

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



TESIS

**OPTIMIZACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA
MEDIANTE LA IMPLEMENTACIÓN DE HPGR PARA LA
PLANTA CONCENTRADORA
LA JOYA MINING SAC. EN LA REGIÓN AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

Br. EDWIN JUNIOR PAREJA TTITO

Br. WILSON WALDIR MACHACA SERRANO

**PARA OPTAR AL TITULO PROFESIONAL
DE INGENIERO METALURGICO**

ASESOR:

Mgt. VICTOR MELECIO DUEÑAS AQUISE

CUSCO – PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor VICTOR MELESCO DUEÑAS AQUISE
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: OPTIMIZACIÓN DEL CIRCUITO DE FLUENZA
MEDIANTE LA IMPLEMENTACIÓN DE HPGR PARA LA PLANTA CONCENTRADORA
LA JOYA MINING SAC. EN LA REGIÓN AREQUIPA

Presentado por: EDUARDO JUNIOR PAREJA TITI DNI N° 76034093;
presentado por: WILSON WALDIR MACHACA SERRANO DNI N° 60 62 6910
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO METALURGICO

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 3 veces, mediante el Software de Similitud, conforme al Art. 6º del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de Similitud en la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 9%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 19 de DICIEMBRE de 2025

Post firma VICTOR MELESCO DUEÑAS AQUISE

Nro. de DNI 29378517

ORCID del Asesor 0000-0002-6459-9804

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:542220886

TESIS HPGR.pdf

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid::27259:542220886

124 páginas

Fecha de entrega

19 dic 2025, 11:49 a.m. GMT-5

25.153 palabras

Fecha de descarga

19 dic 2025, 12:02 p.m. GMT-5

144.072 caracteres

Nombre del archivo

TESIS HPGR.pdf

Tamaño del archivo

4.2 MB



MGT. VICTOR MELECIÓ DUEÑAS AQUISE

9% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- ▶ Bibliografía
- ▶ Texto citado
- ▶ Texto mencionado
- ▶ Coincidencias menores (menos de 14 palabras)

Exclusiones

- ▶ N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

8%	 Fuentes de Internet
0%	 Publicaciones
4%	 Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

-  Carácteres reemplazados
26 caracteres sospechosos en N.º de páginas

Las letras son intercambiadas por caracteres similares de otro alfabeto.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

PRESENTACIÓN

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Señores miembros de la Comisión Evaluadora.

En cumplimiento del Reglamento de Grados y Títulos vigente para optar al título profesional de Ingeniero Metalúrgico, presentamos a su consideración la siguiente tesis intitulada:

OPTIMIZACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA MEDIANTE LA IMPLEMENTACIÓN DE HPGR PARA LA PLANTA CONCENTRADORA LA JOYA MINING S.A.C., EN LA REGIÓN DE AREQUIPA.

El presente trabajo de investigación tiene como propósito aplicar y desarrollar conocimientos teóricos y prácticos en el campo de la comminución, con especial énfasis en la implementación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) como parte de un proceso de optimización en el circuito de molienda. Este estudio incluirá pruebas experimentales orientadas a la mejora de la eficiencia operativa y energética, aportando soluciones tecnológicas aplicables a la industria minera.

Con la seguridad de que este proyecto contribuirá al avance de la metalurgia extractiva en nuestro país, quedamos atentos a sus valiosas observaciones y recomendaciones.

MACHACA SERRANO, Wilson Waldir

PAREJA TTITO, Edwin Junior

DEDICATORIA

Dedico este trabajo de investigación a Dios por escindir las puertas hacia oportunidades nuevas, a la universidad nacional San Antonio Abad Del Cusco por haberme inculcado y brindando conocimientos en este rubro y a mi maravillosa familia:

A mi esposa Milagros Laura Quispe, por su apoyo constante, mi motivadora, mi compañera de vida, mi mayor motivo de felicidad.

A mis padres Jorge Machaca Melo y Teresa Serrano Escobar, por mostrarme el camino hacia el ascenso porque jamás me negaron su apoyo.

Para mi hermana Gladis y Minusca, por el apoyo incondicional que me dan, por sus consejos y motivación para terminar este trabajo.

A mis amigos, por compartir sus conocimientos, alegrías y tristezas espero contar siempre con su apoyo.

