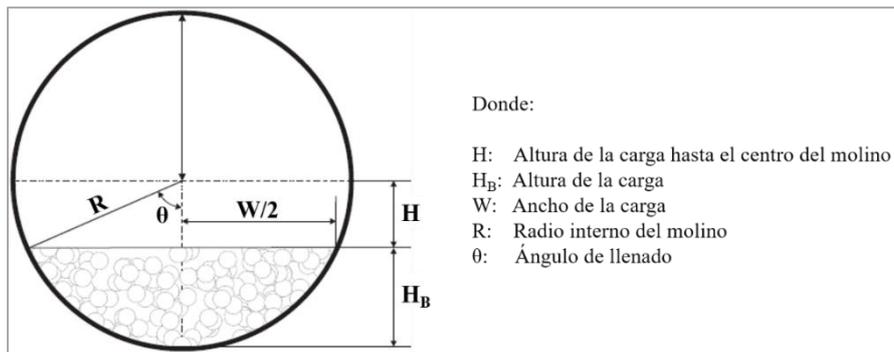


Figura 1.22: Porcentaje de llenado dentro de un molino.

Fuente: Mineral Processing Design and Operations [16].

La selección de medios de molienda adecuados puede mejorar el rendimiento del molino y reducir los costos operativos. La resistencia al desgaste depende de la selección del material de fabricación, la selección del tamaño (depende de la dureza de los minerales) y forma son aspectos que influyen en la eficiencia del molino, mientras más grande sea el medio de molienda el molino requerirá más

energía para poder moverlo, por lo contrario, al utilizar medios grandes favorece al producir energía cinética tan grande que es efectiva con rocas más duras.

- Geometría del revestimiento: Al variar el ángulo del lifter o la altura del liner, tendremos como resultado modificaciones en las trayectorias del comportamiento de la carga, lo cual influye en el consumo de potencia y la capacidad de molienda. Asimismo, como ya se mencionó este perfil realiza la acción de levantamiento de la carga hasta cierta altura (dependiendo de la velocidad de rotación y el ángulo del lifter) genera un impacto sobre la carga o por el contrario sobre los revestimientos [10].

1.6.4 Descripción del espectro de energía

La distribución del tamaño del mineral está determinada por las características de este y la energía dentro del molino. Dicha energía se transfiere a las partículas por medio de colisiones. De acuerdo con esto, se infiere que no todas las energías que generan impacto causan rotura de la partícula, debido a que cierto porcentaje de esta energía (impactos de baja intensidad) se pierde al superar la fricción entre partículas. Por ende, el análisis del espectro de energía permitirá una correcta selección de las condiciones operacionales óptimas para un grado de liberación del producto deseado [39].

El método de elementos discretos proporciona el entorno de colisión en cada zona de molienda, como se observa en la **Figura 1.23**. Este análisis permite la comprensión cualitativa de la influencia de las condiciones operacionales y del perfil del revestimiento y la cuantificación de la distribución de energía en las diferentes zonas del molino. El espectro de energía calculado por un software que utiliza DEM indica que la mayoría de los impactos de las partículas ocurren a muy baja energía, de hecho, este nivel de energía es muy inferior al requerido para que el mineral se fracture [28].

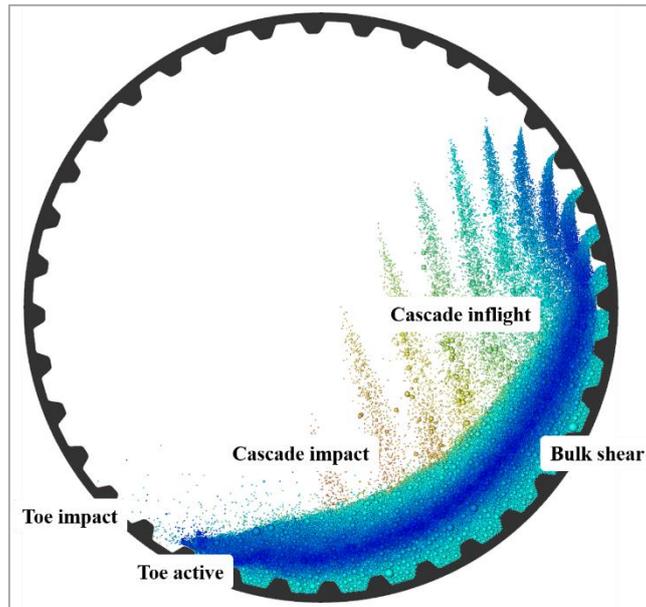


Figura 1.23: Energy spectra de las diferentes zonas del molino.
Fuente: The selection and Design of Mill Liners - Energy transmission [40].

Como se observa en la **Figura 1.23** existen diferentes zonas de energía dentro del molino las cuales son [40]:

- Zero work zone: En esta zona la carga no realiza ningún tipo de mecanismo de reducción del mineral, ya que se encuentra en caída libre (*Cascade inflight*).
- Minimal work zone (*Low Energy - Abrasion*): La carga que se va elevando hacia el punto de despegue (*departure shoulder*) tiene baja actividad, es decir, en esta zona donde se encuentra el punto donde la cascada va a impactar (*cascade impact*) y zona donde la carga está en caída libre (*cascade inflight*), los minerales tienen una baja acción de abrasión.
- High work zone: En esta zona se produce la mayor reducción de tamaño de los minerales a través de la abrasión y compresión (*Bulk Shear*).
- Maximum work zone (*High Energy – Impact*): Se da en el pie de carga (*toe active* y *toe impact*) en donde existe mecanismos de abrasión, impacto y compresión
- Maximum impact zone: En el pie de carga (*Toe impact* y *Toe active*) existe solo impacto, por lo que la reducción del tamaño de la partícula está condicionada a la energía de impacto que el medio de molienda genere a través de la velocidad y altura que haya alcanzado cuando fue elevado por el revestimiento.

1.7 Método de elementos discretos (DEM)

El método de elementos discretos (DEM), también es conocido con el nombre de método de elemento distintivo, es un modelo numérico capaz de describir el comportamiento mecánico de las partículas y de modelar las colisiones de estas partículas entre sí o entre las partículas y la superficie limítrofe. Este modelo se basa en el uso de un esquema numérico explícito en el cual se monitoriza las interacciones y el movimiento generado por las partículas [41].

El método DEM ha sido aceptado como un método efectivo para abordar problemas de ingeniería en materiales granulares y discontinuos, especialmente en flujos granulares, mecánica de polvos, conminución, entre otros. La codificación utilizada para este método resuelve ecuaciones de movimiento de la segunda Ley de Newton a fin de resolver el comportamiento de las partículas y utiliza la ley de Fuerza-Desplazamiento para resolver las fuerzas de contacto entre partículas. Estas fuerzas están integradas explícitamente con el tiempo, ya que a partir de esta integración se puede obtener una predicción o una respuesta con respecto al tiempo del comportamiento de las partículas simuladas [42] [43].

Los molinos son equipos importantes para el procesamiento de minerales, por lo que a través de este método podemos estudiar y modelar el comportamiento y las interacciones de un conjunto de partículas junto con la interacción de los revestimientos, debido a que es una técnica que nos permite obtener conocimiento de ciertos factores que influyen en el movimiento de la carga (trayectoria de las partículas de manera individual), potencia del molino, energía y fuerzas que las partículas experimentan, las cuales son variables importantes para poder medir el rendimiento del molino. Por ende, DEM nos permite diseñar los revestimientos a través del comportamiento de la carga interna [44].

1.7.1 Descripción del método DEM

El algoritmo que DEM utiliza tiene tres etapas principales [45]:

- Se realiza una búsqueda periódica para generar una lista de interacciones entre las partículas y partículas-superficie que experimentan colisiones en un plazo determinado.

- Las fuerzas en cada colisión se evalúan con respecto a una referencia local, usando el modelo de interacción resorte-amortiguador y luego se transforman en el marco de referencia de la simulación.
- Todas las fuerzas que se generan en las partículas y objetos limítrofes se suman y las ecuaciones de movimiento resultantes se integran con respecto al tiempo, dichas integraciones del tiempo se obtienen a partir de un esquema predictor-corrector de segundo orden y por lo general se utilizan entre 15 a 25 pasos de tiempo (*time steps*) para integrar las colisiones.

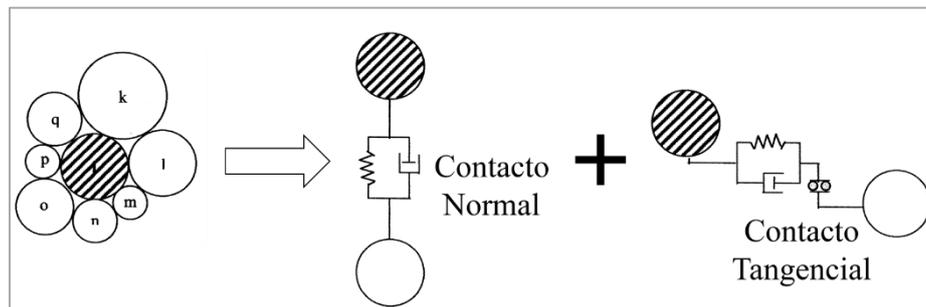


Figura 1.24: Representación del modelo de interacción resorte - amortiguador.
Fuente: Discrete Element Analysis of Tumbling Mills [46].

Como se observa en la Figura 1.24, las partículas se pueden superponer y la cantidad de superposición (Δx), velocidad normal relativa (v_n) y tangencial relativa (v_t) determinan una aproximación de las colisiones por medio de la ley de fuerza de contacto (el modelo que se usa comúnmente para esta ley es el modelo de amortiguador-resorte). Este modelo tiene como objetivo modelar las interacciones de la Ley de fuerza-desplazamiento entre partículas que están en contacto entre sí y las partículas que están en contacto con los revestimientos.

El modelo se adecúa al modelamiento de equipos de conminución debido a su simplicidad, la cual es adecuada para rastrear el movimiento y la energía cinética de una gran cantidad de partículas. La energía disipada en las colisiones se captura en el amortiguador (como ya se mencionó) permitiendo se contabilice para su posterior análisis. Por lo que este análisis debe utilizarse de forma pragmática para encontrar las frecuencias de colisiones, distribución de energía y comportamiento de las partículas [42].

Fuerza Normal

Ecuación 2

$$F_n = -k_n \Delta x + C_n v_n$$

Esta fuerza (F_n) (Ecuación 2) consiste en un resorte lineal que proporciona la fuerza de repulsión y un amortiguador que disipa la energía cinética relativa. La máxima capacidad de superposición está determinada por la rigidez del resorte (k_n) en la dirección normal. Por lo general, el promedio de estas superposiciones debería ser del 0.1 a 0.5 % del diámetro de la partícula. Asimismo, se requiere que el resorte se encuentre en el orden de 10^6 a 10^8 N/m en las tres dimensiones.

El coeficiente del amortiguador (C_n) en dirección normal está directamente relacionado con el coeficiente de restitución (ε) (Tabla 1.3) [47].

Fuerza Tangencial

Ecuación 3

$$F_t = \min \left\{ \mu * F_n, k_t \int v_t dt + c_t * v_t \right\}$$

Esta fuerza (F_t) y la velocidad (v_t) (Ecuación 3), están definidas en la dirección tangencial sobre la superficie de un punto de contacto. La integral representa un resorte que almacena energía del movimiento tangencial relativo y modela la deformación tangencial elástica de las superficies de contacto, mientras que el amortiguador disipa energía de este movimiento y modela la deformación de los contactos.

Dependiendo del historial de contacto, es posible que el resorte sea cargado y descargado simultáneamente en la dirección ortogonal. Esta fuerza está limitada por el límite de fricción de Coulomb ($\mu * F_n$), en este punto las partículas comienzan a deslizarse una sobre la otra [47].

	Dirección Normal	Dirección Tangencial
Rigidez del resorte [k]	$k_n = \frac{4}{3} E \sqrt{R * x_n}$	$k_t = 8G \sqrt{R * x_n}$
Coeficiente del amortiguador [C]	$C_n = 2 \sqrt{\frac{5}{6} \beta * \sqrt{S_n * m}}$	$C_t = 2 \sqrt{\frac{5}{6} \beta * \sqrt{k_t * m}}$
	$S_n = 2 * E * \sqrt{R * x_n * \beta} = \frac{\ln \varepsilon}{\sqrt{\ln^2 \varepsilon + \pi^2}}$	$m = \frac{m_1 * m_2}{m_1 + m_2}$

Tabla 1.3: Coeficiente de amortiguamiento y rigidez del resorte usados en el modelo de contacto.

Fuente: The Contribution of DEM to the Science of Comminution [42].

Donde: E es el módulo de Young del material, G es el módulo cortante, R es el radio de la partícula, ε es el coeficiente de restitución y m es la masa de la partícula.

Cálculo del torque y potencia

La potencia utilizada por el molino se calcula mediante las fuerzas de contacto entre los medios de molienda, mineral y revestimientos, cualquiera de estas interacciones genera una fuerza normal y tangencial las cuales, tal como se muestra en la **Figura 1.25**. El cálculo de la potencia se da a través de la Ecuación 4, donde N es la velocidad de rotación.

Ecuación 4

$$Potencia = 2 * \pi * N * Torque$$

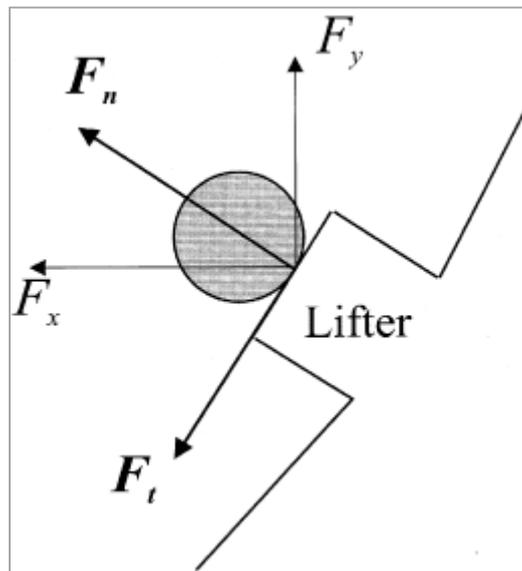


Figura 1.25: Partícula en contacto con el revestimiento.

Fuente: A Discrete Element Method Investigation of the Motion and Power Draw of an Experimental Two-Dimensional Mill [44].

El torque requerido para hacer rotar al molino se haya en función de:

Ecuación 5

$$T = M * g * R_{CoM} * \sin \alpha$$

Donde: M es la masa de la carga, g es la gravedad, R_{CoM} es la distancia desde el centro del molino hasta el centro de la masa de la carga (CoM) y α es el ángulo de reposo [48].

La potencia hallada en modelos DEM necesita una potencia medida con la cual ajustar o calibrar los parámetros de la simulación, ya que la capacidad predictiva se limita así a las condiciones que hemos preestablecido [48].

Registro de energía

La disipación de energía total es asociada con las interacciones de las partículas. Dichas colisiones se pueden calcular a través de la ley de contacto (con componentes normales y tangenciales).

Por lo general, estos eventos tienen pérdidas de energía durante las colisiones, debido a esto se recopila información tal como el espectro de energía [*energy spectra*]. Este último se puede calcular para cada tipo de evento de colisión y para cada clase de partículas (bola y roca) Estos espectros de energía nos permiten comprender las diversas contribuciones de disipación total de energía dentro del molino y cómo se consume la energía suministrada [42].

Los espectros de energía se calculan mediante la disipación de energía en cada colisión por separado y luego se construye una distribución con diferentes niveles de energía de colisión. Estos pueden ser contruidos utilizando el ratio de colisiones entre las partículas (disipación de energía) como la variable dependiente y la variable independiente puede ser la energía de colisión específica [kW.h/t] [49].

Estos espectros son una forma cuantitativa de evaluar los efectos de los cambios de diseño de los revestimientos y de la variación de las condiciones operacionales; generando un cambio de las colisiones entre las partículas para la rotura de la roca [49].

1.7.2 Parámetros de simulación

- Rigidez del material [50]: La rigidez normal (K_n) se determina a través de un ensayo experimental, por medio de impactos entre los materiales (metal – metal y metal – material). Sin embargo, la rigidez tangencial (K_t) se determina teóricamente a través de la teoría de contacto de Hertz, la cual asigna un valor que varía entre los 2/3 a 1 de K_n .
- Coeficiente de restitución [50]: Este coeficiente no es una propiedad mecánica del material. Depende del tamaño, forma y de la velocidad de impacto entre los cuerpos, por lo cual, este valor es igual a la ratio entre la velocidad relativa de

separación después del contacto y la velocidad relativa de aproximación antes del contacto.

- Coeficiente de amortiguamiento [50]: Es la medición de la energía disipada durante la colisión de los cuerpos, la cual se determina a través del coeficiente de restitución del material.
- Coeficiente de fricción [50]: Tenemos dos tipos de rozamiento, las cuales son: Fricción estática y fricción dinámica. La primera es la resistencia que la partícula debe superar para poner en movimiento a otra partícula. La fricción dinámica, es una fuerza que se considera constante que se opone al movimiento una vez que este haya comenzado.

1.8 Software Rocky-DEM

Rocky es un paquete DEM muy potente que permite la simulación del comportamiento de materiales granulares, para lo cual se necesita ecuaciones de contingencia que son difíciles de derivar para un caso general. Permite predecir el comportamiento de cada partícula dentro del sistema que se está analizando (interacciones de las partículas entre sí junto con el sistema) y cuenta con varias características que incluyen el uso de partículas reales de diferentes geometrías de materiales (**Figura 1.26**), la capacidad de simular la fragmentación de las partículas, desgaste de superficies, entre otros.



Figura 1.26: Rocky-DEM puede utilizar diferentes geometrías para las simulaciones.
Fuente: Rocky Particle Shape.

CAPÍTULO II

METODOLOGÍA

La metodología para la elaboración de la presente tesis es de tipo cuantitativa, involucrando los pasos que se presenta en la **Figura 2.1**. En los siguientes párrafos, se detallan cada uno de los pasos.

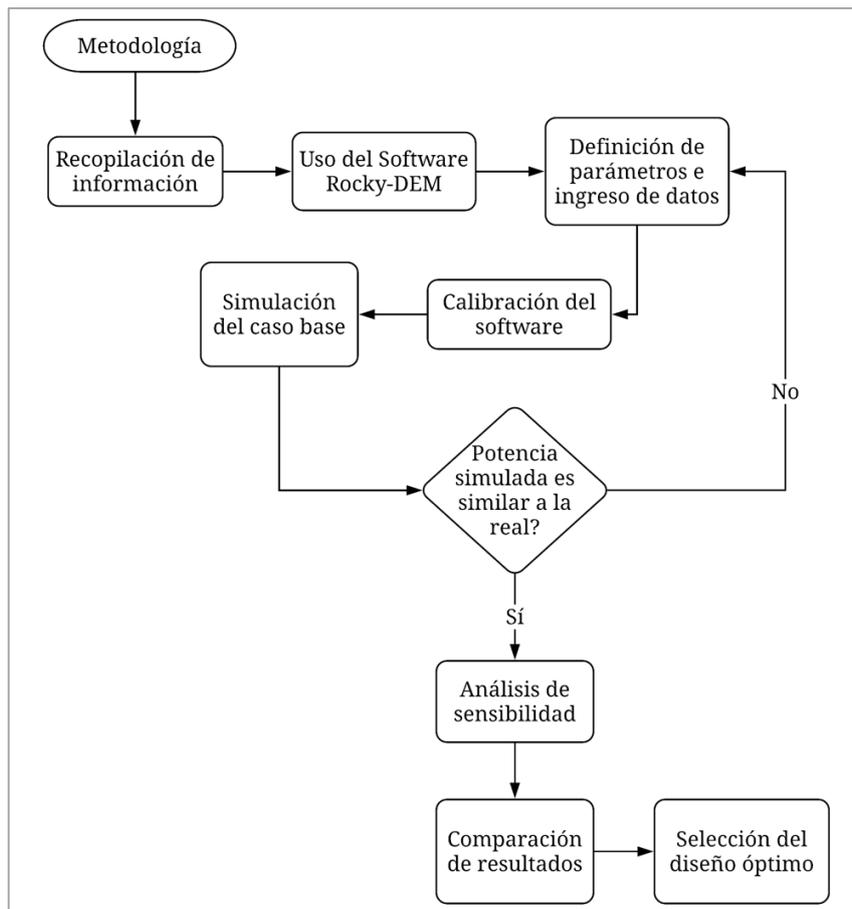


Figura 2.1: Metodología.
Fuente: Elaboración Propia.

2.1 Recolección de información

Para la presente tesis, se seleccionó un molino SAG de 32' x 34', en la **Tabla 2.1** se muestran los valores operacionales bajo los cuales opera dicho molino. Asimismo, se solicitó el plano de diseño de los revestimientos que se están usando actualmente (**Figura 2.2**).

Parámetros	
Diámetro [ft]	32.00
Longitud [ft]	34.00
% Velocidad crítica	64.22
Velocidad de rotación [rpm]	8.90
Carga total (J_c) [%]	23.00 – 25.00
Carga de bolas (J_b) [%]	15.00 – 17.00
Diámetro del collar de bolas [in]	4.00
Slots de la parrilla [in]	2.00
Consumo específico de energía [kW.h/t]	18.00
Potencia del molino [kW]	11,000.00

Tabla 2.1: Recopilación de datos operacionales del molino SAG.
Fuente: Moly-Cop.

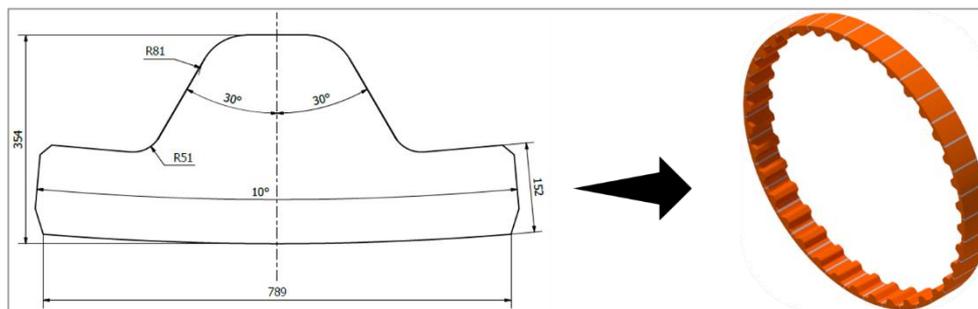


Figura 2.2: Geometría del revestimiento actual.
Fuente: Elaboración propia/Autodesk Inventor.