MACHACA SERRANO, Wilson Waldir

DEDICATORIA

Dedico principalmente a Dios, por haberme dado la vida

Dedico este trabajo de investigación a mi hermosa familia:

A mis padres Edwin Pareja Amar y María Pilar Ttito Fernandez, por haberme orientado en todo el proceso de mi educación,

También agradezco a mis hermanas Leidy y Fabiola Pareja Ttito, por el apoyo incondicional que siempre me demostraron, y los consejos y buenas vibras para poder concluir este trabajo.

A mis padrinos Jorge y Graciela que siempre estuvieron ahí conmigo en todo momento.

A mis abuelos y abuelas, tíos y primos que siempre me han apoyado moralmente para mi crecimiento profesional.

A mis docentes de la Universidad que me alimentaron de conocimientos en toda la etapa de estudios.

A mis amigos y compañeros que siempre estuvieron ahí conmigo compartiendo alegrías, logros y también tristezas, espero siempre contar con el apoyo de ellos.

PAREJA TTITO, Edwin Junior

INDICE

PRESENTACIÓN.....	v
DEDICATORIA	vi
DEDICATORIA	vii
INDICE	viii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xv
LISTA DE ABREVIATURAS.....	xvii
RESUMEN	xviii
ABSTRACT.....	xix
INTRODUCCIÓN	xx
CAPITULO I.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1 Situación problemática	1
1.2 Formulación de problema.....	2
1.2.1 Problema General.....	2
1.2.2 Problemas Específicos	2
1.3 Justificación	3
1.3.1 Conveniencia.....	3
1.3.2 Económica.....	3
1.3.3 Tecnológica.....	4
1.3.4 Teórica	4
1.3.5 Metodológica.....	4
1.4 Objetivos.....	5
1.4.1 General.....	5
1.4.2 Específicos	5
CAPITULO II.....	6

MARCO TEÓRICO.....	6
2.1 Antecedentes de la investigación.....	6
2.1.1 Internacionales.....	6
2.1.2 Nacionales.....	6
2.2 Bases Teóricas.....	8
2.2.1 Operaciones en una Planta de Procesamiento	8
2.2.2 Conminución de Minerales	8
2.2.3 Mecanismo de Conminución.....	11
2.2.4 Fractura de Minerales	11
2.2.4.1 Por Compresión.....	11
2.2.4.2 Por Impacto.....	12
2.2.4.3 Por Cizalle.....	13
2.2.4.4 Fractura por Astillamiento	14
2.2.4.5 Fractura por Abrasión.....	14
2.2.5 Etapas de Conminución	14
2.2.6 Relaciones Energía-Tamaño de Partícula en la Conminución de Minerales	15
2.2.7 Energía Suministrada Para Reducción de Tamaño	16
2.2.8 Ecuación de Rosin y Rammler.....	17
2.2.9 Correlación empírica entre consumo de energía y tamaño de partículas.....	19
2.2.9.1 Postulado de Rittinger.....	19
2.2.9.2 Postulado de Kick.....	20
2.2.9.3 Postulado de F. Bond	21
2.2.10 Ecuaciones Predictivas del Consumo de Potencia en la Molienda	24
2.2.11 Tecnología de HPGR.....	26
2.2.11.1 Reseña Histórica.....	27

2.2.11.2 Equipos HPGR y su Función	27
2.2.11.3 Componentes de los Equipos HPGR	29
2.2.11.4 ..Características de HPGR	30
2.2.11.5 Factores que Inciden en la Vida Útil del Recubrimiento de los Rodillos	34
2.2.11.6 Principios de Operación de los HPGR	36
2.2.11.7 Descripción de la Molienda en HPGR	40
2.2.11.8 Ventajas y Desventajas de los Equipos HPGR.....	45
2.2.11.9 Parámetros en la Selección de los Equipos HPGR.....	47
2.2.11.10 Fabricantes de Equipos HPGR.....	48
2.2.11.11 Modelos de Circuitos de Aplicación a Nivel Industrial de HPGR.....	48
2.2.11.12 Avances en el Modelado de la Tecnología HPGR.....	53
2.3 Definición de Términos Básicos	57
2.3.1 Tamaño de Partícula	57
2.3.2 Cominución.....	57
2.3.3 Radio de reducción (R80)	57
2.3.4 F80 Y P80	58
2.3.5 Work index	58
CAPITULO III.....	59
HIPÓTESIS Y VARIABLES	59
3.1 Hipótesis	59
3.1.1 General.....	59
3.1.2 Específicas	59
3.2 Variables	59
3.2.1 Variables Independientes	59
3.2.2 Variable Dependiente	59