Estos datos fueron usados para simular las condiciones operacionales del molino SAG, así como para ver el comportamiento de la carga dentro del molino con los revestimientos actuales.

En la **Tabla 2.1** se muestra las condiciones operativas del molino SAG, donde la carga total (J_c – mineral y medios de molienda) se encuentra en un rango de 23 a 25%, siendo 25% el volumen máximo de dicha carga para que el molino trabaje dentro de parámetros correctos. Las 2.0 pulgadas del slot de la parrilla sirven para definir el diámetro del collar de bolas, dicho diámetro en este caso se encontraría entre 2.0 y 4.0 in.

2.2 Uso del Software Rocky-DEM

La información de la **Tabla 2.1** y **Figura 2.2** fue ingresada al software Rocky-DEM para simular las condiciones actuales y obtener una geometría del liner adecuada

para las mismas, generando un mejor comportamiento de la carga y optimizando la distribución energética dentro del molino.

2.3 Definición de parámetros e ingreso de datos de simulación

Para realizar la simulación con Rocky-DEM se generó un archivo CAD de la geometría del revestimiento actual (**Figura 2.2**), utilizando Autodesk Inventor. Como se puede observar en la Figura 2.2 y **Tabla 2.1**, el shell cuenta con 36 liners alrededor de este.

Por otro lado, con las dimensiones del molino (34 pies de largo y 32 pies de diámetro) se procedió a calcular el diámetro y longitud efectiva. El primero se calculó restando el volumen interno del cilindro menos el volumen de los revestimientos, obteniendo el diámetro efectivo. Por otro lado, para la longitud efectiva se seleccionó el valor de un metro de largo, para reducir el costo computacional.

Por último, para la simulación se definieron parámetros como la densidad, módulo de Young del material que se utiliza para los medios de molienda y del mineral, tiempo de simulación, flujo de mineral y medios de molienda dentro del molino y los parámetros de interacción entre los materiales utilizados.

2.4 Simulación del caso real

Para iniciar la simulación del caso real, se partió por definir dos parámetros físicos que influyen a lo largo de la simulación: La gravedad y el softening.

Como se observa en la **Tabla 2.2**: Definición de los parámetros físicos., la gravedad nos permite definir con respecto a qué eje direccional y en qué dirección deseamos que esta variable afecte a las partículas.

Por otro lado, el softening factor es un valor aplicado a la rigidez de los materiales lo cual permite calcular los timesteps de la simulación. La variación de este factor permite aumentar los timesteps o por el contrario acelerar el tiempo de procesamiento al reducir los timesteps sin tener que modificar las propiedades del material. El valor de este va a partir de 0.001 a 1, un valor pequeño puede provocar superposiciones de partículas e inestabilidad de la simulación, por ende, resultados con poca credibilidad.

Parámetros físicos		
Gravedad	-9.81 m/s ²	Con respecto al eje Y
Softening factor	1	

Tabla 2.2: Definición de los parámetros físicos.
Fuente: Elaboración Propia.

Como se observa en la Figura 2.3, para realizar la importación del archivo CAD (sección de un metro del molino) al software Rocky-DEM se debe generar un archivo con la extensión STL.

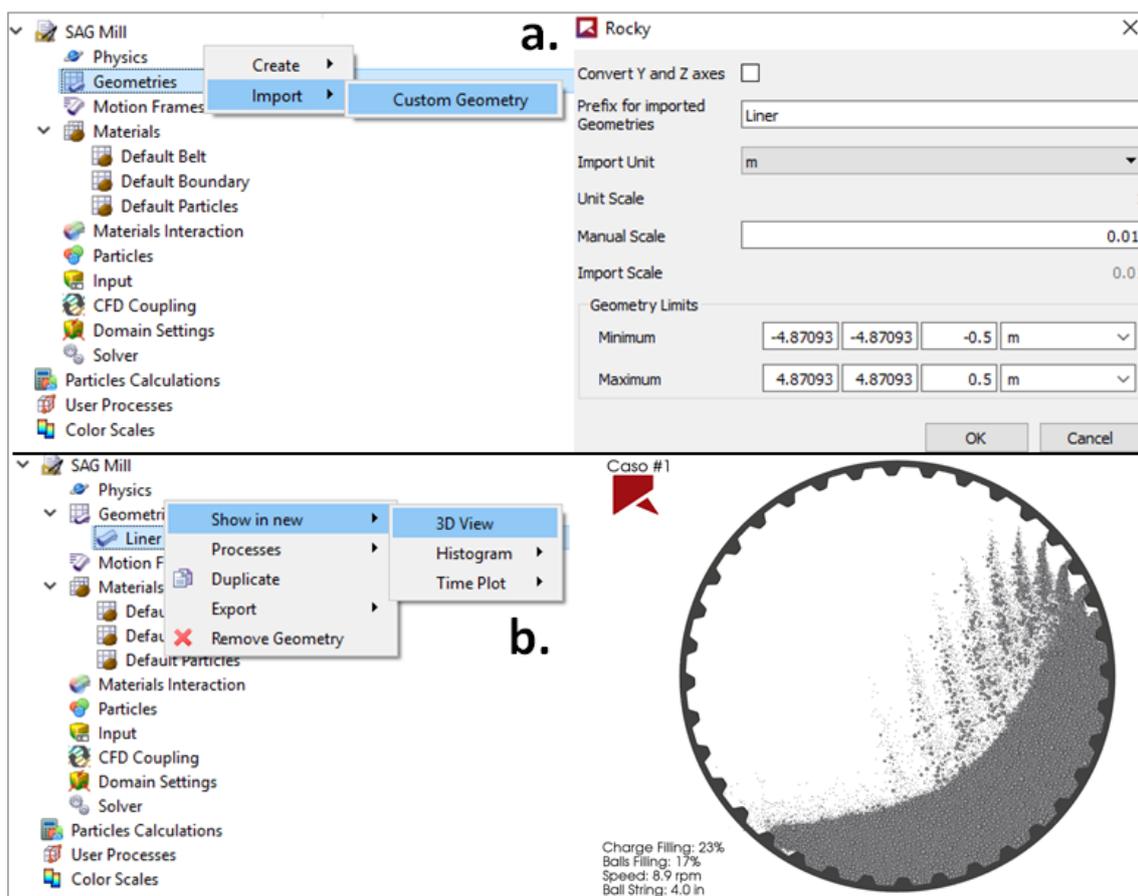


Figura 2.3: Importación de la geometría al programa Rocky-DEM.
Fuente: Elaboración Propia/Rocky-DEM.

En la **Figura 2.4** se muestran los valores de posición y tipo de movimiento que se aplicó a la sección del molino; ya que el cuerpo 3D del molino se dibujó con respecto al eje de coordenadas (x: 0, y: 0 y z: 0), la posición del tipo de movimiento debe ser la misma que la del molino.

En esta sección se definió el tipo de movimiento, el rango de tiempo en el que deseamos que este se genere y la magnitud de la velocidad del movimiento. El tipo de

movimiento de un molino semi-autógeno seleccionado fue el de rotación; el tiempo de inicio de esta rotación se definió a partir del segundo 6 de la simulación hasta el segundo 30; la magnitud de la velocidad de rotación fue fijada en 8.90 rpm con respecto al eje Z.

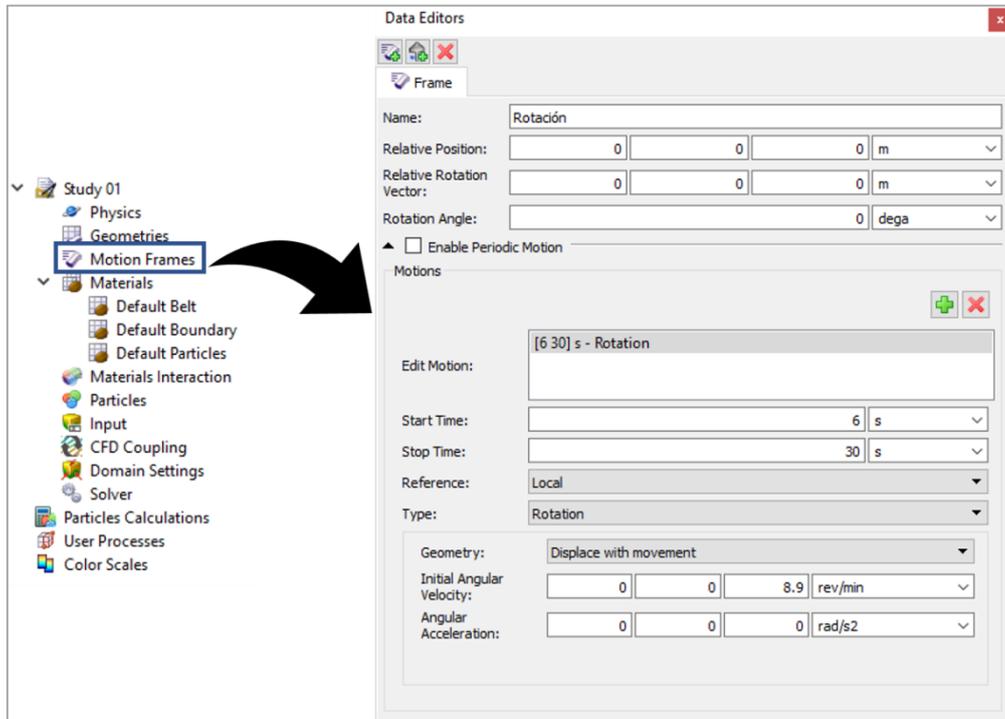


Figura 2.4: Parámetros de posición, tipo de movimiento de la velocidad.
Fuente: Elaboración Propia/Rocky-DEM.

El paso siguiente fue definir los materiales a utilizar en la simulación. En la **Tabla 2.3** se muestra las propiedades mecánicas de los materiales (Steel material y Rock particle) utilizados en la simulación.

Materiales		
	Densidad [kg/m ³]	Módulo de Young [GPa]
Rock Particles	2900	0.1
Steel Material	7850	0.1

Tabla 2.3: Propiedades mecánicas de los materiales.
Fuente: Elaboración Propia.

La densidad y el módulo de Young fueron definidos para cada material (acero y mineral) que caracteriza a cada objeto utilizado en la simulación (shell, liners, bolas de acero y el mineral).

Como se observa en la **Tabla 2.3** el módulo de Young seleccionado para ambos materiales fue de 0.1 GPa. Este valor se estableció para la reducción del tiempo de

simulación, ya que el valor original del módulo de Young del acero es 210 GPa aproximadamente. Por otro lado, este último valor no genera algún cambio en la simulación, esto se debe a que durante la simulación no existe la fractura de ninguna partícula del mineral, ya que la función de fractura (*Breakage*) que ofrece el software no se encuentra activada; es necesario recalcar que, esta última característica del software mencionada será reemplazada por el energy spectra, el cual brinda información del comportamiento de la fractura a través de cuanta potencia se usa para poder fracturar a la partícula.

En la **Tabla 2.4** se muestran los valores de interacción entre las partículas y los revestimientos (mineral – mineral, mineral – collar de bolas, mineral – revestimientos y mineral – revestimientos) considerando los parámetros de fricción estática, fricción dinámica y coeficiente de restitución.

	Interacción entre materiales		
	Steel Material – Steel Material	Rock Particle – Steel Material	Rock Particle – Rock Particle
Fricción estática	0.3	0.8	0.5
Fricción Dinámica	0.3	0.8	0.5
Coefficiente de restitución	0.3	0.5	0.5

Tabla 2.4: Parámetros de interacción entre materiales.

Fuente: Evaluación de las Cargas de Impacto en el Interior de un Molino SAG [50].

A continuación, se definieron los diámetros de los medios de molienda y del mineral. Como se mencionó en la Tabla 2.1 la parrilla de descarga deja pasar al mineral y las bolas desgastadas con un diámetro de 2.0 in, con lo cual se puede obtener el collar de bolas a utilizar. Para este caso se utilizaron los siguiente diámetros del collar de bolas: 4.0, 3.5, 3.0, 2.5 y 2.0 pulgadas (**Figura 2.5**) y se utilizó la granulometría del mineral que se presenta en la **Tabla 2.5**.

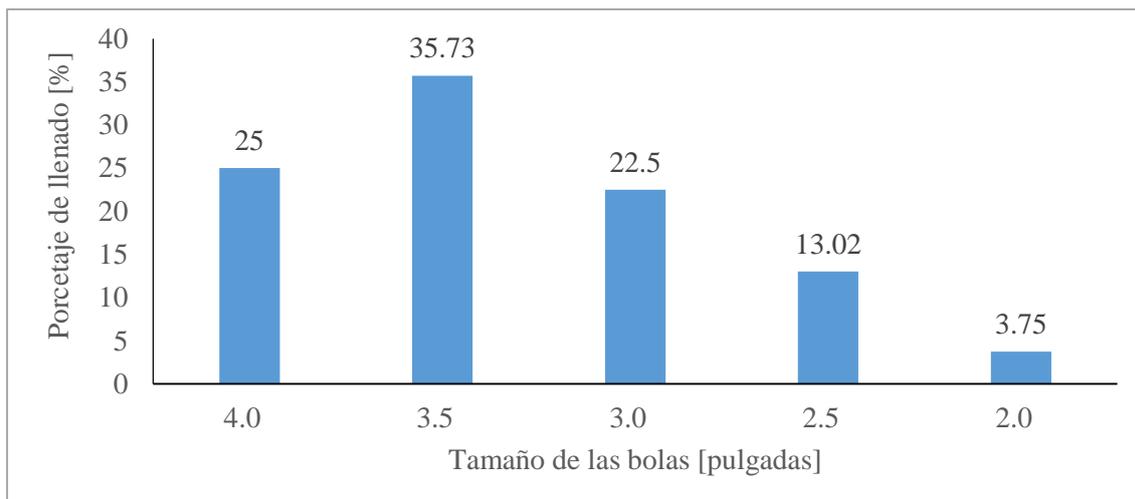


Figura 2.5: Distribución del collar de bolas.
Fuente: MolyCop Tools.

Granulometría del mineral [in]	Porcentaje acumulado [%]
6.0	100
4.0	92.8
3.0	90.2
2.0	85.4
1.5	81.4
1.0	74.6

Tabla 2.5: Granulometría del mineral.
Fuente: MolyCop Tools.

A continuación, se creó un inlet (**Figura 2.6**); es decir, una geometría por donde el mineral y los medios de molienda van a ser alimentados dentro de la sección del molino.

Como se observa en la **Figura 2.6** – a, se definieron las dimensiones y la localización de esta geometría, siendo estas de nueve metros de largo y un metro de ancho, ubicado en centro de coordenadas. (X: 0, Y: 0 y Z: 0). Como se muestra en la **Figura 2.6** – b, se definió el tiempo de alimentación de mineral y bolas de acero de cinco segundos, el cual es el tiempo en el cual se estableció que todas las partículas entren al molino.

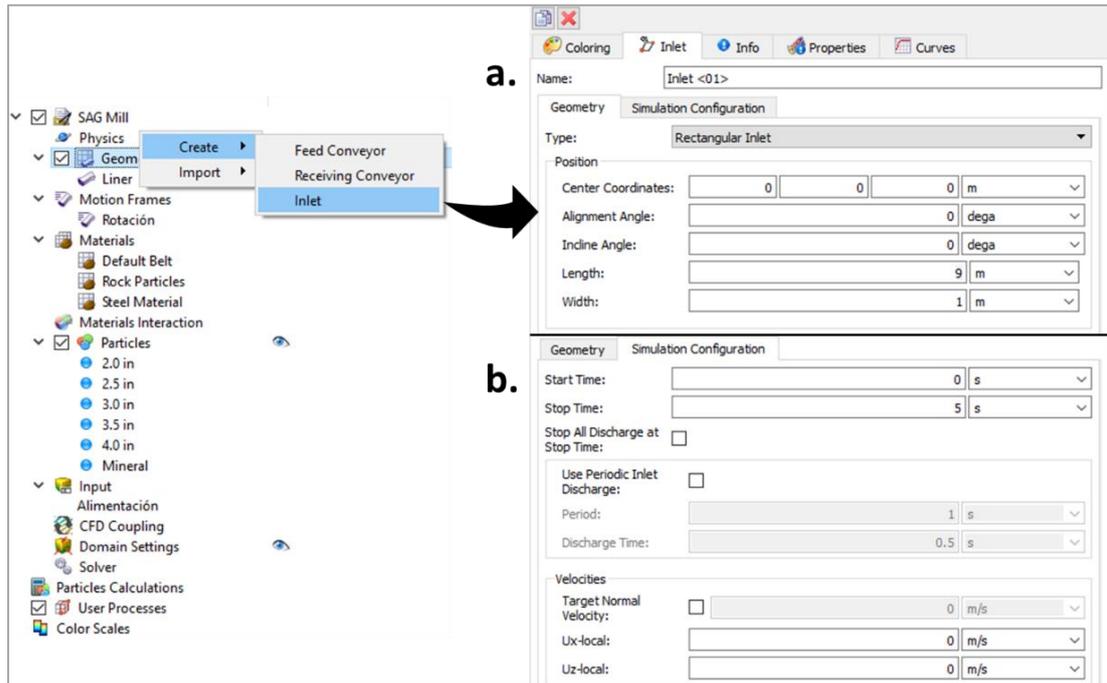


Figura 2.6: Creación de un inlet.
Fuente: Elaboración Propia/Rocky-DEM.

En la **Figura 2.7** se muestra la introducción de los valores del flujo del mineral y de los medios de molienda al software Rocky-DEM. Estos datos se necesitan para definir el número de partículas que van a estar dentro de la sección, permitiendo conocer el ratio de colisiones de las partículas, la potencia utilizada, la trayectoria de la carga, entre otros.

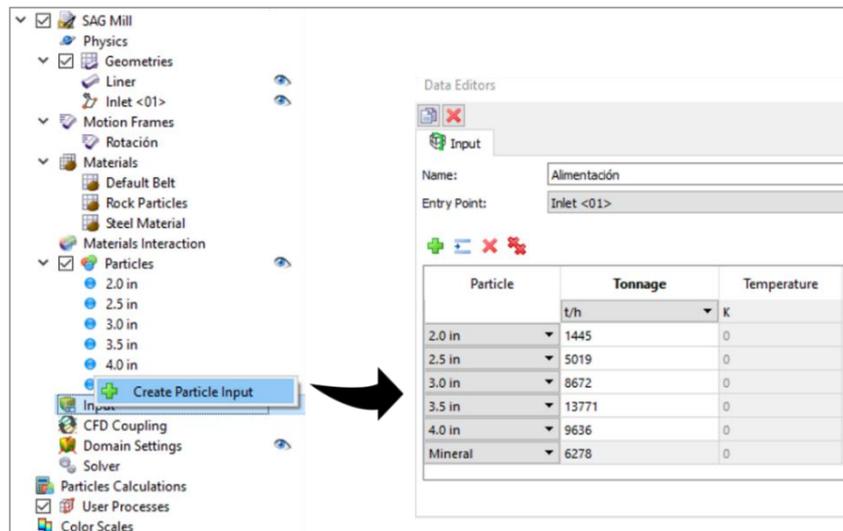


Figura 2.7: Ingreso de datos de alimentación de la carga.
Fuente: Elaboración Propia/Rocky-DEM.

Finalmente, se activó la función de recolección de data del energy spectra (**Tabla 2.6**), para obtener una predicción del comportamiento de fractura del mineral. Asimismo,

en la **Tabla 2.7** se definió el tiempo de simulación, que representa el tiempo para la realización del cálculo de la simulación (Output Frequency) y la recopilación de datos de las interacciones de las partículas y el cuerpo limítrofe.

Energía espectral de la partícula (Particle Energy Spectra)	
Número de puntos (Number of points)	20
Min. energía específica (Min specific energy)	0.0001 J/kg
Max energía específica (Max specific energy)	10000 J/kg

Energía espectral de la partícula (Particle Energy Spectra)	
Número de puntos (Number of points)	20
Min. energía específica (Min specific energy)	0.0001 J
Max energía específica (Max specific energy)	10000 J

Tabla 2.6: Rango donde el energy spectra va a operar.
Fuente: Elaboración propia.

Configuración del tiempo de simulación	
Duración de la simulación	30.0 s
Frecuencia de salida	0.05 s
Inicio de Estadísticas/ Desgaste/Fractura	20.0 s
Estadísticas/ Desgaste/Fractura - Delay after Release	20 s
Frecuencia de actualización del desgaste de la geometría	0.005 s
Loading N-Steps	15

Tabla 2.7: Configuración general de la simulación.
Fuente: Elaboración Propia.

2.5 Calibración del software

Para la definición del número de partículas que el molino va a contener se utilizaron los valores de llenado de carga y de bolas de la Tabla 2.1. A continuación, se muestra las tablas que se utilizaron para realizar el cálculo del flujo del mineral y de los medios de molienda.

En la **Tabla 2.8**, se observa las condiciones operacionales del molino establecidas para el cálculo del flujo del mineral y del collar de bolas.

Cálculo del flujo de ingreso de carga - Inlet (Molino SAG)			
Diámetro Molino	30.46 ft		
Longitud Molino	3.281 ft		
% Velocidad crítica	64.16 %		
Velocidad	8.9 rpm		
Volumen interior Molino	67.72 m ³		
Nivel de carga	25 %	Jb/Jc	
Nivel de bolas	17 %	0.68	
Volumen ocupado por carga	15.58 m ³		
Volumen ocupado por bolas	11.51 m ³		
Volumen ocupado por mineral	4.06 m ³		
Peso de bolas en Vol. Ocupado	53.53 t		
Peso de mineral en Vol. Ocupado	8.72 t		
Densidad de bolas			7.75 t/m ³
Densidad de mineral			2.9 t/m ³
Densidad aparente carga			3.997 t/m ³
% Sólidos SAG			74 %
Configuración de Flujo - Inlet			
Start Inlet			0 s
Stop inlet			5 s
Flujo de mineral			6278 t/h
Flujo de bolas			38544 t/h

Tabla 2.8: Cálculo del flujo de ingreso de la carga.
Fuente: MolyCop Tools.

En la **Tabla 2.9**, nos muestra el tonelaje por hora del collar de bolas utilizando en la simulación de la sección de un metro del molino.

Diámetro del collar [in]	Peso por collar [t]	Inlet [t/h]
4.0	13.4	9636
3.5	19.1	13771
3.0	12.0	8672
2.5	7.0	5019
2.0	2.0	1445
Total	53.5	38544

Tabla 2.9: Cálculo del flujo de ingreso del collar de bolas.
Fuente: MolyCop Tools.

Para que la simulación base tenga similitud con el molino real, se comparó la potencia del molino simulado con la potencia real, verificando que el primer valor sea similar al segundo para poder asegurar que la simulación pueda ser comparada con la realidad.

2.6 Diseño actual

Se tomó como caso base el diseño actual del molino para optimizar el consumo y la distribución de la energía generada dentro de este mediante la variación geometría de

los revestimientos, por ende, se realizó la variación de las variables de diseño (ángulo del lifter, número de liners y relación S/H – **Figura 2.8**).

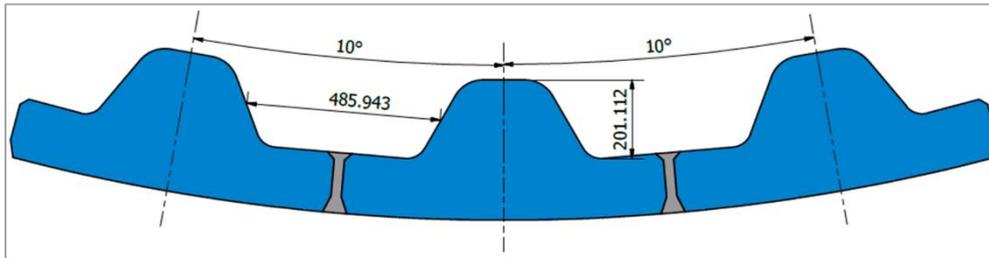


Figura 2.8: Espaciamiento y altura del revestimiento.
Fuente: Elaboración Propia/Autodesk inventor.

En la Figura 2.8 y Figura 2.9 se muestran las variables de espaciamiento y altura de los revestimientos del molino actual, con las cuales se halló la relación S/H que se muestra en la **Tabla 2.10**. Así mismo, es importante mantener o aumentar el volumen efectivo del molino, ya que por medio de este se puede procesar más mineral, por lo cual es necesario mantener o aumentar relación entre el volumen interno del molino y el volumen que ocupan los 36 liners, es decir, disminuir el volumen de este último para que el volumen efectivo aumente.

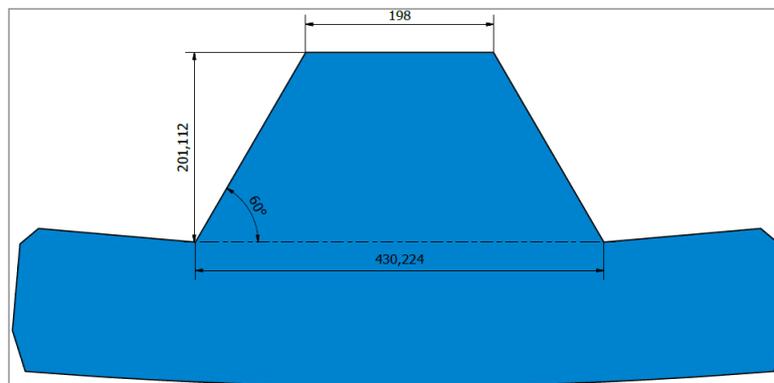


Figura 2.9: Geometría actual del revestimiento.
Fuente: Elaboración propia/Autodesk Inventor.

Caso Base – Diseño original	
Ángulo del lifter [°]	30.00
Espaciamiento entre liners [mm]	485.94
Altura del lifter [mm]	198.28
Ratio S/H	2.42
Volumen total del shell [m ³ /m]	74.72
Volumen de los liners [m ³ /m]	6.81
Volumen efectivo [m ³ /m]	67.91
V _{Liner} /V _{Total} [%]	9.12
Número de liners	36.00

Tabla 2.10: Condiciones base del revestimiento.
Fuente: Elaboración Propia.

2.7 Análisis de sensibilidad

Se optó por desarrollar un análisis de sensibilidad con tres variables, las cuales son: Ángulo del lifter, altura del liner y número de revestimientos. Las dos primeras variables permitieron un incremento en la distribución de energía, mientras que la tercera variable permitió un incremento en el volumen efectivo del molino.

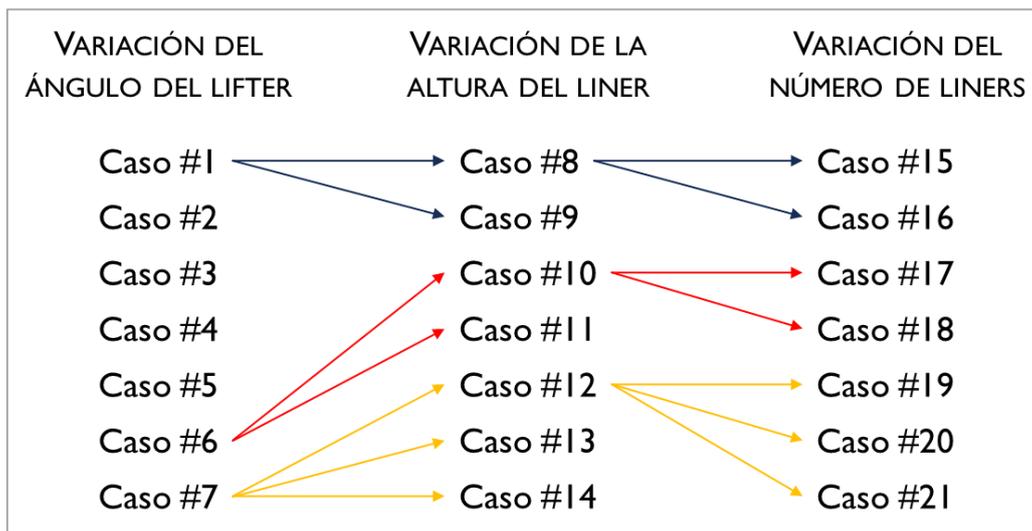


Figura 2.10: Selección de los casos a través de la variación de las variables.
Fuente: Elaboración propia.

Como se observa en la Figura 2.10 se desarrolló este análisis iniciando con la variación del ángulo, a partir de la selección de dos casos óptimos (línea roja y amarilla) y de un caso pesimista (línea azul) para observar el comportamiento de la energía cinética generada a través de la variación de los parámetros, se procedió a modificar la altura del

revestimiento, estas dos variables modifican el comportamiento de la carga, aumentando la carga en vuelo o por el contrario disminuyéndola.

A partir de la selección del mejor de los casos para estas dos variables se optó por la disminución del número de revestimiento para aumentar el volumen efectivo y a su vez el ratio S/H.

A partir de la Figura 2.9, se generó una relación geométrica con la que se pudo obtener nuevas dimensiones de espaciamiento entre revestimientos a partir de la variación del ángulo de levantamiento y la altura del liner, manteniendo fija la altura de la placa del shell, como se aprecia en la Figura 2.11.

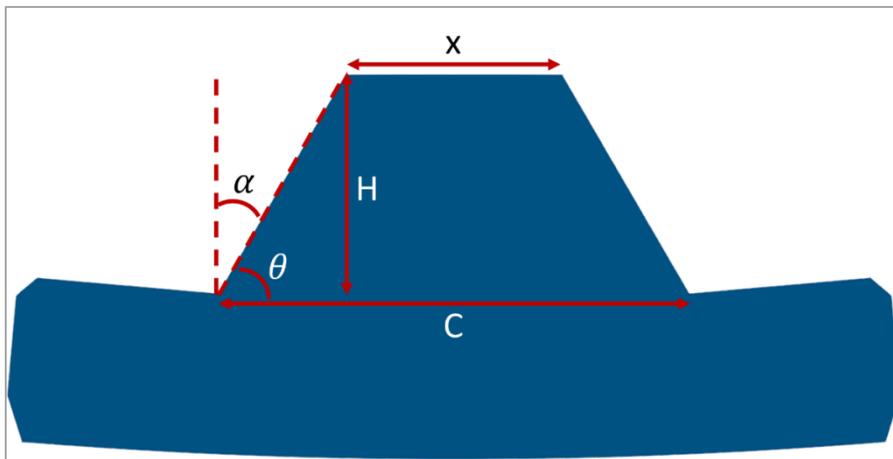


Figura 2.11: Relación geométrica.
Fuente: Elaboración Propia.

Ecuación 5

$$x = C - \left(\frac{2 * H}{\tan \theta} \right)$$

Dónde: α : Ángulo de ataque, θ : Complemento del ángulo de ataque, H : Altura del liner, C : Base mayor del liner, x : base menor del liner.

Con la Ecuación 5, se encontraron nuevos espaciamientos entre revestimientos a partir de la modificación del ángulo o de la altura, modificando valores dentro de sus rangos respectivos para generar una nueva distancia entre liners. Dado que dicha medición es partir de la mitad de la pendiente del trapecio, la pendiente varía a través de la modificación de las dos variables antes mencionadas.

- Variación del ángulo del lifter

Como se ha mencionado en la sección 1.5.3 (Variables de diseño), el ángulo del lifter varía en el rango de 22° a 35°, por lo cual se escogieron diferentes ángulos en dicho rango, como se puede apreciar en la Tabla 2.11. Cada uno de estos casos fue comparado con la geometría actual del revestimiento, para elegir el que genere una distribución e incremento de energía.

	Casos	Ángulo de levantamiento [°]	Altura del lifter [mm]	Espaciamiento [mm]	Ratio S/H	V _{efectivo} [m ³]
	Caso Base	30.00	201.112	485.94	2.42	67.91
Variación del ángulo	Caso #1	22.00	201.112	452.31	2.25	67.66
	Caso #2	24.00	201.112	460.22	2.29	67.72
	Caso #3	26.00	201.112	468.44	2.33	67.78
	Caso #4	28.00	201.112	477.01	2.37	67.84
	Caso #5	31.00	201.112	490.57	2.44	67.94
	Caso #6	33.00	201.112	500.15	2.49	68.01
	Caso #7	35.00	201.112	510.23	2.54	68.08

Tabla 2.11: Ratios S/H propuestos a partir de la variación del ángulo del lifter propuesto.
Fuente: Elaboración propia.

- Variación de la altura del liner

Como se mencionó en la sección 1.5 (Revestimiento de un molino semi-autógeno), el ratio entre el espaciamento y la altura del revestimiento debería estar dentro del rango de 2.5 a 5; sin embargo, para el presente trabajo se consideraron los ratios propuesto en la **Tabla 2.12**, dado que los ratios presentados en esta tabla se verán afectados al modificar las otras dos variables (altura y número liners).

De igual modo, se compararon cada uno de los casos con el caso base, optando por el caso que generó un incremento en las zonas de contacto directo entre la carga y el shell.

Casos	Ángulo de levantamiento [°]	Altura del lifter [mm]	Espaciamiento [mm]	Ratio S/H	V _{efectivo} [m ³]	
Caso Base	30.00	201.112	485.94	2.42	67.91	
Variación de la altura	Caso #8	22.00	250.000	467.73	1.87	67.22
	Caso #9	22.00	230.000	461.42	2.01	67.39
	Caso #10	33.00	250.000	527.52	2.11	67.77
	Caso #11	33.00	230.000	516.32	2.24	67.85
	Caso #12	35.00	250.000	538.23	2.15	67.89
	Caso #13	35.00	230.000	527.86	2.30	67.95
	Caso #14	35.00	150.000	479.03	3.19	68.42

Tabla 2.12: Ratios S/H propuestos a partir de la variación de la altura.
Fuente: Elaboración propia.

○ Variación del número de liners

En esta agrupación de casos, se optó por variar el número de liners que están alrededor del shell, con el propósito de mantener el volumen interno del molino (esto se debe a que se desea tener una capacidad de procesamiento de mineral con un volumen constante); para lo cual se proponen los siguientes casos que se muestran en la **Tabla 2.13**.

Luego se procedió a realizar la comparación de los casos y la elección del mejor caso que genere un incremento de energía dentro de las secciones de contacto directo con el molino.

Casos	Ángulo de levantamiento [°]	Altura del lifter [mm]	Espaciamiento [mm]	Ratio S/H	V _{efectivo} [m ³]	Nº de Liners	
Caso Base	30.00	201.112	485.94	2.42	67.91	36.00	
Variación del número de liners	Caso #15	22.00	250.000	514.93	2.06	67.39	34.00
	Caso #16	22.00	250.000	568.01	2.27	67.55	32.00
	Caso #17	33.00	250.000	574.67	2.30	67.90	34.00
	Caso #18	33.00	250.000	629.69	2.52	68.03	32.00
	Caso #19	35.00	250.000	585.39	2.34	68.01	34.00
	Caso #20	35.00	250.000	638.42	2.55	68.14	32.00
	Caso #21	35.00	250.000	698.50	2.79	68.26	30.00

Tabla 2.13: Ratios S/H propuestos mediante la variación del número de revestimientos.
Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO III

RESULTADOS

3.1 Simulación del caso base

En las siguientes secciones se presentan los valores calculados de potencia, trayectoria, ratio de colisiones, distribución de energía, fuerza y potencia específica; para el caso base cuyas características se muestran en la Tabla 2.1.

1. Potencia

El valor promedio de la potencia simulada de la sección de 1 m del molino fue de 1094.00 kW, como se aprecia en la **Figura 3.1**. Multiplicando este valor por la longitud real del molino de 10.22 m se obtuvo una potencia total de 11,180.68 kW, muy cercana a la potencia real del molino de 11,000 kW, lo que indica que la simulación fue calibrada correctamente.

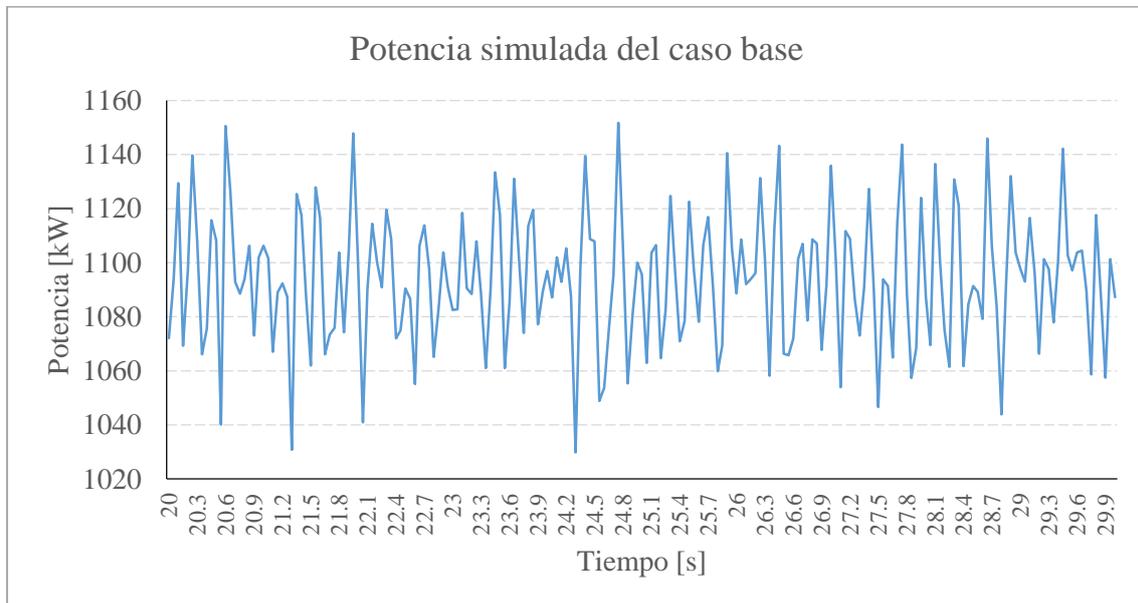


Figura 3.1: Potencia consumida - Durante la simulación.
Fuente: Elaboración propia.

2. Trayectoria de la carga

La trayectoria de la carga obtenida tras la simulación para el caso base con una velocidad de rotación de 8.9 rpm y 25 % de nivel de carga total, se presenta en la **Figura 3.2 – a**. Podemos afirmar que para estas condiciones no existe un impacto sobre el

revestimiento; a pesar de que, en el pie de carga, el mineral de una pulgada de diámetro tiende a rebotar; sin embargo, esta acción no produce ningún daño considerable al revestimiento.

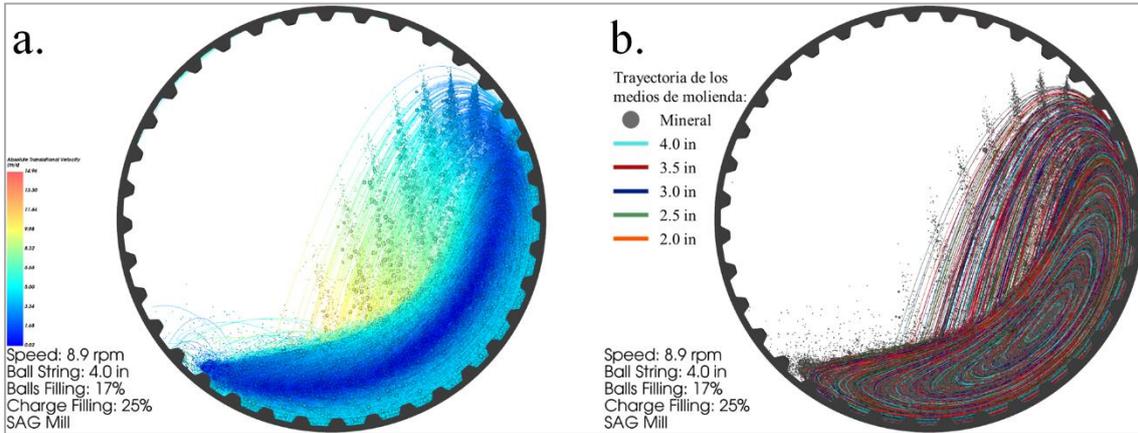
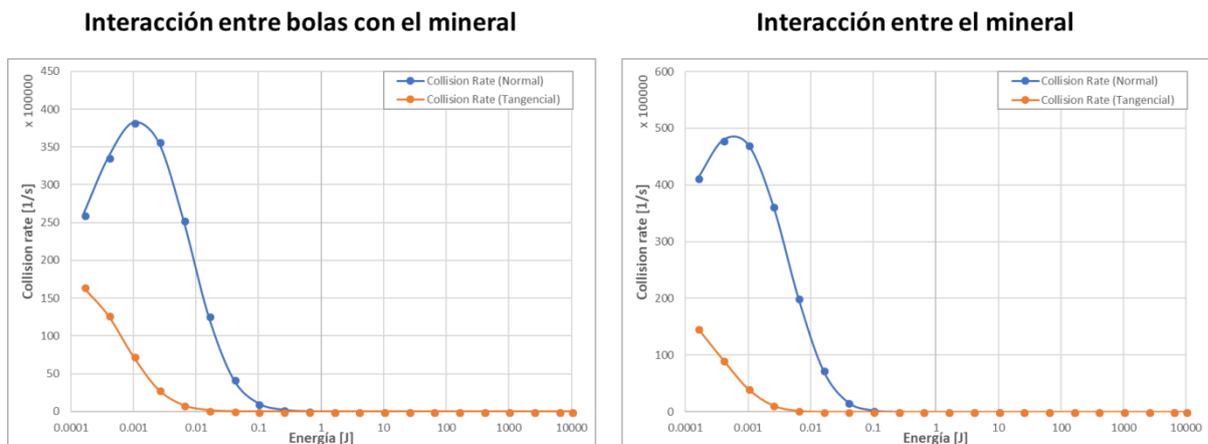


Figura 3.2: Trayectoria de la carga.
Fuente: Elaboración propia/Rocky-DEM.

Por otro lado, si solo analizamos la trayectoria de los medios de molienda (Figura 3.2 – b), podemos ver que ninguno de los medios de molienda está impactando sobre el revestimiento, sino más bien, sobre la superficie de la carga lo cual es lo deseado.

3. Ratio de colisión entre partículas

En la **Figura 3.3** y **Figura 3.4** se presentan gráficas y los valores de los ratios de colisiones (interacciones entre partículas) entre el collar de bolas – mineral, mineral – mineral, mineral – revestimiento, collar de bolas – bola de 4.0 in y collar de bolas – revestimientos.



Interacción entre mineral con los revestimientos

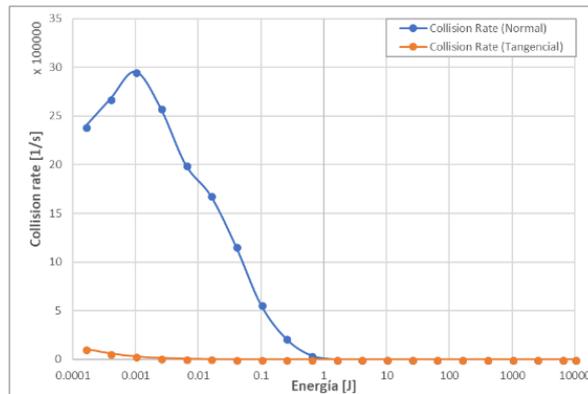
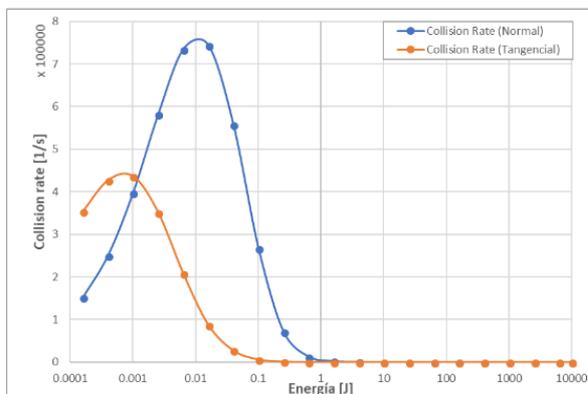


Figura 3.3: Ratio de colisiones útiles.
Fuente: Elaboración Propia.

Las interacciones que se observa en la Figura 3.3 son colisiones útiles que favorecen a la molienda del mineral, en comparación a las interacciones mostradas en la **Figura 3.4** que son colisiones inútiles las cuales no brindan un beneficio para la reducción del tamaño del mineral, ya que generan desgaste y/o fractura en los medios de molienda y en los revestimientos.

Interacción entre bolas



Interacción entre bolas con revestimiento

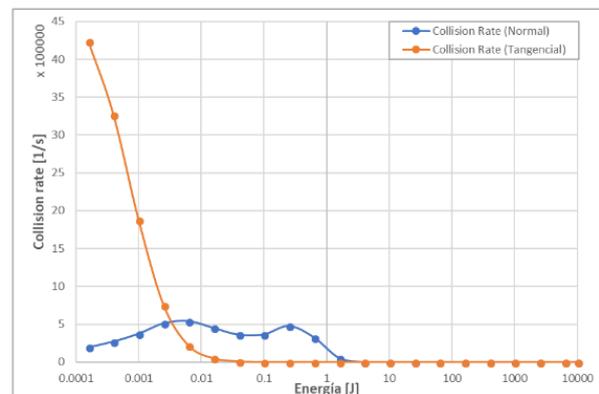


Figura 3.4: Ratio de colisiones inútiles.
Fuente: Elaboración Propia.

Como se aprecia en la Figura 3.3, Figura 3.4 y Tabla 3.1, existen dos tipos de interacciones: Normales y tangenciales. Las colisiones normales se dan cuando dos partículas impactan mientras que las colisiones tangenciales se dan cuando las partículas generan un rozamiento (abrasión y cizallamiento).

En la **Tabla 3.1** se presentan los valores de estos ratios de colisiones durante el tiempo de simulación; el total de colisiones útiles fueron de 88,242,970 interacciones

normales y 11,355,628.5 interacciones tangenciales. Mientras que las colisiones inútiles fueron de 772,543.3 interacciones normales y 2,316,632.1 interacciones tangenciales.

Tipo de impacto	Ratio de colisiones [1/s]	
	Normal	Tangencial
Collar de Bolas x Mineral	38,237,760	7,285,298
Mineral x Mineral	47,051,100	4,040,000
Mineral x Revestimiento	2,954,110	30,330.5
Total - Colisiones útiles	88,242,970	11,355,628.5
Collar de bolas x Collar de bolas	397,567.7	435,995.1
Collar de bolas x Revestimiento	374,975.6	1,880,677
Total - Colisiones inútiles	772,543.3	2,316,632.1

Tabla 3.1: Máximo ratio de colisiones.
Fuente: Elaboración Propia.

4. Distribución de la energía

En la **Figura 3.5**, se muestra al molino dividido en 8 secciones de análisis, que permitieron conocer la cantidad de energía y la distribución de esta.

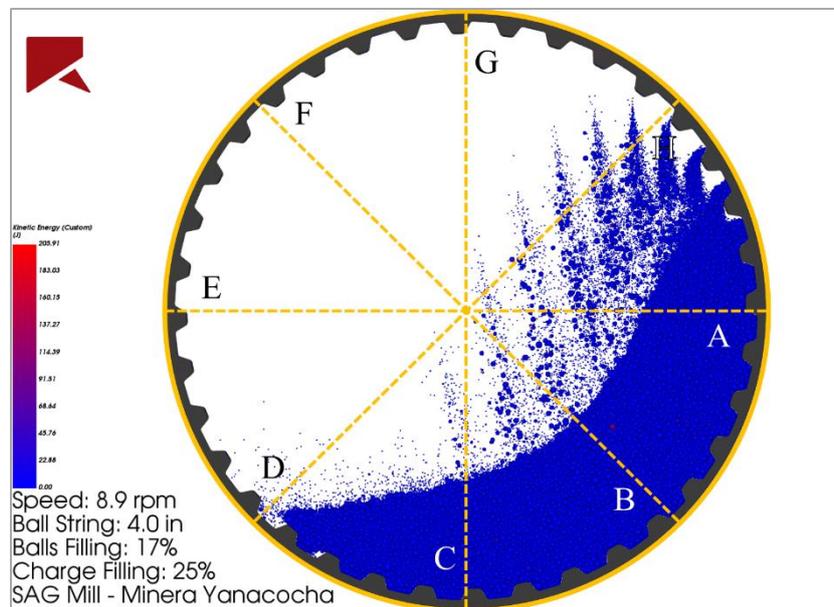


Figura 3.5: Distribución de la energía.
Fuente: Elaboración Propia.

Los valores de la **Figura 3.5** se presentan de manera explícita en la Tabla 3.2 donde podemos percibir que las secciones A, B, C y H, las cuales son las zonas son las

zonas de interés, son las que cuentan con mayor energía debido a que se está generando impacto, abrasión y cizallamiento sobre la superficie, dentro de la carga y en el contacto con los revestimientos.

Sección	Energía	
	Energía [kJ]	Distribución de la energía [%]
A	126.39	37.81 %
B	124.87	37.36 %
C	47.06	14.08 %
D	0.03	0.01 %
E	0.05	0.01 %
F	0.09	0.03 %
G	1.02	0.31 %
H	34.72	10.39 %
Total	334.23 kJ	100.00 %

Tabla 3.2: Distribución de la energía.
Fuente: Elaboración propia.

Como se observa en la **Tabla 3.2** y en la **Figura 3.6**, las secciones A y B son las que cuentan con un mayor porcentaje de energía, debido a que cuentan con un mayor volumen de partículas que están en constante interacción a comparación de las otras 6 zonas.

Por otro lado, la sección C es el tercer sector que cuenta con mayor energía; en esta zona las partículas tienden a rebotar sobre la superficie de la carga e impactar sobre el revestimiento; sin embargo, como se observa en la **Figura 3.6** la energía generada en el sector D es casi nula, por lo cual las partículas del mineral de una pulgada de diámetro no generan la suficiente energía para dañar al liner.

Los valores de 0.05 y 0.09 kJ que tienen los sectores E y F respectivamente son generados en la interacción de impacto entre las partículas que se encuentran en vuelo. Asimismo, la energía generada en el sector G se da por medio de la carga en vuelo a partir de la acción de levantamiento que las partículas obtienen por medio de los liners.

Por último, la distribución de energía en el sector H, es originada por las partículas que están próximas a encontrarse en el aire, debido a que los liners realizaran la acción de levantamiento, lo cual producen que estas partículas generen abrasión en los

revestimientos y con otras partículas e impacto sobre las partículas que ya se encuentran en el aire.

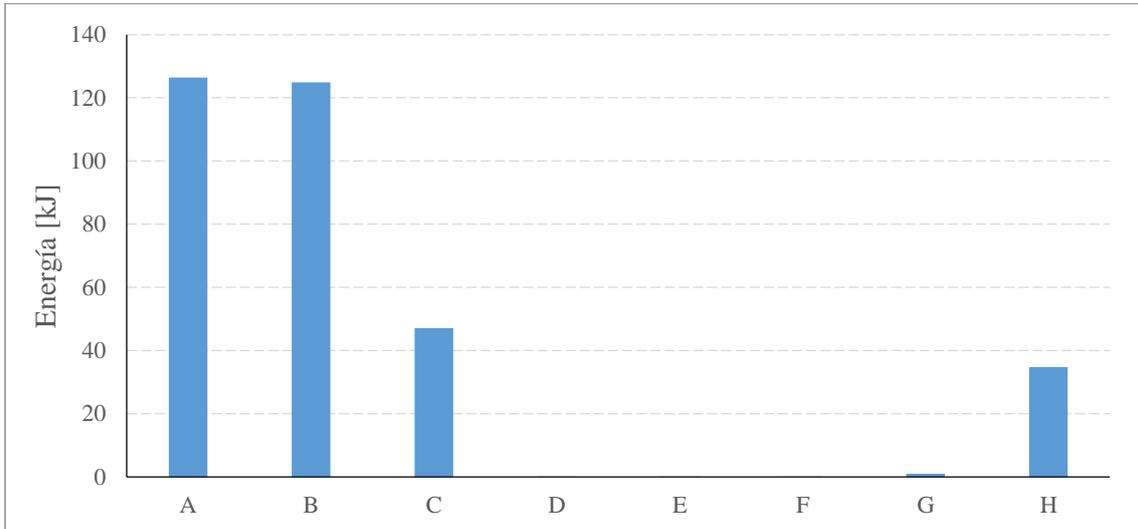


Figura 3.6: Distribución de energía del caso base.
Fuente: Elaboración Propia.

5. Fuerzas

El comportamiento de la carga al interior del molino bajo las condiciones operacionales definidas en la Tabla 2.1 genera una distribución de energía y fuerzas de contacto (normal y tangencial) a partir de las interacciones de las partículas consigo mismas y con los revestimientos. Dependiendo del tipo de interacción, posición y aceleración de la partícula, se generan fuerzas normales y tangenciales que aportan a la molienda del mineral.

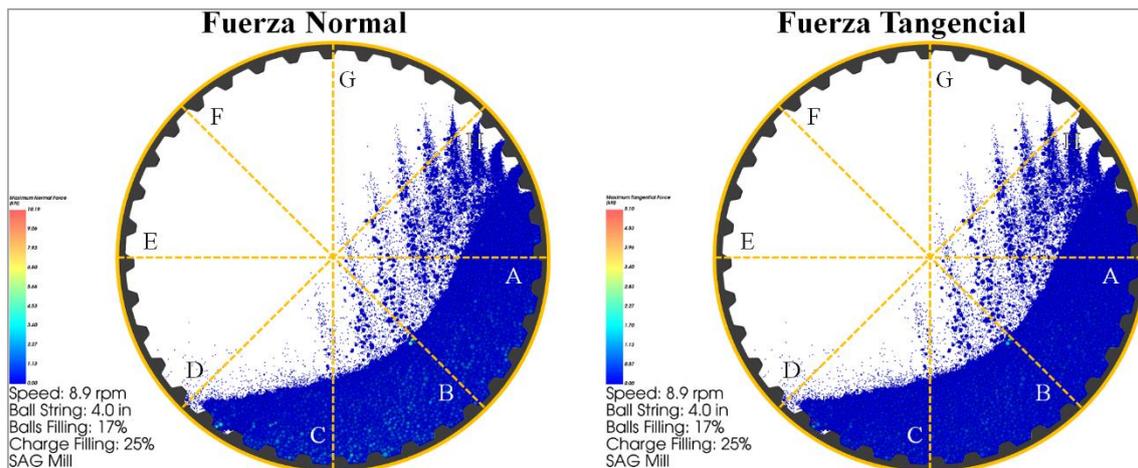


Figura 3.7: Análisis de las fuerzas normales y tangenciales a través de 8 secciones.
Fuente: Elaboración propia.

En la **Figura 3.7**, se presenta a la sección del molino dividida en 8 secciones (del mismo modo que se realizó con la distribución de energía), donde se aprecian las fuerzas normales y tangenciales generadas en los 8 sectores.

Fuerza Normal

Como se observa en la **Figura 3.8** las zonas A, B, C y H son las que generan una mayor interacción entre partículas y los revestimientos; sin embargo, en las 4 zonas restantes las fuerzas normales son casi nulas debido a que las partículas se encuentran en el aire y las interacciones son escasas.

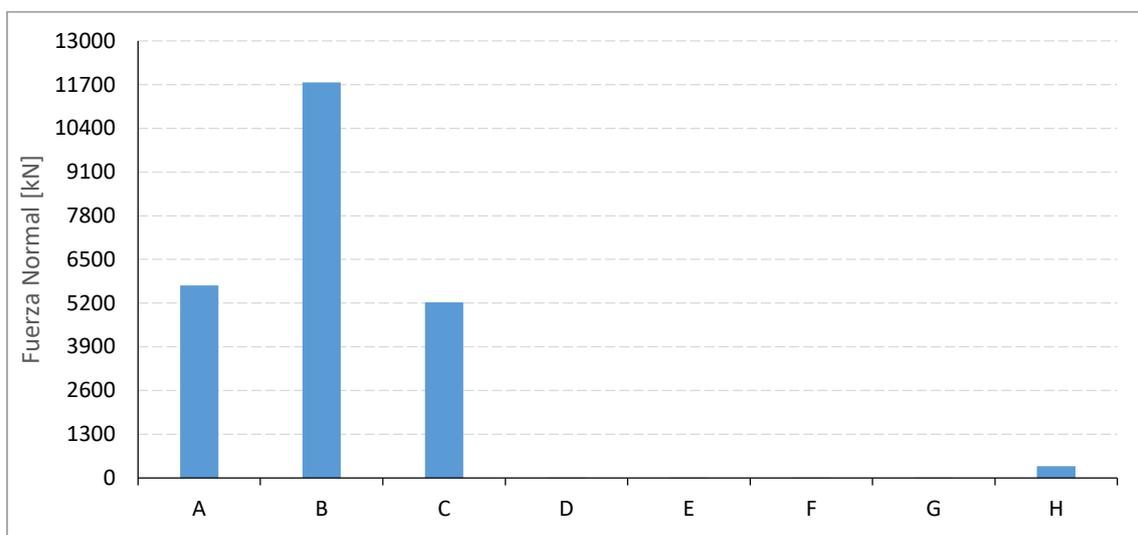


Figura 3.8: Fuerza Normal – Caso base.
Fuente: Elaboración Propia.

Asimismo, como se observa en la **Figura 3.8** los sectores A, B y C son los que contienen un mayor número de partículas las cuales generan un mayor número de contactos normales entre partículas y partículas – revestimientos. De estas tres zonas antes mencionadas, la sección B es la que presenta un mayor ratio de fragmentación del mineral, ya que posee una fuerza normal de 11,738.60 kN.

Por otro lado, el total de la fuerza normal generada en la sección H es de 345.60 kN, esta fuerza se genera por contactos entre partículas que se encuentran de despegue y/o en vuelo, ya que en esta zona los liner realizan la acción de levantamiento de la carga.

Fuerza Tangencial

En la **Figura 3.9** se aprecia que los sectores A, B, C y H, al igual que las fuerzas normales (Figura 3.8), generan contactos entre partículas por abrasión y cizallamiento, lo que permite la fragmentación del mineral.

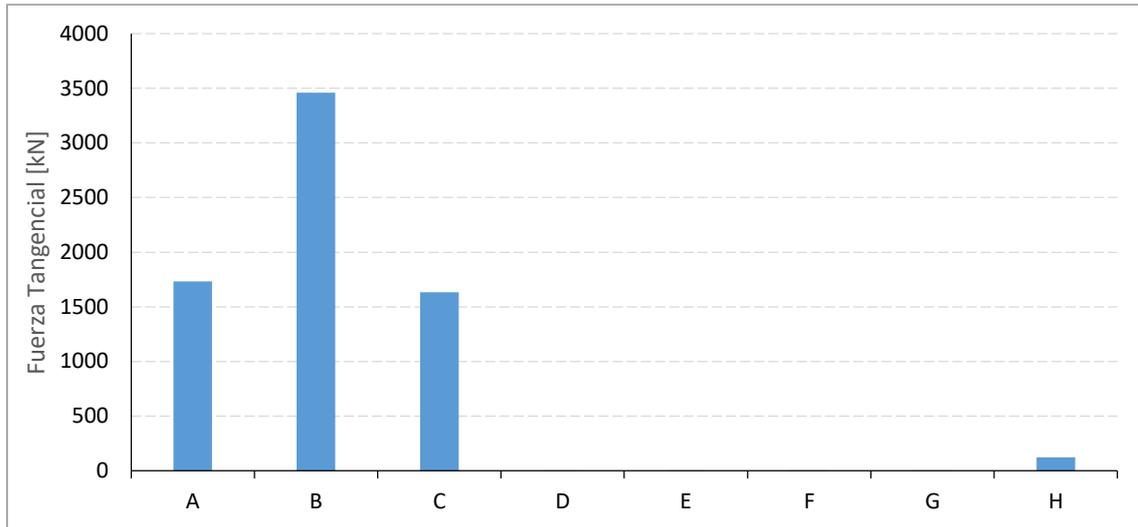


Figura 3.9: Fuerza Tangencial – Caso Base.
Fuente: Elaboración propia.

Asimismo, se aprecia que se dio el mismo comportamiento de generación de fuerza, esto quiero decir, que la zona B es el mejor sector para la reducción del tamaño de las partículas.

6. Energy Spectra

A través de la simulación en Rocky-DEM se predijo el comportamiento de fragmentación del mineral a través del energy spectra, herramienta que permitió recolectar estadísticas de la energía para la fractura del mineral.

El software Rocky-DEM calculó la potencia que se necesita por kilogramo procesado para cada grupo de partículas generado a partir de la granulometría ingresada (Tabla 2.5). La **Figura 3.10** muestra el valor de consumo específico de la mina, lo cual indica con qué energía específica las partículas del mineral se empiezan a fracturar, es decir, a un valor mayor de 18 kW.h/t (Tabla 2.1) la partícula se fragmentó; sin embargo, al observar la **Figura 3.10** se puede apreciar que las partículas menores a 1.5 pulgadas son las que obtienen un mejor uso de la potencia consumida por el molino, tal como se

observa en la **Tabla 3.3**, por lo cual el mineral mayor a 2.0 in se mantendrá dentro el molino SAG hasta que pueda fracturarse y salir a través de la parrilla de descarga.

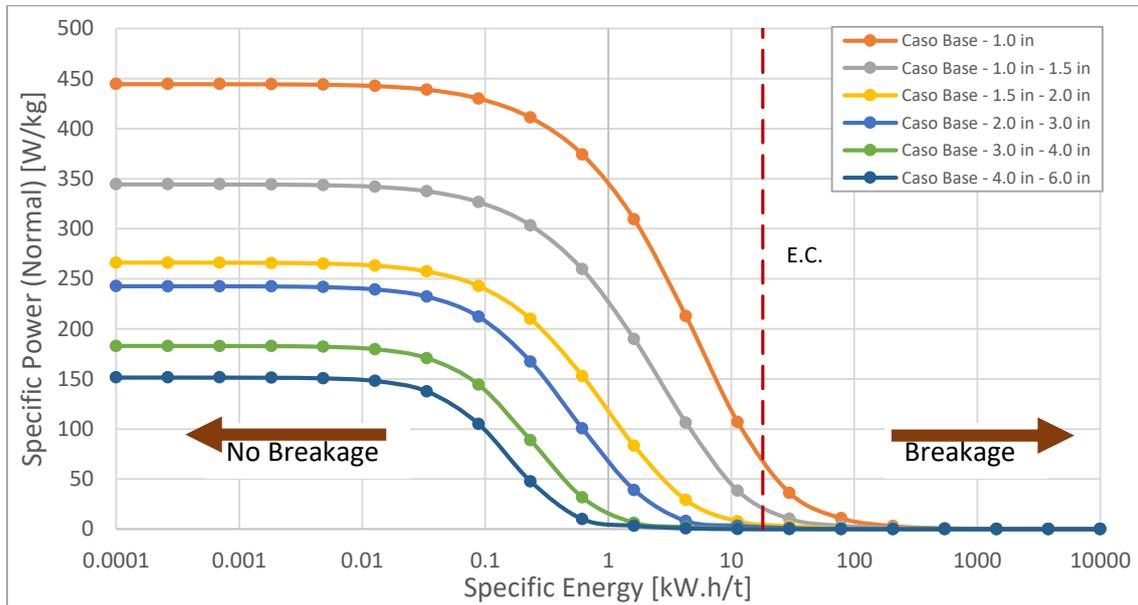


Figura 3.10: Energy Spectra – Caso Base.
Fuente: Elaboración Propia.

Tamaño del mineral	Specific Power [W/kg]
< 1.0 in	81.11
1.0 in - 1.5 in	28.08
1.5 in - 2.0 in	5.99
2.0 in - 3.0 in	2.50
3.0 in - 4.0 in	0.16
4.0 in - 6.0 in	0.01

Tabla 3.3: Potencia consumida para el proceso de fractura de acuerdo con el tamaño del mineral.
Fuente: Elaboración propia.

3.2 Análisis de sensibilidad

Como se definió en la Sección 2.7, en las siguientes secciones se presentará los resultados comparativos de cada uno de los casos al modificar para las siguientes variables: Ángulo, ratio S/H y número de liners. Se seleccionó el caso que generó una mejor distribución de energía en las secciones A, B y C.

○ Variación del ángulo del lifter

El ángulo más agresivo para el incremento de la trayectoria de la carga fue de 22°, es decir, este es el ángulo con el cual la distancia entre la última trayectoria de la carga con respecto al shell o a los revestimientos es menor. En contraste, al elegir un ángulo de

35°, que fue un valor más conservador, no se generó aumento de la carga en vuelo y se tuvo un comportamiento más abrasivo.

a. **Potencia:**

En la **Figura 3.11** se muestra la comparación entre los casos de variación del ángulo de levantamiento. Se observó que, al incrementar el ángulo de ataque, la potencia consumida por el molino aumenta, debido a que el volumen efectivo (Tabla 2.11) en los diferentes casos ha variado. Este volumen efectivo no indica que la capacidad de procesamiento del mineral aumenta al tener un volumen menor de los revestimientos, por lo cual al utilizar un menor ángulo de ataque el volumen de los revestimientos será mayor y el volumen de carga procesada será menor.

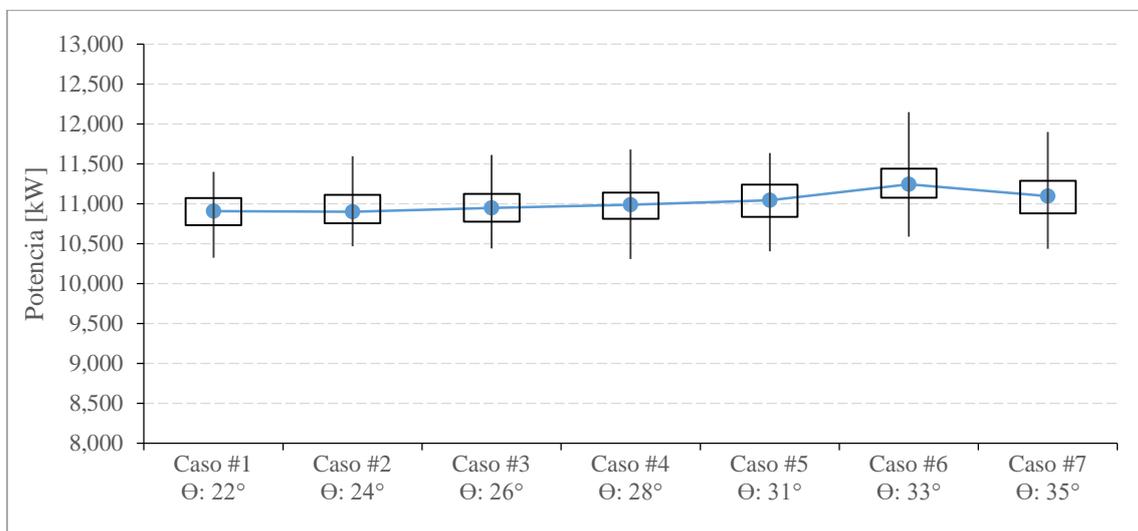


Figura 3.11: Comparación de potencia de los casos de variación del ángulo de ataque.
Fuente: Elaboración Propia.

Por ende, como se observa en la **Figura 3.11** mientras mayor sea el ángulo de ataque, mayor el volumen de tonelaje de mineral que se podrá procesar.

b. **Distribución de energía:**

En la **Tabla 3.4** y **Figura 3.12** se muestra la comparación de la distribución de energía generada por la variación del ángulo de ataque para cada una de las 8 secciones. Los sectores donde aprecia una mayor energía son A y B, esto se debe a que existe una gran cantidad de partículas dentro de estas zonas que están en constante contacto generando impacto (en menor escala), abrasión y cizallamiento.

	Energía [kJ]								Total
	Sección A	Sección B	Sección C	Sección D	Sección E	Sección F	Sección G	Sección H	
Caso #1 - 22°	124.62	123.55	47.56	0.09	0.02	0.05	2.38	33.94	332.21
Caso #2 - 24°	125.22	124.43	47.28	0.06	0.01	0.03	2.12	34.65	333.81
Caso #3 - 26°	125.88	124.66	47.34	0.04	0.01	0.02	1.72	34.80	334.47
Caso #4 - 28°	126.53	125.39	47.16	0.03	0.00	0.01	1.35	35.35	335.83
Caso #5 - 31°	127.70	125.64	47.13	0.02	0.00	0.00	0.88	36.12	337.51
Caso #6 - 33°	131.17	128.96	49.14	0.02	0.00	0.00	0.67	38.09	348.05
Caso #7 - 35°	128.95	126.64	47.68	0.02	0.00	0.00	0.38	36.36	340.03

Tabla 3.4: Tabla comparativa de la distribución de energía en cada una de las secciones mediante la variación del ángulo de ataque.

Fuente: Elaboración Propia.

Se observa que la energía generada en la zona C tiene una tendencia casi constante, lo cual indicó que esta zona no se vio afectada por la variación del ángulo de ataque. Por lo contrario, la zona H presentó una tendencia ascendente; sin embargo, la variación de energía en este sector no es relevante para la selección del mejor caso, ya que la energía generada para la molienda no se aprovecha, pues en este sector la carga empieza a ser levantada.

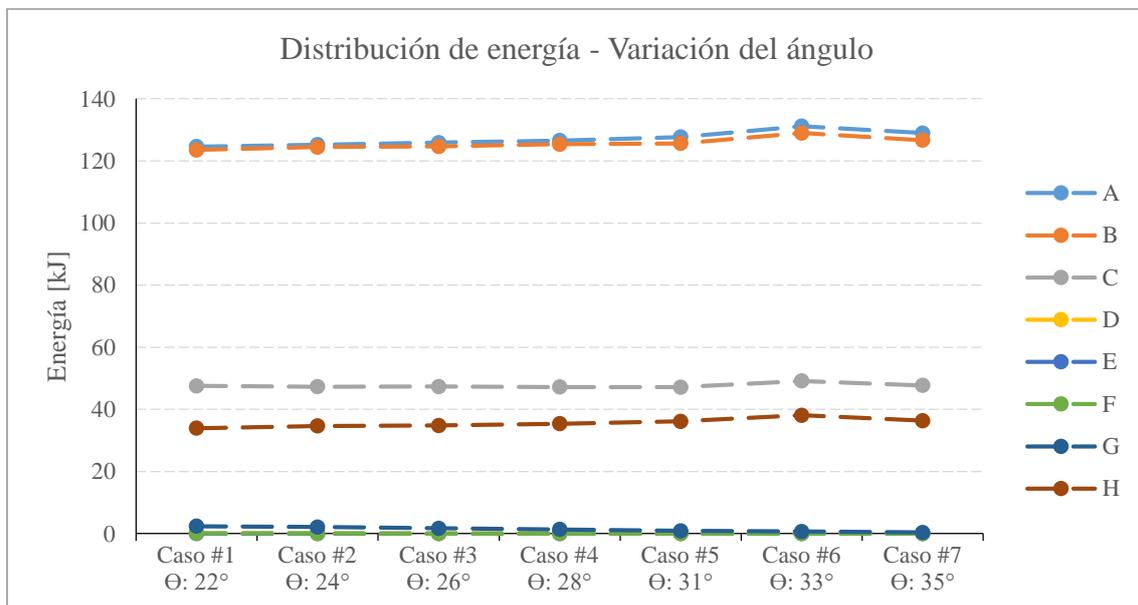


Figura 3.12: Comparación de la energía cinética de los casos con variación del ángulo de ataque.

Fuente: Elaboración propia.

Los valores de energía en las zonas D, E, F y G fueron casi nulos; observando que, al aumentar el ángulo de ataque, la energía “generada” en estos sectores iba disminuyendo como se aprecia en la Figura 3.12 y en la Tabla 3.4.

c. **Fuerzas:**

Fuerzas Normales

En la **Figura 3.13** se aprecia la fuerza normal total de las secciones A, B, C y H. Por medio de esta figura se puede observar que las tres primeras secciones son las que generan una mayor magnitud de fuerza; sin embargo, como ya se ha mencionado, la zona H no aprovecha la interacción entre partículas por lo que no existe una variación perceptible de estas fuerzas al variar el ángulo de ataque.

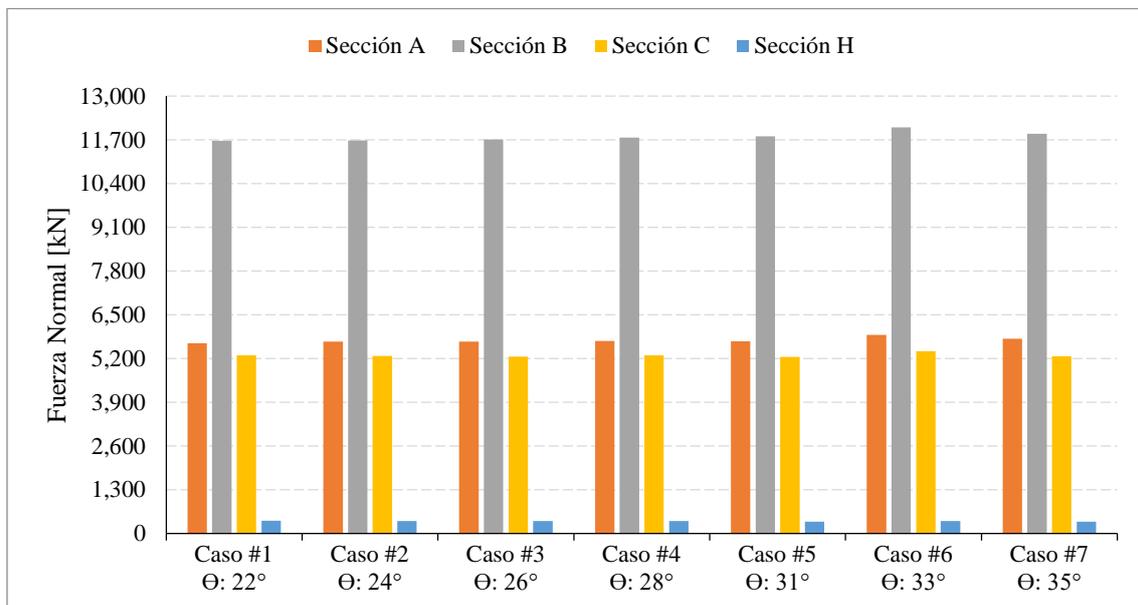


Figura 3.13: Comparación de las fuerzas normales.
Fuente: Elaboración propia.

Por otro lado, en la sección B se aprecia un incremento de estas fuerzas al variar el ángulo de ataque desde 22° hasta 35°, observando que en el Caso #6 y Caso #7 se genera un incremento que aporta aún más a la reducción del mineral a comparación de los otros. No existe una variación perceptible en las zonas A y C, por lo cual se considera que las magnitudes de estas fuerzas son similares y que no se presenta una gran variación de estas fuerzas al modificar el ángulo de ataque.

Fuerzas Tangenciales

De igual modo que las fuerzas normales, los Casos #6 y #7 son los que presentan incremento de las fuerzas tangenciales que aportarán a la fragmentación del mineral. En la **Figura 3.14** se observa que no existe una variación considerable en las fuerzas que se

generan en las zonas A y C, por lo que al variar el ángulo de levantamiento del liner no se genera un incremento o disminución considerable de las fuerzas tangenciales.

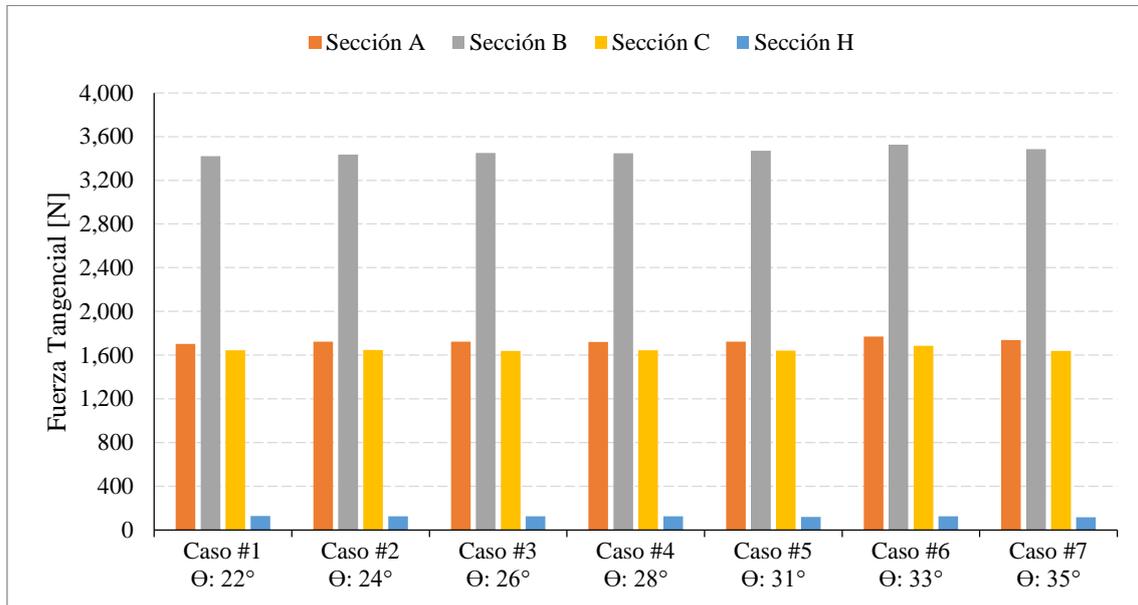


Figura 3.14: Comparación de las fuerzas tangenciales.
Fuente: Elaboración propia.

○ **Variación de la altura del liner**

Para la selección de los nuevos escenarios de variación de altura del liner se tomaron variaciones del Caso #1, Caso #6 y Caso #7 del análisis de sensibilidad para incrementar la distribución de energía dentro del molino. El Caso #1 fue seleccionado, para observar como varía la distribución de energía por medio de la variación de la altura con un ángulo agresivo. Los otros dos casos fueron seleccionados, ya que la energía total generada en la sección del molino simulado fue mayor a comparación de los otros 5 casos.

a. **Potencia:**

En la **Figura 3.15** se observa la comparación de la variación de la altura para los casos que cuentan con los ángulos de 22°, 33° y 35°, tal como muestra la Tabla 2.12. Se pudo constatar que al tener una mayor altura se necesita una mayor potencia y de igual manera que sucedió en la variación del ángulo, mientras mayor sea el volumen del revestimiento menor será el volumen efectivo del molino.

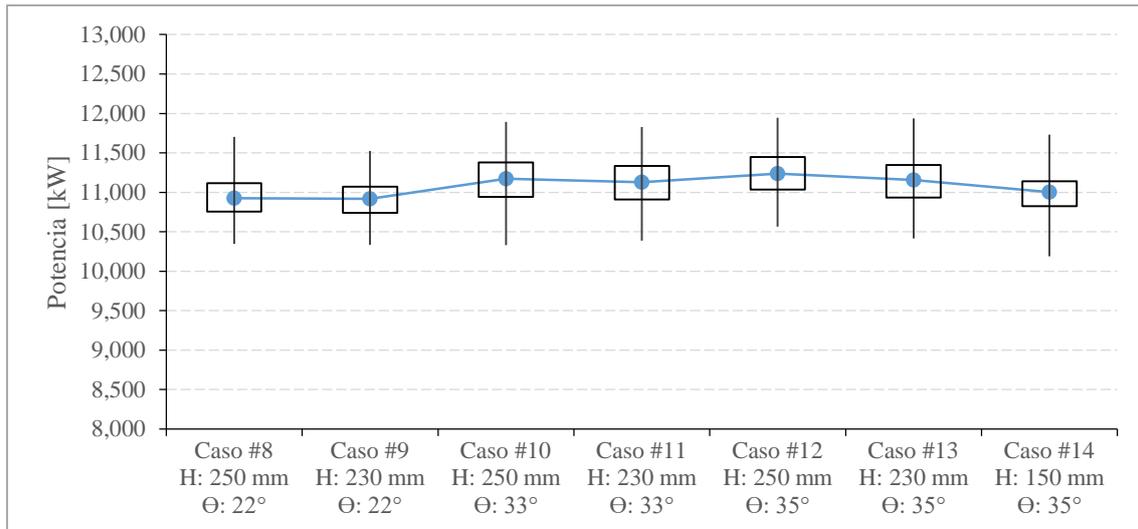


Figura 3.15: Comparación de potencia en la variación de la altura del liner.
Fuente: Elaboración propia.

b. Distribución de energía:

En la **Tabla 3.5:** Tabla comparativa de la va de la distribución de energía en cada una de las secciones mediante la variación de la altura. se muestran los valores de las simulaciones de distribución de energía en las 8 secciones para cada uno de los casos, donde se observó que las zonas A y B son las que generan mayor energía.

	Energía [kJ]								Total
	Sección A	Sección B	Sección C	Sección D	Sección E	Sección F	Sección G	Sección H	
Caso #8 - 250 mm	123.23	124.87	50.19	0.31	0.11	0.21	4.65	37.43	341.00
Caso #9 - 230 mm	123.76	124.39	48.86	0.21	0.07	0.14	3.82	35.94	337.19
Caso #10 - 250 mm	128.37	128.67	49.19	0.02	0.00	0.01	1.46	41.40	349.14
Caso #11 - 230 mm	128.21	127.33	48.40	0.02	0.00	0.00	1.08	39.40	344.44
Caso #12 - 250 mm	130.08	129.47	48.94	0.02	0.00	0.00	0.85	41.42	350.79
Caso #13 - 230 mm	129.07	127.60	48.13	0.02	0.00	0.00	0.69	39.57	345.07
Caso #14 - 150 mm	128.58	125.18	46.86	0.01	0.00	0.00	0.10	31.40	332.14

Tabla 3.5: Tabla comparativa de la va de la distribución de energía en cada una de las secciones mediante la variación de la altura.
Fuente: Elaboración Propia.

Asimismo, como se aprecia en la **Figura 3.16** mientras mayor sea la altura del liner, mayor es la energía generada. En el sector C se presentó un incremento de energía de aproximadamente 1 a 2 kJ, mientras que en los sectores D, E, F, G y H, al tener ángulos más conservadores no hubo una disminución de energía generada, por el contrario, en los casos donde el ángulo es más agresivo vemos como al aumentar la altura, la energía generada en esos sectores aumenta.

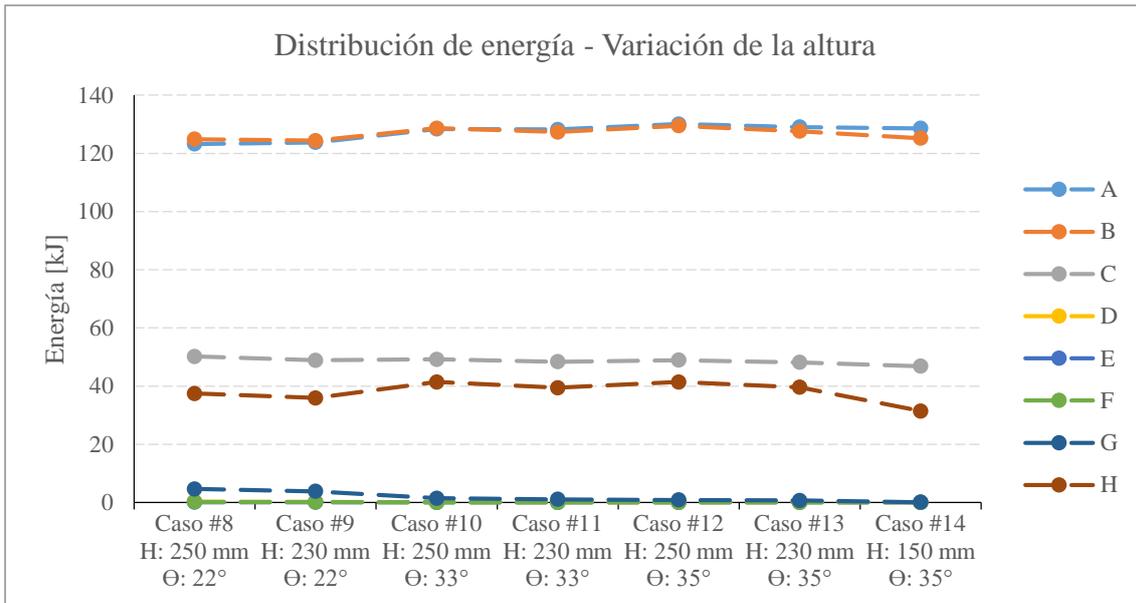


Figura 3.16: Comparación de la energía cinética de los casos mediante la variación de la altura del liner.
Fuente: Elaboración propia.

c. **Fuerzas:**

Fuerzas Normales

En la **Figura 3.17** se aprecian las variaciones de las fuerzas normales. La sección B es la que se muestra una variación perceptible de la fuerza normal al variar la altura del liner.

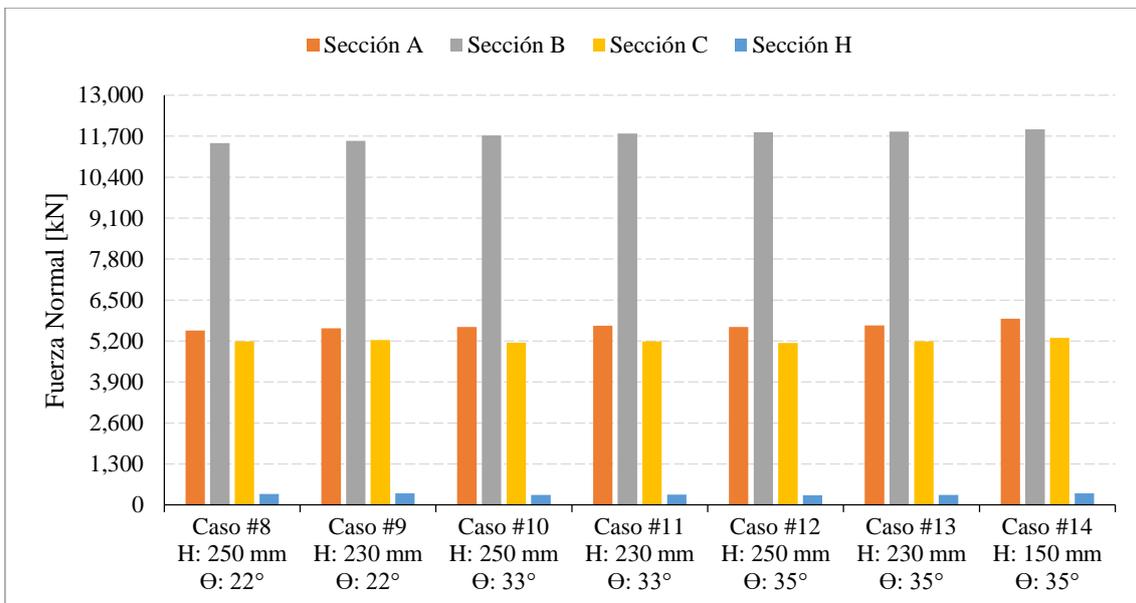


Figura 3.17: Comparación de fuerzas normales al variar la altura del liner.
Fuente: Elaboración propia.

A partir de la **Figura 3.17** se observó que el Caso #7 genera un incremento de fuerzas normales en las zonas A, B y C. Por otro lado, a pesar de que las fuerzas generadas en la sección H no son aprovechadas, no presenta una gran variación de fuerzas normales en ninguno de los casos, por lo cual no es un factor que vaya a mejorar o empeorar a la molienda del mineral.

Fuerzas Tangenciales

En la **Figura 3.18**, se aprecia que mientras menor sea la altura del liner, se genera una tendencia de incremento de fuerzas tangenciales donde las partículas y los revestimientos ocasionan una mayor abrasión y cizallamiento, lo cual constituye un beneficio para la molienda de los minerales.

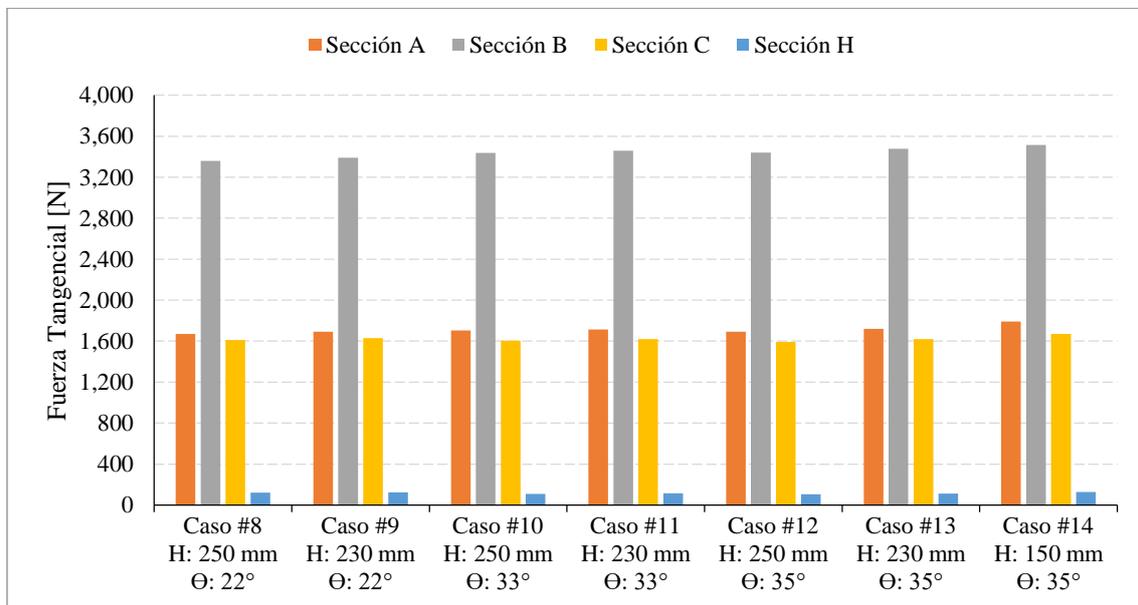


Figura 3.18: Comparación de fuerzas tangenciales al variar la altura del liner.
Fuente: Elaboración propia.

○ **Variación del número de liners**

a. **Potencia:**

En la **Figura 3.19** se observa la comparación de los casos #8, #10 y #12 al modificar el número de liners manteniendo los ángulos (22°, 33° y 35°) y la altura de 250 mm para todos los casos. Se modificó esta variable para incrementar el ratio de espaciamiento entre liners y la altura del liner y así obtener un incremento en el volumen efectivo del molino.

Como se aprecia en la **Figura 3.19**, al disminuir el número de revestimientos la potencia consumida del molino se incrementa. La razón de este incremento está dada por el aumento del volumen efectivo del molino, por lo cual mientras el número de liners disminuye, la capacidad de procesamiento de mineral aumenta.

Asimismo, se observó un incremento del ratio S/H, ya que al reducir el número de liners el espaciamiento entre revestimientos aumenta, por lo cual el ratio S/H aumenta.

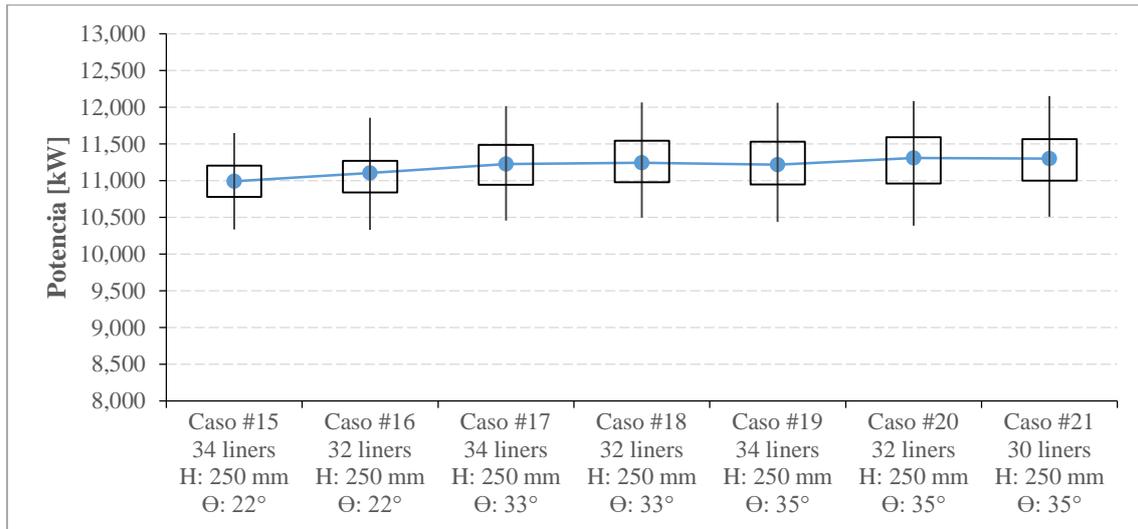


Figura 3.19: Comparación de potencias.
Fuente: Elaboración propia.

b. Distribución de energía:

En la **Tabla 3.6** y **Figura 3.20** se aprecian los valores y la tendencia de los casos simulados. Se observó una tendencia con respecto a la variación del número de liners para cada ángulo de ataque. Al disminuir el número de revestimientos con un mismo ángulo, hubo un incremento de energía en las cuatro zonas de interés (A, B, C y H), como por ejemplo, en la zona A se observa un aumento de energía de 123.97 kJ (Caso #15) a 131.39 kJ (Caso #21); mientras que en las otras cuatro zonas restantes, la energía generada no mostró una variación considerable, tal como se observa en la zona F la variación entre los casos fue de 0.19 kJ (Caso #15) a 0 kJ (Caso #21).

	Energía [kJ]								Total
	Sección A	Sección B	Sección C	Sección D	Sección E	Sección F	Sección G	Sección H	
Caso #15 - 34 liners	123.97	125.09	50.28	0.29	0.10	0.19	4.38	37.83	342.13
Caso #16 - 32 liners	125.12	125.78	50.55	0.29	0.10	0.19	4.13	39.13	345.29
Caso #17 - 30 liners	128.89	129.17	48.99	0.02	0.00	0.01	1.32	41.37	349.78
Caso #18 - 28 liners	129.56	129.18	49.21	0.02	0.00	0.01	1.18	41.57	350.73
Caso #19 - 34 liners	129.97	129.24	48.84	0.02	0.00	0.00	0.83	41.38	350.28
Caso #20 - 32 liners	130.90	129.52	48.84	0.02	0.00	0.00	0.78	41.42	351.48
Caso #21 - 30 liners	131.39	129.61	48.88	0.02	0.00	0.00	0.66	41.27	351.83

Tabla 3.6: Tabla comparativa de la energía generada por secciones de los diferentes casos.
Fuente: Elaboración Propia.

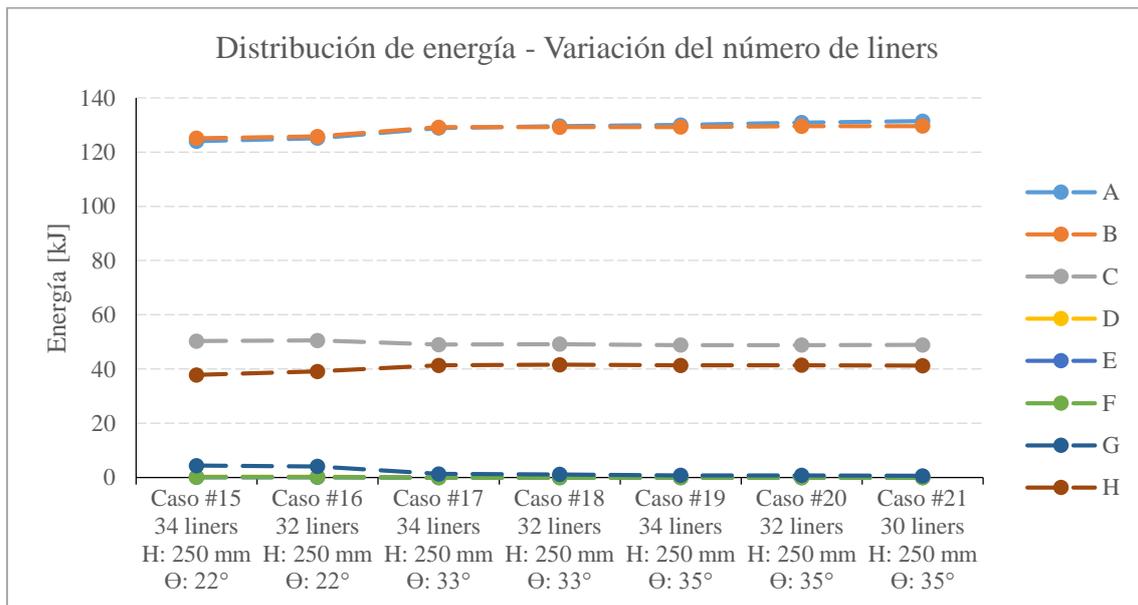


Figura 3.20: Comparación de la energía cinética de los casos mediante la variación del número de liners.
Fuente: Elaboración propia.

La distribución de energía de las 8 secciones muestra que las zonas A y B son las que generan mayor energía, del mismo modo que en las simulaciones de los casos de las otras dos variables.

En el sector C, la variación de energía es mínima entre cada caso con el mismo ángulo y con la misma altura. Por otro lado, se aprecia en la **Tabla 3.5** que las zonas D, E y F no existe una variación de energía al cambiar el número de revestimientos. Asimismo, en la **Figura 3.20**, se observa que mientras menor sea el número de revestimientos, menos energía se genera en la sección G, ya que la carga en vuelo disminuye y las partículas adoptan un comportamiento abrasivo sobre la superficie.

La energía que se genera en el sector H tiene una tendencia constante (la variación es mínima) al variar el número de revestimientos y aumentar el volumen efectivo; sin

embargo, el ángulo de 22° no presenta este comportamiento al variar el número de liners, ya que al disminuir este, la energía en este sector aumenta.

c. Fuerzas:

Fuerzas Normales

En la **Figura 3.21** se presenta la variación de fuerzas normales al modificar el número de revestimientos, observando que la variación de fuerza en la sección A es mínima, esto se debe a que es una de las zonas donde el número de partículas se mantendrá constante siempre y cuando la velocidad de rotación sea fija. Por otro lado, la sección B, presentó un mayor incremento de la fuerza normal (Caso #15 – 11,563.35 kN / Caso #21 – 11,968.83 kN), mientras que en el sector C, se observó que al aplicar esta variación las fuerzas normales decrecieron alrededor de 20 kN (Caso #15 – 5,195.85 kN / Caso #21 – 5,177.78 kN). En la sección H, esta fuerza tiene un decrecimiento de alrededor de 40 kN (Caso #15 – 350.45 kN / Caso #21 – 310.28 kN).

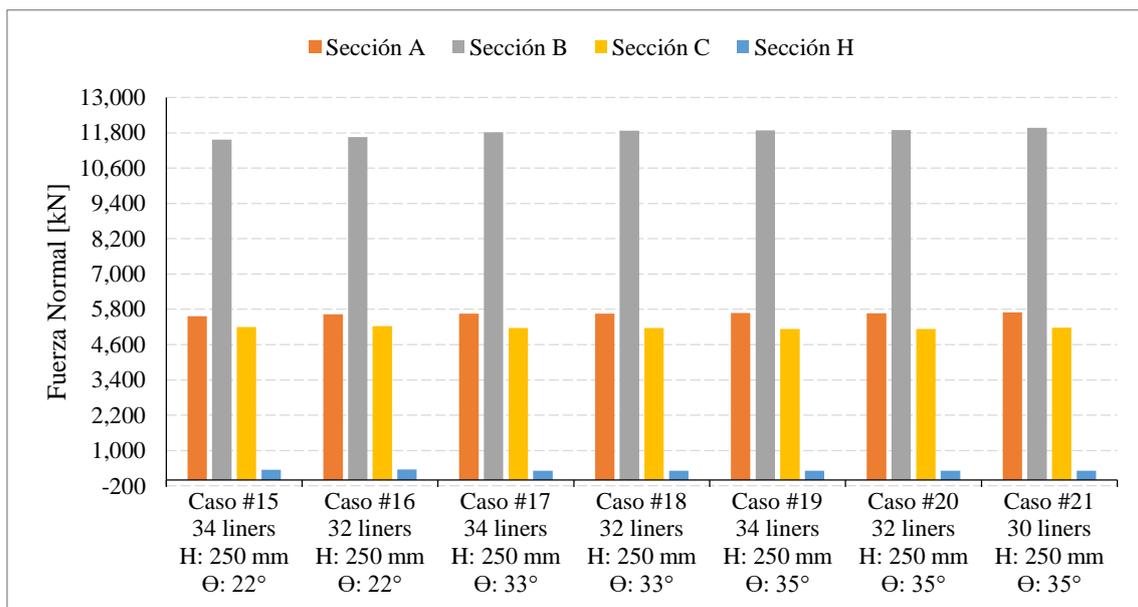


Figura 3.21: Comparación de fuerzas normales al variar el número de liners.
Fuente: Elaboración propia.

Fuerzas Tangenciales

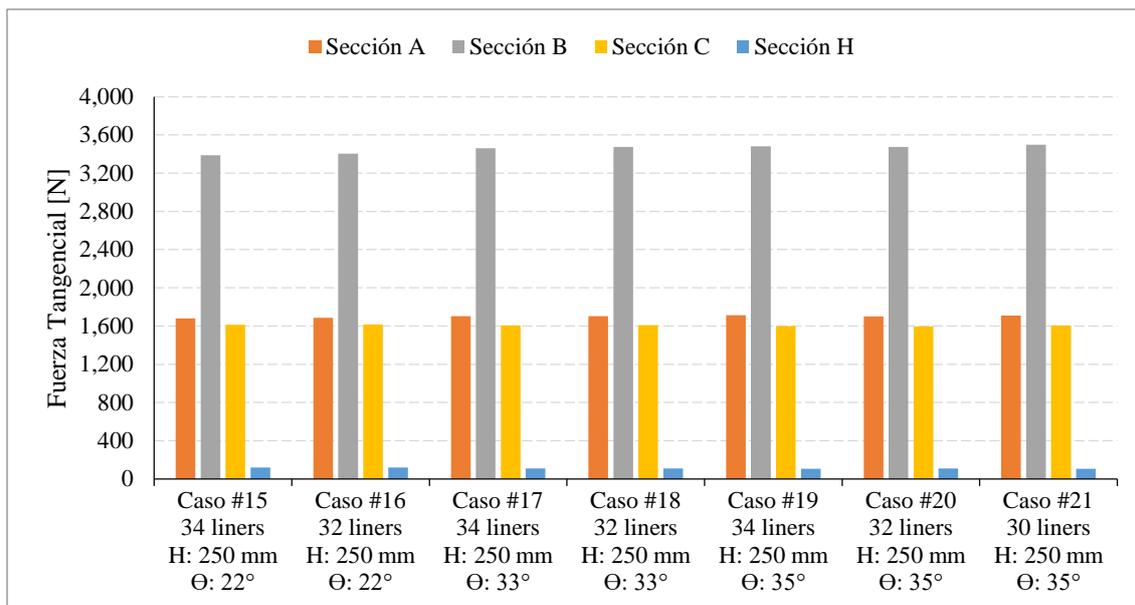


Figura 3.22: Comparación de fuerzas tangenciales al variar el número de liners.
Fuente: Elaboración propia.

Se observó que las fuerzas tangenciales presentadas en la **Figura 3.22** son virtualmente constantes, es decir, la variación de dichas fuerzas es mínima al disminuir el número de revestimientos, debido a que el ratio de interacción y el comportamiento de las partículas dentro de la carga seguirá siendo similar por lo que se mantendrá casi constante el valor de las fuerzas tangenciales, ya que no se ha generado alguna variación en la geometría o en las condiciones operacionales que origine un mayor número de interacciones entre las partículas las cuales provoquen un aumento o disminución significativa en dichas fuerzas.

3.3 Selección del diseño óptimo

A partir de las comparaciones realizadas en el análisis de sensibilidad para cada variable se seleccionó el diseño óptimo para mejorar el proceso de molienda del mineral. El proceso de selección fue a través de la comparación de la distribución de energía generada para cada caso, para lo cual se eligió tres casos, dos de ellos fueron los que generaron un aumento significativo y el tercero fue seleccionado como el peor de los casos para conocer la variación de energía que podría generar a partir de la modificación de las otras dos variables.

○ **Variación del ángulo del lifter**

En la **Tabla 3.7** se presenta el resumen de la energía generada en los sectores de interés (A, B, C y H) de los casos seleccionados. Después de la modificación del ángulo del lifter.

Asimismo, esta tabla presenta la comparación de los porcentajes de energía con respecto a la energía total del caso base, es decir, se obtuvo los porcentajes de cada sección para cada caso a partir de la energía total del caso base la cual es 334.23 kJ. Se obtuvo que el caso #1, con un ángulo de 22°, generó menos energía que el caso base, por lo que este caso fue elegido como el peor escenario.

	Energía cinética [kJ]					Distribución de energía [%]				
	A	B	C	H	Total	A	B	C	H	Total
Caso base Θ: 30°	126.39	124.87	47.06	34.72	334.23	37.81%	37.36%	14.08%	10.39%	100.00%
Caso #1 Θ: 22°	124.62	123.55	47.56	33.94	332.21	37.29%	36.96%	14.23%	10.15%	99.40%
Caso #6 Θ: 33°	131.17	128.96	49.14	38.09	348.05	39.25%	38.59%	14.70%	11.39%	104.13%
Caso #7 Θ: 35°	128.95	126.64	47.68	36.36	340.03	38.58%	37.89%	14.27%	10.88%	101.73%

Tabla 3.7: Comparación de la energía generada por sectores.
Fuente: Elaboración propia.

Los casos #6 y #7 generaron un incremento de energía, asimismo, como se observa en la **Tabla 3.7**, el caso #6, con un ángulo de 33° generó 4.13% más energía que el caso base.

○ **Variación de la altura del liner**

Al tener seleccionados los casos de análisis de la primera variable, se pasó a evaluar dichos casos con diferentes alturas. En la **Tabla 3.8** se presenta el resumen de los casos que generan un incremento de energía, observando que al aumentar la altura del revestimiento se logra aumentar la energía. Para el Caso #8, el incremento fue de 8.79 kJ, para el Caso #10 fue de 1.09 kJ; mientras que para el caso #12 fue de 10.76 kJ.

	Energía cinética [kJ]					Distribución de energía [%]				
	A	B	C	H	Total	A	B	C	H	Total
Caso base Θ: 30° 201.11 mm	126.39	124.87	47.06	34.72	334.23	37.81%	37.36%	14.08%	10.39%	100.00%
Caso #16 H: 250 mm Θ: 22°	123.23	124.87	50.19	37.43	341.00	36.87%	37.36%	15.02%	11.20%	102.03%
Caso #18 H: 250 mm Θ: 33°	128.37	128.67	49.19	41.40	349.14	38.41%	38.50%	14.72%	12.39%	104.46%
Caso #21 H: 250 mm Θ: 35°	130.08	129.47	48.94	41.42	350.79	38.92%	38.74%	14.64%	12.39%	104.95%

Tabla 3.8: Casos seleccionados – Variación de la altura del liner.
Fuente: Elaboración propia.

Se observó que al aumentar el ángulo y la altura del liner, se generó un incremento de energía para los tres casos seleccionados. Esta selección se pudo comprobar a través de los porcentajes de distribución de energía que tienen la misma lógica de comparación que la variable anterior. El mejor de los casos observados fue el caso #12, el cual obtuvo un 4.95% de incremento de energía.

De acuerdo con este proceso de selección se obtuvo que al modificar el ángulo de 30° a 35° y la altura de 201.112 mm a 250.00 mm, se tiene una mejora en la generación de energía dentro del molino.

○ **Variación del número de revestimientos**

De acuerdo con la sección anterior, la geometría del revestimiento fue optimizada mediante la variación del ángulo del lifter y el ratio S/H, por lo cual a partir de esta optimización se realizó un aumento del volumen efectivo del molino, mediante la disminución de los revestimientos. A través de este enfoque de aumentar el volumen

efectivo se realizó siete simulaciones variando el número de revestimientos, tal como se aprecia en la Tabla 3.9.

	Energía cinética [kJ]					Distribución de energía [%]				
	A	B	C	H	Total	A	B	C	H	Total
Caso base 36 liners Θ : 30° 201.11 mm	126.39	124.87	47.06	34.72	334.23	37.81%	37.36%	14.08%	10.39%	100.00%
Caso #16 32 liners H: 250 mm Θ : 22°	125.12	125.78	50.55	39.13	345.29	37.44%	37.63%	15.12%	11.71%	103.31%
Caso #18 32 liners H: 250 mm Θ : 33°	129.56	129.18	49.21	41.57	350.73	38.76%	38.65%	14.72%	12.44%	104.94%
Caso #21 30 liners H: 250 mm Θ : 35°	131.39	129.61	48.88	41.27	351.83	39.31%	38.78%	14.63%	12.35%	105.26%

Tabla 3.9: Casos seleccionados – Variación del número de liners.
Fuente: Elaboración propia.

A partir de los casos propuestos en dicha tabla, se muestra que la variación no solo se aplicó al caso con geometría óptima, sino a los tres casos con los que se vino trabajando para lograr conocer como influyó quitar revestimientos en el aumento de energía dentro del molino.

La **Tabla 3.9** presenta los tres mejores casos. El Caso #16, con un ángulo de ataque de 22°, altura de 250 mm y 32 liners, presentó un aumento de energía (con respecto a la anterior variable) de 4.29 kJ; el Caso #18, con un ángulo de 33°, 250 mm de altura y 32 liners, presentó un aumento de 1.59 kJ y finalmente; mientras que, el caso #21, con un ángulo del lifter de 35°, altura de 250 mm y 30 revestimientos, presentó un incremento de energía de 1.04 kJ.

La **Tabla 3.9** presenta la variación de energía del perfil de revestimiento propuesto con un ángulo 35° y una altura de 250 mm, con la diferencia del número de revestimientos. El Caso #20 presenta 32 liners y el Caso #21 presenta 30 liners, siendo la diferencia de energía generada de 0.35 kJ, por lo que la decisión de elección del caso óptimo fue a través del volumen efectivo, el primero de estos cuenta con un volumen

efectivo de 68.14 m³/m y el segundo de 68.26 m³/m. Por ende, la selección del caso fue el #21, ya que cuenta con un mayor volumen efectivo.

En la **Tabla 3.9** se presenta los incrementos de energía a comparación del caso base, observando un incremento de energía para el caso óptimo de 5.26%. Asimismo, se observa un aumento del volumen efectivo de 67.91 a 68.26 m³/m (tal como se aprecia en la Tabla 2.13), es decir, la disminución de 36 liners (caso base) a 30 liners dio un aumento total de 3.66 m³ (a lo largo de toda la longitud del molino).

3.4 Comparación de geometría óptima del revestimiento con el diseño base

○ **Potencia**

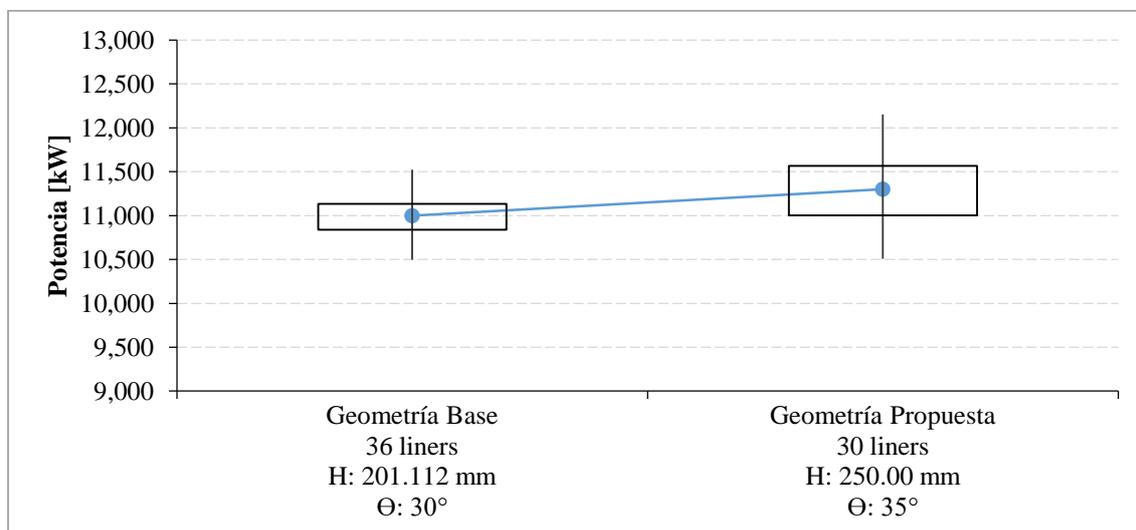


Figura 3.23: Comparación de potencia entre el caso base y el caso propuesto.
Fuente: Elaboración propia.

En la **Figura 3.23** se observa la comparación de potencia entre el caso base y el caso propuesto. Este último presenta un incremento de consumo de potencia de 2.75% [285.60 kW], lo cual se debe a la reducción del volumen y del número de los revestimientos instalados dentro del molino, lo que genera un incremento del volumen efectivo del molino con lo cual se incrementa el volumen del mineral y del collar de bolas dentro del molino.

○ **Trayectoria de la carga**

En la **Figura 3.24** – a se observa la comparación de la trayectoria de la carga entre el caso base y el caso propuesto. Se aprecia que ninguno de los dos casos presenta impactos sobre los revestimientos, no obstante, en el caso base se aprecia que en la zona

del pie de carga existe trayectorias de partículas que generan rebote sobre la superficie de la carga hacia los revestimientos, a comparación del caso propuesto que minimiza estos rebotes, estos impactos que son generados por los rebotes no generan un daño considerable sobre los revestimientos, ya que la energía generada en este sector por las partículas del mineral es pequeña.

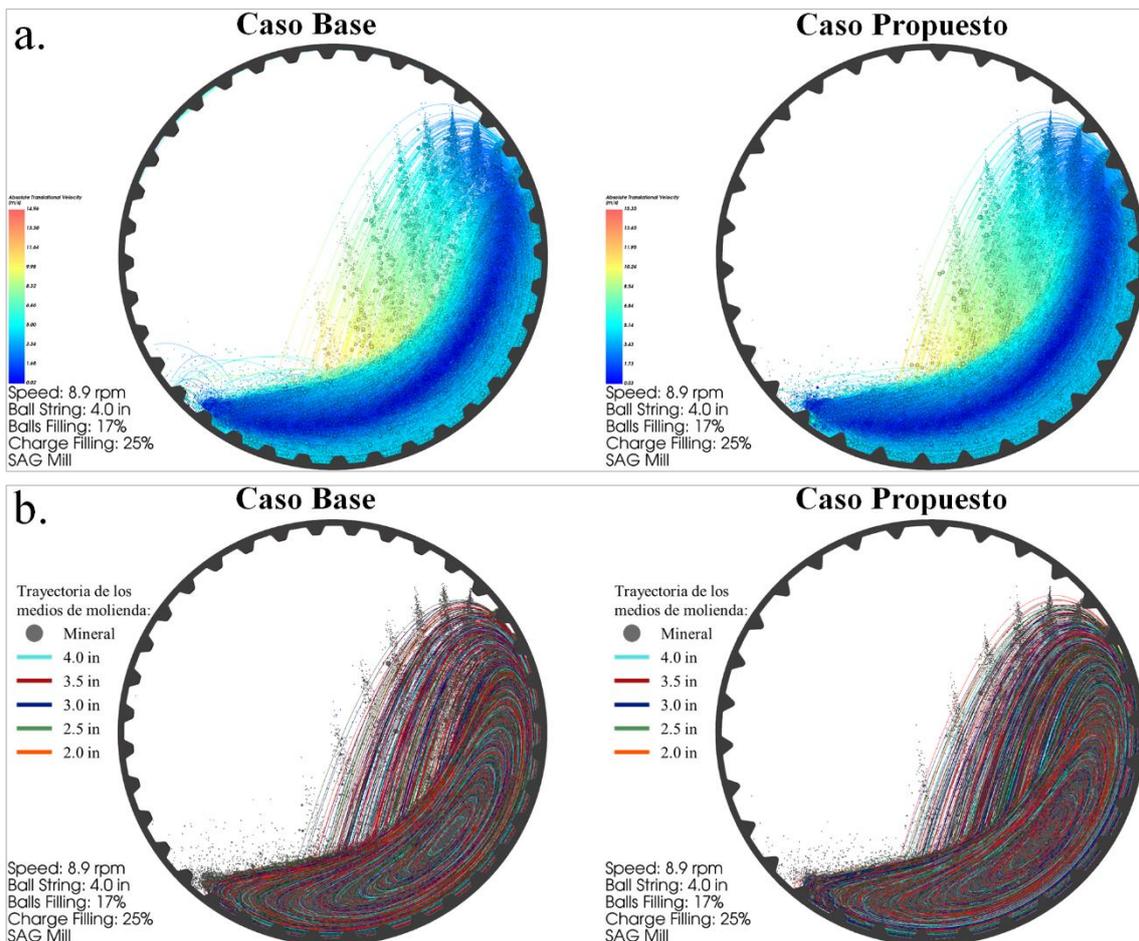


Figura 3.24: Trayectoria de la carga.
Fuente: Elaboración propia.

Al analizar la **Figura 3.24 – b**, se aprecia que en ninguno de los dos casos existe impactos sobre los revestimientos. Asimismo, se aproximó la distancia de impacto de la trayectoria de las partículas del collar de bolas hasta los revestimientos y/o shell, siendo el valor de la distancia del caso base es de 2.45 metros y del caso propuesto es 2.5 m.

En la **Figura 3.25**, se presenta la ubicación de la zona de despegue de las partículas, pie de carga y del ángulo de reposo, donde se observa que la zona de despegue en el caso propuesto presenta una variación en su posición a comparación del caso base, esto se debe

a que la geometría del revestimiento ha variado su altura y el ángulo del lifter, lo que ocasiona que las partículas presenten un diferente comportamiento en esta zona.

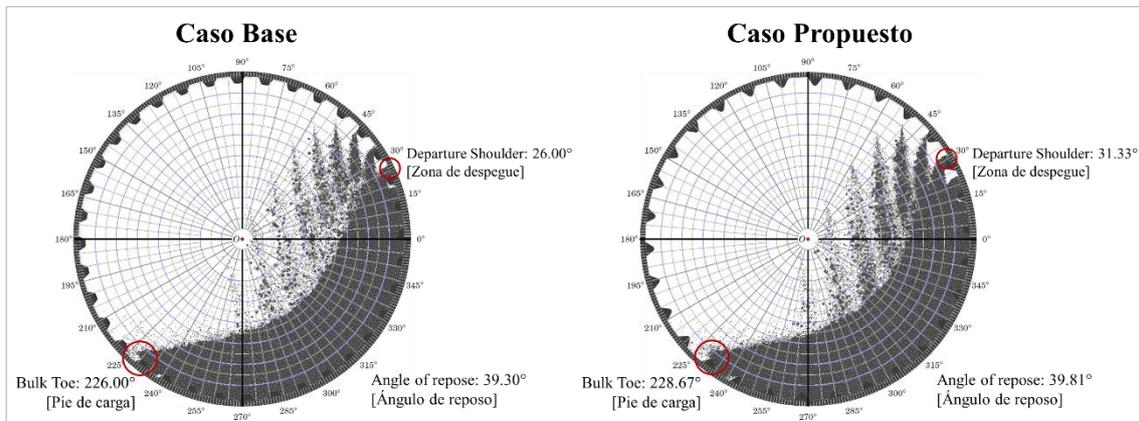


Figura 3.25: Ubicación de la zona de despegue, pie de carga y ángulo de reposo.
Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 3.26 se observa la variación del comportamiento de las partículas que se encuentra en el aire, donde el caso base presenta un total de 399,803 partículas de las cuales el 3.44% (13,756 partículas) se encuentra en el aire en la sección de un metro del molino; dentro de este porcentaje el 94.09% (12,943) de las partículas son de mineral, mientras que el resto (5.63% - 775) pertenece al collar de bolas. A comparación del caso base, el caso propuesto presenta un total de 401,880 partículas lo cual es un incremento de partículas del 0.52% (2,077 partículas), esto como ya se explicó se debe al incremento del volumen efectivo del molino a través de la reducción del volumen de los revestimientos, de las cuales el 4.56% (18,336 partículas) se encuentran en el aire, asimismo, este incremento se refleja en el número de partículas que presenta el mineral (12,943) y el collar de bolas (1,226).

Por otro lado, se observa que las curvas que genera la carga de vuelo en ambos casos son diferentes, esto se debe a la modificación de la geometría de los revestimientos lo que lleva a un diferente comportamiento de la carga, por ende, se genera una diferente zona de despegue lo cual modificara el comportamiento de las partículas.

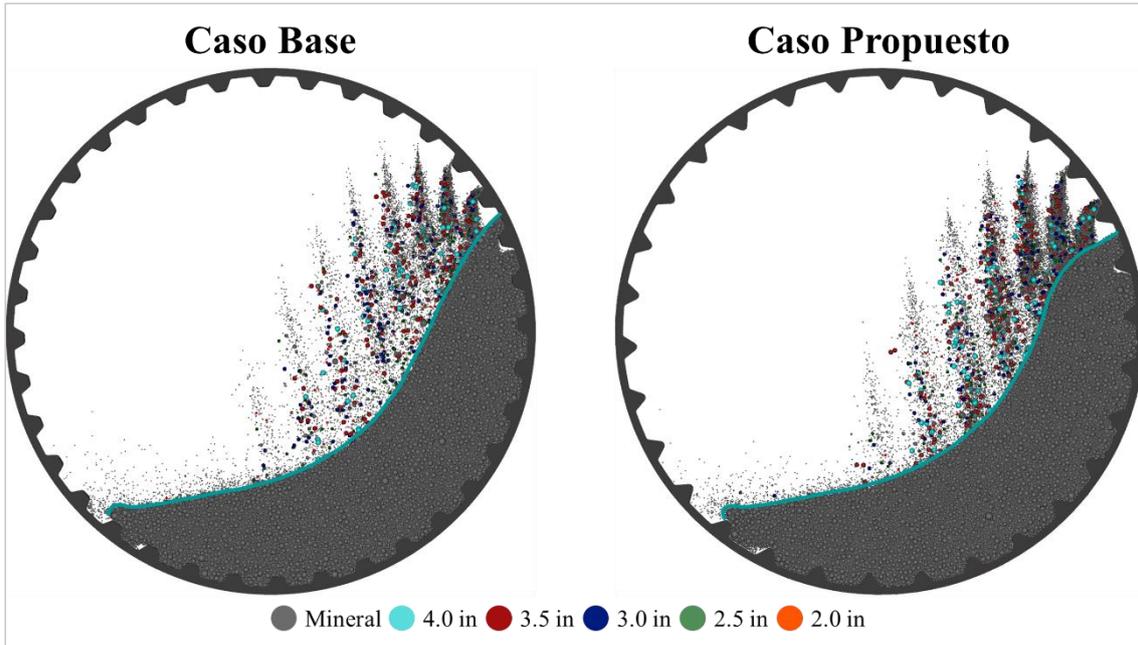


Figura 3.26: Comparación de.
Fuente: Elaboración propia.

○ **Distribución de energía**

En la Figura 3.27 se aprecia un incremento de la distribución de energía, la cual es de 5.26% (Tabla 3.9). Dicho aumento se genera en las zonas de interés (A, B, C y H) (Figura 3.28). Por otro lado, en la sección G se aprecia como al implementar la geometría del liner propuesto, la energía en esta zona al tener el revestimiento actual decrece, esto se debe a la disminución de la carga en vuelo.

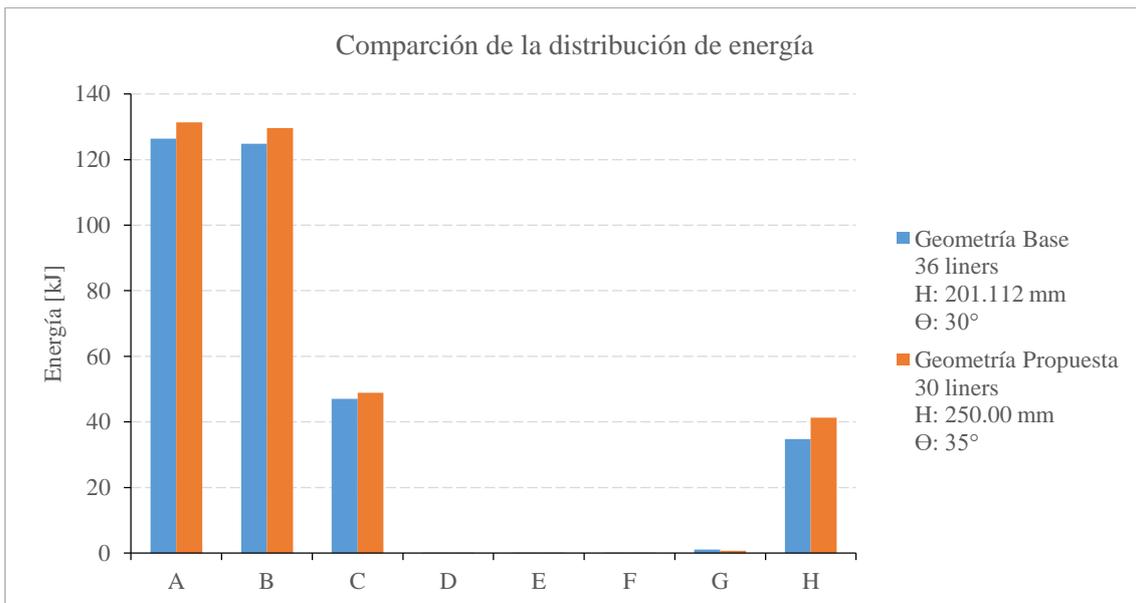


Figura 3.27: Distribución de energía cinética.
Fuente: Elaboración propia.

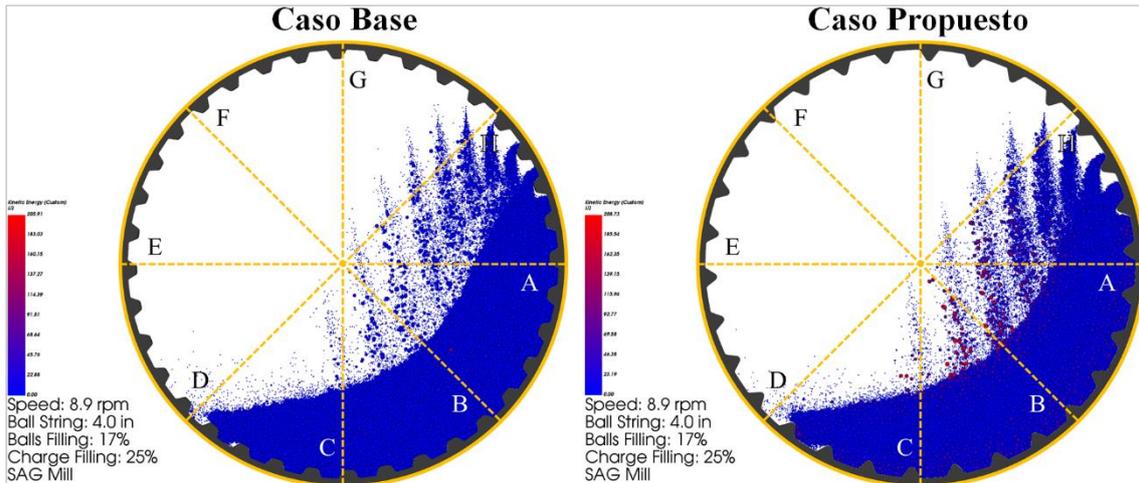


Figura 3.28: Comparación de la energía distribuida en los 8 sectores.
Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 3.29 se muestra la energía en el pie de carga, se observa un decrecimiento en la energía generada en el sector E (pie de carga), ya que como se mencionó anteriormente el número de partículas en vuelo ha disminuido en esta zona. Asimismo, la velocidad con la que estas partículas impactan en el pie de carga utilizando el diseño de los liners del caso base es de ~ 12.6 m/s mientras tanto la velocidad que se obtiene al usar el diseño propuesto es de ~ 12.28 m/s.

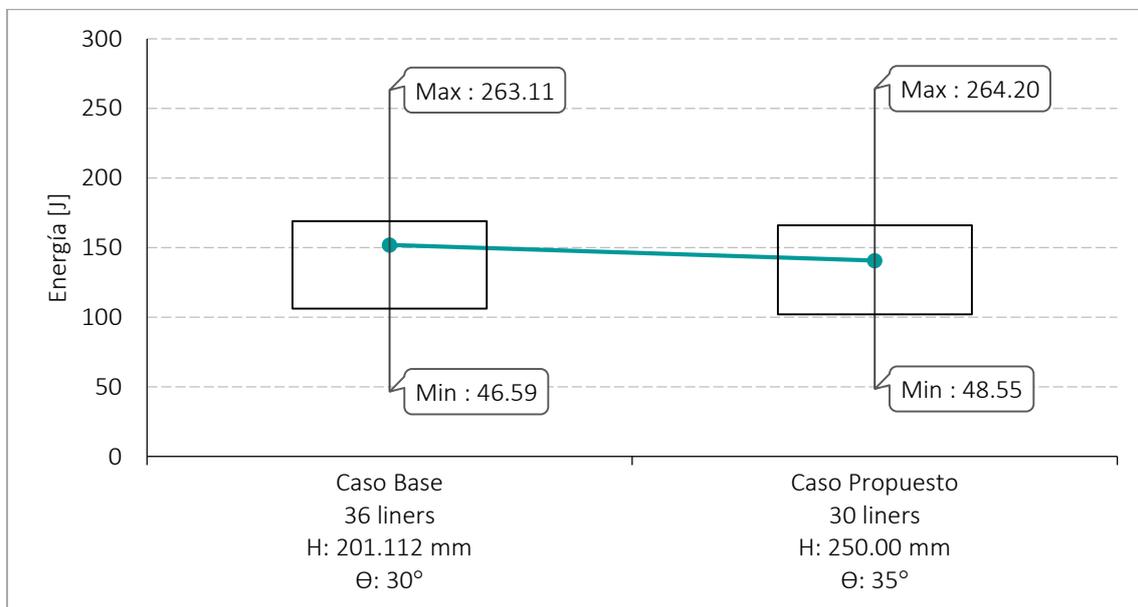


Figura 3.29: Energía en el pie de carga.
Elaboración propia.

○ **Fuerza**

Las fuerzas que se generan al interior del molino se dan a través de las interacciones normales y tangenciales de las partículas consigo mismas o con los revestimientos.

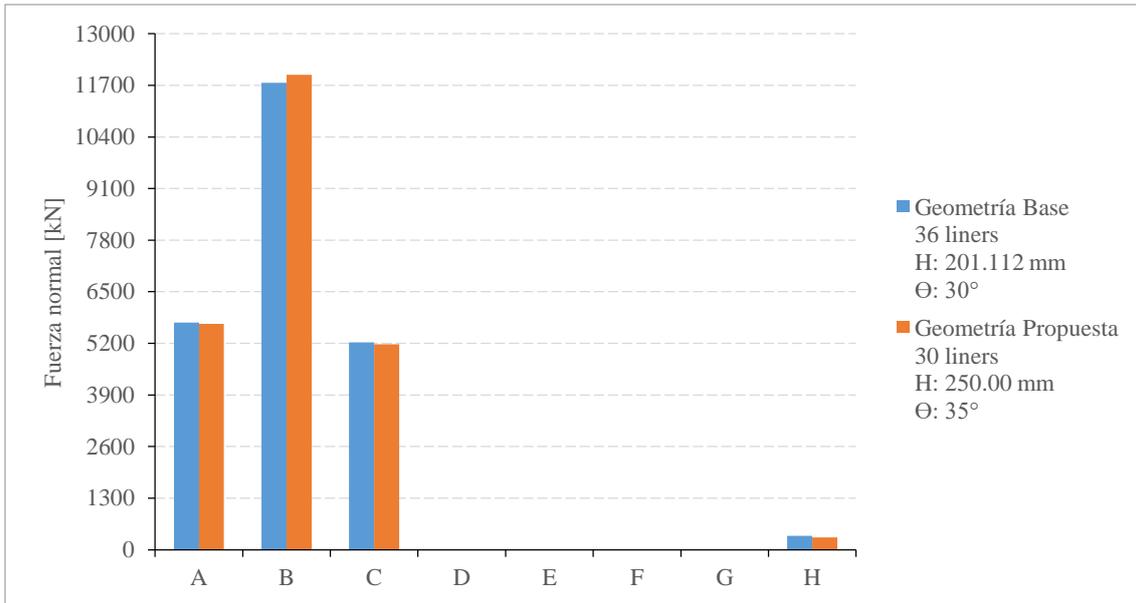


Figura 3.30: Comparación de fuerzas normales con los dos perfiles.
Fuente: Elaboración propia.

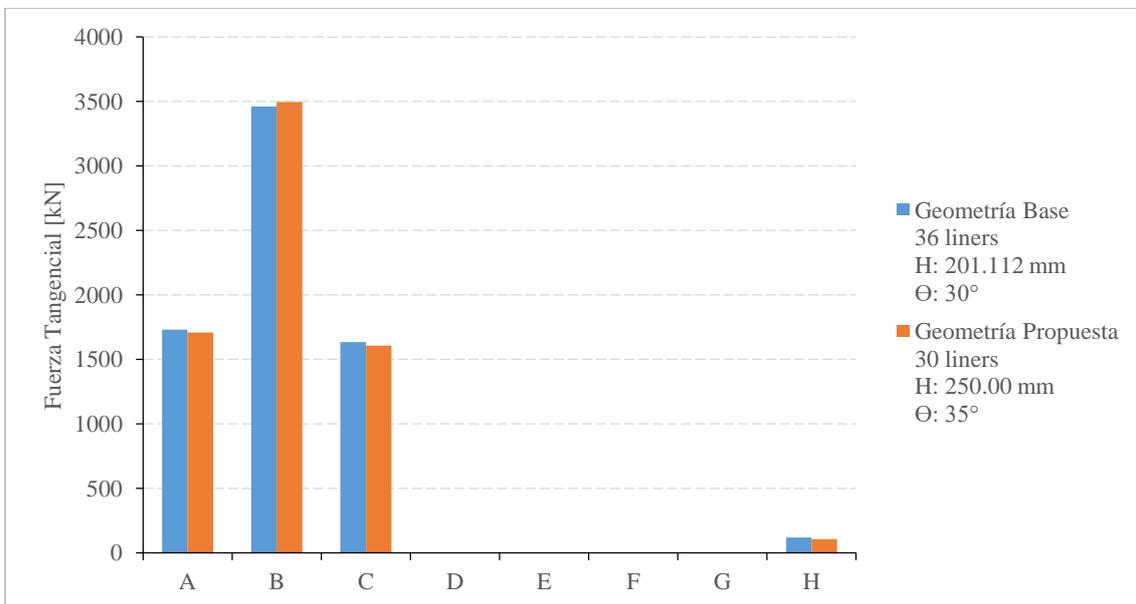


Figura 3.31: Comparación de fuerzas tangenciales con los dos perfiles.
Fuente: Elaboración propia

Estas fuerzas por contacto fueron generadas a partir de condiciones operacionales fijas (Tabla 2.1) tales como velocidad de rotación y nivel de llenado de la carga, este

último define el número de partículas que la sección del molino va a contener. De acuerdo a la comparación del comportamiento de la carga al modificar el perfil del revestimiento se identificó que la sección B genera un aumento de fuerzas normales (Figura 3.30) y tangenciales (Figura 3.31); sin embargo, se aprecia también existe una disminución de fuerzas en las secciones A, C y H.

Las fuerzas generadas en los sectores D, E, F y G con el perfil geométrico base son alrededor de 0.20 kN, pero al cambiar este perfil por el recomendado estas fuerzas disminuyen hasta 0 kN debido a que la carga en vuelo no pasa por estas zonas.

○ **Ratio de colisiones**

En la Tabla 3.10 se presenta la comparación del ratio de colisiones tanto normales y tangenciales de ambos casos, se observa que las colisiones normales útiles incrementan en 1.5% al cambiar el perfil geométrico del revestimiento y se genera una disminución de las colisiones normales inútiles.

De igual manera, existe un incremento de interacciones útiles tangenciales de 8.1%; sin embargo, en las interacciones tangenciales inútiles se genera un decrecimiento elevado.

Tipo de impacto Perfil	Ratio de colisiones [1/s]					
	Normal			Tangencial		
	Caso base	Caso Propuesto	Δ (Variación)	Caso base	Caso Propuesto	Δ (Variación)
Collar de Bolas x Mineral	38,237,760	39,879,060	1.043	7,285,298	8,112,388	1.114
Mineral x Mineral	47,051,100	46,983,100	0.999	4,040,000	4,149,600	1.027
Mineral x Revestimiento	2,954,110	2,705,700	0.916	30,331	23,623	0.779
Total - Colisiones útiles	88,242,970	89,567,860	1.015	11,355,629	12,285,611	1.082
Collar de bolas x Collar de bolas	397,568	409,600	1.030	435,995	405,718	0.931
Collar de bolas x Revestimiento	374,976	248,051	0.662	1,880,677	22,909	0.012
Total - Colisiones inútiles	772,543	657,651	0.851	2,316,673	428,627	0.185

Tabla 3.10: Comparación del ratio de colisiones.

Fuente: Elaboración propia.

○ **Energy Spectra**

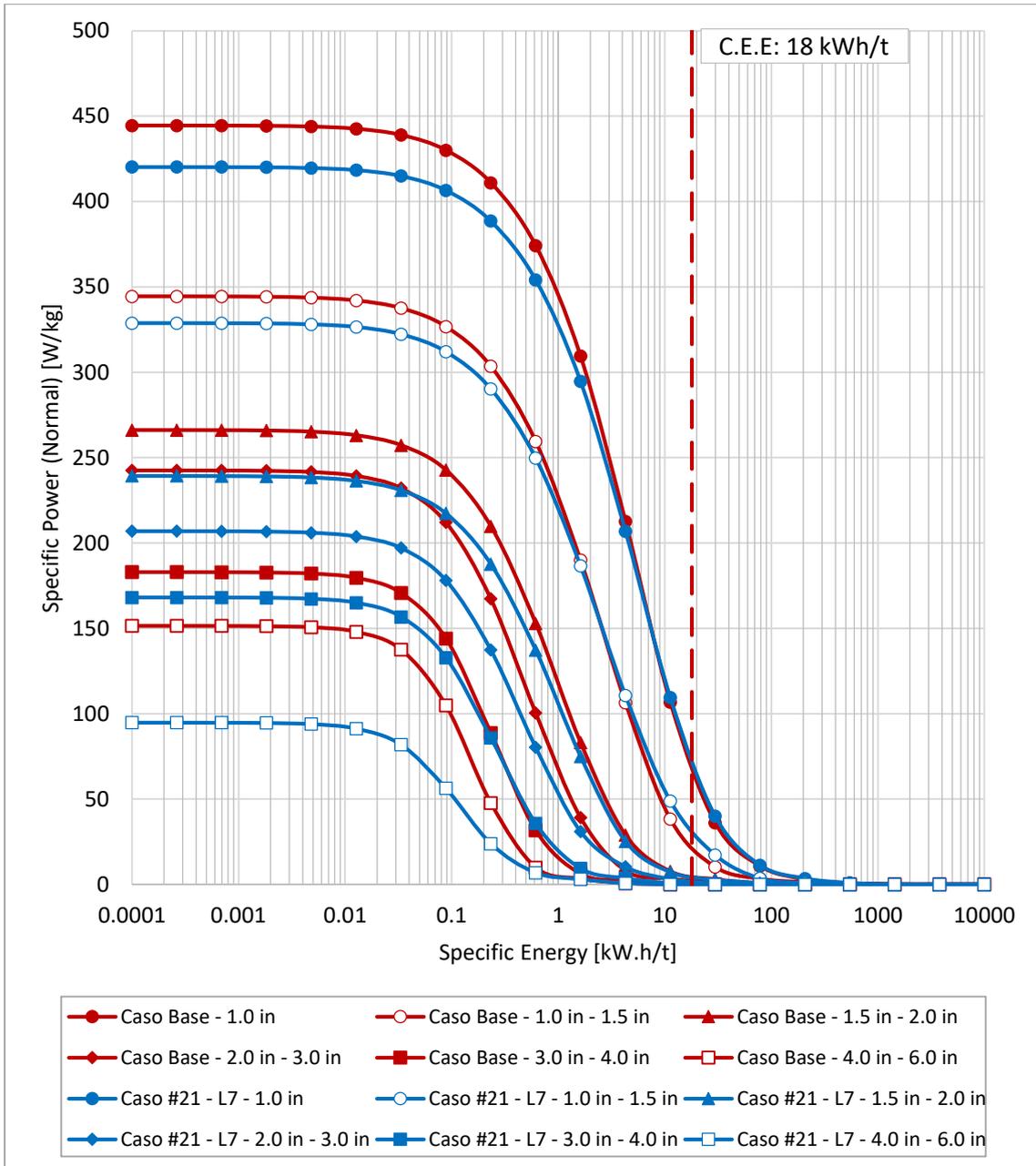


Figura 3.32: Comparación de la energía específica.
Fuente: Elaboración propia.

La Figura 3.32 describe la predicción del comportamiento de fractura de la granulometría del mineral, donde la recta del consumo específico de energía describe que a 18.0 kW.h/t los minerales empiezan a fracturarse.

En la Tabla 3.11 se presenta la comparación de la potencia [W] por el peso procesado de mineral [kg] que llega a consumir utilizar de la potencia total simulada

(1094 kW para el caso base y 1123 kW para el caso propuesto) para generar la fractura cada tamaño de partícula del mineral, en la sección de un metro del molino.

Tamaño del mineral	Specific Power [W/kg]	
	Caso base	Caso Propuesto
< 1.0 in	81.11	84.20
1.0 in - 1.5 in	28.08	37.36
1.5 in - 2.0 in	5.99	5.56
2.0 in - 3.0 in	2.50	2.26
3.0 in - 4.0 in	0.16	0.57
4.0 in - 6.0 in	0.01	0.04

Tabla 3.11: Potencia consumida para el proceso de fractura de acuerdo con el tamaño del mineral.
Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo con la Tabla 3.11, las partículas menores a una pulgada consumen 81.11 W por cada kilogramo procesado (en el caso base), mientras tanto en el caso propuesto el consumo es de 84.20 W por cada kilogramo procesado de mineral de este tamaño, por lo que esto indica que el caso propuesto (caso #21) genera un mejor aprovechamiento (3.81%) del consumo de potencia aplicada, en comparación del caso base, a las partículas de mineral menores a 1.0 in.

Por otro lado, dicha modificación de la geometría del liner genera un mejor aprovechamiento del consumo de potencia aplicada a partículas menores a 2 pulgadas y mayores a 1 pulgada, ya que la geometría base consume 28.08 W por cada kilogramo procesado, mientras que el caso propuesto consume 37.36 W por cada kilogramo procesado de mineral, lo que genera un mejor aprovechamiento de la potencia consumida en un 33.04%, lo cual indica un mejor comportamiento para la fractura de este tamaño del mineral.

CONCLUSIONES

1. Los perfiles geométricos propuestos se obtuvieron por medio de la variación de las siguientes variables: Relación entre el espaciamiento y la altura del liner (ratio S/H), ángulo del lifter y número de liners. Se realizó una comparación entre siete casos (por cada variable) de los revestimientos, se generó una tendencia de dichas variables, mediante esta se logró visualizar un incremento o disminución en la distribución de energía en las 8 secciones del molino.
2. Al realizar la modificación del perfil geométrico del caso base (que cuenta con las siguientes especificaciones: Ángulo del lifter: 30°, altura del liner: 201.11) bajo condiciones operacionales fijas (8.9 rpm de velocidad, Jc: 25% y Jb: 17%) se obtuvo perfil de un revestimiento óptimo, este corresponde a un ángulo del lifter de 35°, altura del liner de 250 mm, asimismo se disminuyó el número de liners de 36 a 30 revestimientos, lo que permite una generación de energía de 351.83 kJ el cual representa un incremento de 5.26% al caso base y un aumento del volumen efectivo de 0.36 m³/m. El aumento del volumen efectivo al interior del molino genera un incremento del peso de la carga en 2.93 t y 0.63t para los medios de molienda y mineral respectivamente, bajo el mismo nivel de llenado total (Jc) y nivel de bolas (Jb).
3. Por medio de simulaciones DEM, se obtuvo información del comportamiento de la carga interna del molino, por lo cual es una aplicación útil de estas simulaciones, ya que en una situación real no podemos ver o analizar dicho comportamiento por los impedimentos o limitaciones estructurales de los molinos.
4. La trayectoria generada dentro del molino permitió (de forma visual) identificar que no se genera ningún impacto sobre los revestimientos en ninguno de los dos casos (caso base y caso propuesto).

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1] Ministerio de Energía y Minas, «Balance Nacional de Energía [2016],» Lima, 2018.
- [2] T. Napier-Munn, «Comminution Energy and How to Reduce it».
- [3] Centre for Responsible Resource Processing, *Energy Consumption in Minerals Processing*.
- [4] Australian Alliance for Energy Productivity, «Doubling Australia's Energy Productivity by 2030,» Australian Alliance for Energy Productivity, Sídney, 2015.
- [5] L. Guzmán Rivera, «El Efecto de la trayectoria de la carga moledora en la eficiencia de molienda».
- [6] L. Gutierrez R. y J. E. Sepulveda, Dimensionamiento y Optimización de Plantas Concentradoras Mediante Técnicas de Modelación Matemática, Santiago de Chile: Impresos Verman, 1986.
- [7] D. J. Dunn, «Selection of Liners and Grinding Media for Comminution Circuits - Case Studies».
- [8] L. Magne y G. Titichoca, «Revestimientos en Molinos SAG: ¿Cuánto se ha avanzado en los últimos años?,» de *IX Congreso de Revestimiento de Molinos*, Viña del Mar, 2016.
- [9] I. Orford, P. Radziszewski, C. Larsen, M. Cooper, M. Renaud y L. M. Strah, «Design and wear of SAG mill shell liners at Brunswick mine,» CIM Bulletin, Montreal, 2005.
- [10] H. Usman, «Measuring the Efficiency of the Tumbling Mill as a Function of Lifter Configurations and Operating Parameters,» Colorado School of Mines, Golden.

- [11] H. J. Heredia Tejada, «Simulación y Obtención de Parámetros Óptimos para la Optimización de los Revestimientos del Molino SAG 36 ft x 26.6 ft de la Minera Constancia - Hudbay,» Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa, 2016.
- [12] M. Yahyaei and S. Banisi, "Spreadsheet-Based Modeling of Liner Wear Impact on Charge Motion in Tumbling Mills," *Elsevier*, vol. 23, pp. 1213-1219, 2010.
- [13] J. Dahner y A. Van Den Bosch, «Total Primary Milling Cost Reduction by Improved Liner Design,» de *The 4th International Platinum Conference: Platinum in Transition 'Boom or Bust'*, Sun City, 2010.
- [14] Metso Minerals Chile, «Migración de Revestimientos de Acero a Goma Acero (Polymet),» de *Revemol*, Lima, 2010.
- [15] A. A. Bradley, A. L. Hinde and P. J. Lloyd, "The Determination of the Efficiency of the Milling Process," *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, pp. 277-281, 1972.
- [16] A. Gupta y D. Yan, *Mineral Processing Design and Operation an Introduction*, Perth: Elsevier, 2006.
- [17] M. Sudarshan, *Exploring tumbling Mill Dynamics Through Sensor Development*, Quebec, 2011.
- [18] H. E. Armas Calixto y J. L. Poma Blanco, «Evaluación del consumo de energía eléctrica en la operación de conminución de la planta concentradora de Huari - UNCP,» Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, 2013.
- [19] G. Ballantyne y M. Powell, «Benchmarking comminution energy consumption for the processing of copper and gold ores,» *Elsevier*, vol. 65, pp. 109-114, 2013.

- [20] I. Grewal, «Met-Solve Laboratories INC.,» [En línea]. Available: <http://met-sovelabs.com/library/articles/mineral-processing-introduction>. [Último acceso: 28 Marzo 2018].
- [21] Metso, Conocimientos Básicos en el Procesamiento de Minerales, Metso Minerals, 2004.
- [22] M. Fuerstenau y K. N. Han, Principles of Mineral Processing, Society for Mining Metallurgy, 2003.
- [23] S. Morrel, «Increasing Profitability Through Integration of Blasting and Comminution Effort,» de *Conference: IIR*, 1998.
- [24] D. Royston, «Semi-Autogenous Grinding (SAG) Mill Liner Design and Development,» *Minerals & Metallurgical Processing*, vol. 24, n° 3, pp. 121-132, 2007.
- [25] M. S. Powell, S. Morrell y S. Latchireddi, «Developments in the Understanding of South African Style SAG Mills,» *Pergamon*, vol. 14, n° 10, pp. 1143-1153, 2000.
- [26] Antamina, «Antamina 10 años de operación,» de *Remevol*, Lima, 2010.
- [27] J. M. Currie, Operaciones Unitarias en procesamiento de minerales.
- [28] N. S. Weerasekara, M. S. Powell, P. W. Cleary, L. M. Tavares, M. Evertsson, R. D. Morrison, J. Quist y R. M. Carvalho, «The Contribution of DEM to The Science of Comminution,» *Elsevier*, vol. 248, pp. 3-24, 2013.
- [29] A. F. Taggart, Handbook of Mineral Dressing - Ores and Industrial Minerals, New York: John Wiley & Sons, Inc., 1927.
- [30] D. Connelly, «The Selection Design and Application of Mill Liners for Large Wet Grinding Mills,» de *MetPlant*, Perth, 2013.

- [31] W. Valderrama y L. Magne, «Efecto del diseño de revestimientos sobre el consumo de potencia en molienda,» *Consejo Superior de Investigaciones Científicas*, 1996.
- [32] L. D. Michaud, "911 Metallurgist," 6 Junio 2016. [Online]. Available: <http://www.911metallurgist.com/blog/sag-mill-liner-design>. [Accessed 27 Marzo 2018].
- [33] B. K. Mishra, «A Review of Computer Simulation of Tumbling Mills by The Discrete Element Method - Part II - Practical applications,» *Elsevier*, vol. 71, pp. 95-112, 2003.
- [34] M. Powell, «The Selection and Design of Mill Liners - Usign rock/ball Trajectory Analysis to Assist in Liner Selection,» LDS [Liner Design Services].
- [35] Tega Industries, «Tega Industries Africa,» Synnex, 2018. [En línea]. Available: <https://tegaindustries.co.za/mill-linings/>. [Último acceso: 14 marzo 2018].
- [36] M. Powell, I. Smit, P. Radziszewski, P. Cleary, B. Rattray, K.-G. Eriksson y L. Schaeffer, «The Selection and Design of Mill Liners,» University of Cape Town, Cape.
- [37] L. Magne, A. Gutiérrez y G. Titichoca, «El Diseño de Revestimientos: Evolución Conceptual desde la Mantenición a la Operación y la Producción,» de *Revemol*, Iquique, 2008.
- [38] A. J. Morrison, I. Govender, A. N. Mainza y D. J. Parker, «The Shape and Behaviour of a Granular Bed in a Rotating Drum Using Eulerian Flow Fileds Obtenied from PEPT,» *Elsevier*, vol. 152, pp. 186-198, 2016.
- [39] R. K. Rajamani, P. Songfack y B. K. Mishra, «Impact Energy Spectra of Tumbling Mills,» *Elsevier*, vol. 108, pp. 116-121, 2000.
- [40] M. Powell, «The Selection and Design of Mill Liners - Energy Transmission,» Liner Design Services.

- [41] P. A. Cundall y O. D. L. Strack, «A Discrete Numerical Model for Granular Assemblies,» vol. 29, n° 1, pp. 47-65, 1979.
- [42] N. S. Weerasekara, M. S. Powell, P. W. Cleary, L. M. Tavares, M. Evertsson y R. D. Morrison, «The Contribution of DEM to the Science of Comminution,» *Elsevier*, vol. 248, pp. 3-24, 2013.
- [43] P. W. Cleary, «Ball Motion, Axial Segregation and Power Consumption in a Full Scale Two Chamber Cement Mill,» *Elsevier*, vol. 22, pp. 809-820, 2009.
- [44] M. A. Van Nierop, G. Glover, A. L. Hinde y M. H. Moys, «A Discrete Element Method Investigation of the Charge Motion and Power Draw of an Experimental Two-Dimensional Mill,» *Elsevier*, vol. 61, pp. 77-92, 2001.
- [45] R. D. Morrison y P. W. Cleary, «Using DEM to Model Ore Breakage within a Pilot Scale SAG Mill,» *Elsevier*, vol. 17, pp. 1117-1124, 2004.
- [46] R. K. Rajamani, B. K. Mishra, R. Venugopal y A. Datta, «Discrete Element Analysis of Tumbling Mills,» *Elsevier*, vol. 109, pp. 105-112, 1999.
- [47] P. W. Cleary y R. D. Morrison, «Comminution Mechanisms, Particle Shape Evolution and Collision Energy Partitioning in Tumbling Mills,» *Elsevier*, vol. 86, pp. 75-95, 2016.
- [48] I. Govender and M. S. Powell, "An Empirical Power Model Derived from 3D Particle Tracking Experiments," *Elsevier*, vol. 19, pp. 1005-1012, 2006.
- [49] P. W. Cleary, «Charge Behaviour and Power Consumption in Ball Mills: Sensitivity to Mill Operating Conditions, Liner Geometry and Charge Composition,» *Elsevier*, vol. 63, pp. 79-114, 2001.

- [50] G. Barrientos y L. Espejo, «Evaluación de las Cargas de Impacto en el Interior de un Molino SAG,» *Mecánica Computacional*, vol. XXII, pp. 2395-2409, 2003.