3.2.3 Variables Intervinientes	60
3.2.4 Operacionalización de Variables.....	61
CAPITULO IV	62
DISEÑO METODOLÓGICO	62
4.1 Ámbito de estudio: Localización Política y Geográfica	62
4.1.1 Ubicación de la Planta Concentrador La Joya Mining	62
4.1.2 Ubicación del Laboratorio	64
4.2 Metodología de la Investigación	64
4.3 Población de Estudio	65
4.3.1 Muestra, Tamaño de Muestra y Técnicas de Selección.....	65
4.3.2 Técnicas y Recolección de Datos.....	65
4.4 Materiales y Equipos.....	65
4.4.1 Materiales.....	65
4.4.2 Equipos	66
4.5 Validez y Confiabilidad de Instrumentos	66
4.6 Técnicas de Procesamiento de Datos y Plan de Análisis de Datos	66
4.7 Metodología Seleccionada y Aplicada al Proyecto de Investigación.....	66
CAPITULO V.....	68
DESARROLLO EXPERIMENTAL, RESULTADOS.....	68
5.1. Caracterización del mineral	68
5.1.1. Contexto geológico y mineralógico del yacimiento tratado	68
5.1.2. Parámetros metalúrgicos y de dureza relevantes.....	71
5.2. Presentación de datos y análisis de resultados	72
5.2.1. Determinar como el uso de la tecnología de rodillos de alta presión (HPGR) en la etapa de chancado terciario logre la granulometría del producto deseado (P80).....	73

5.2.2. Estimación física de datos.....	73
5.2.3. Distribución Granulométrica de las Muestras.....	73
5.2.4. P80 de la Chancadora Cónica	79
5.2.5. Densidad Absoluta Y Relativa (Gravedad Específica) De Las Muestras.....	80
5.2.6. Work Index (Wi) de las muestras antes de las pruebas HPGR	81
5.3. Resultado de las pruebas de laboratorio HPGR	82
5.3.1. Distribución granulométrica del producto HPGR.....	83
5.3.2. Cálculo del Torque Aplicado a los Rodillos Sobre la Razón de Reducción(R80).....	85
5.3.3. Work Index (Wi) Después de las Pruebas HPGR	86
5.3.4. Relación Entre el Consumo de Energía y la Razón de Reducción.....	87
5.3.5. Resultados del Diseño Factorial.....	88
5.3.6. Cálculo del Tonelaje de Incremento Usando la Tecnología de Rodillos de Alta Presión (HPGR).....	89
CAPITULO VI	91
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	91
6.1. Matriz de Diseño para el Análisis y Discusión de Resultados por Medio del Software Minitab.....	91
6.2. Análisis de Resultados.....	92
6.2.1. Análisis de los Resultados Predeterminados Según el Diseño Factorial 22	93
6.2.2. Análisis de Varianza (ANOVA)	95
6.2.3. Ecuación de Regresión en Unidades no Codificadas	96
6.3. Discusión de los Resultados.....	97
CAPITULO VII	98
CONCLUSIONES Y SUGERENCIAS	98
CONCLUSIONES	98

RECOMENDACIONES	100
Bibliografia	102
ANEXOS.....	104
Anexo 1 MATRIZ DE CONSISTENCIA.....	104
Anexo 02: MUESTREO GRANULOMÉTRICO.....	107
Anexo 03: IMÁGENES DE LAS PRUEBAS REALIZADAS	108

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Etapas básicas en conminución.....	10
Tabla 2 Relación que existe entre la etapa de conminución, rango de tamaño de producto y consumo de energía.....	16
Tabla 3 Periodo de vida útil para revestimientos de tipo tachonado	34
Tabla 4 Valores típicos de operación HPGR	37
Tabla 5 Operacionalización de variables	61
Tabla 6 Vías de acceso a la planta.....	63
Tabla 7 Diseño factorial para las pruebas experimentales	67
Tabla 8 Toma de Datos de las Pruebas de Distribución Granulométrica de 3500g Cada Prueba	74
Tabla 9 Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra la A	74
Tabla 10 Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra la B.....	76
Tabla 11 Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra la C.....	77
Tabla 12 Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra la D.....	78
Tabla 13 P80 Antes de la Prueba HPGR (es el F80 que se alimenta al HPGR)	79
Tabla 14 Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra A después del HPGR.	83
Tabla 15 Resultados de las pruebas experimentales según el diseño 2^2	89
Tabla 16 Condiciones experimentales y las respuestas según el diseño factorial 22	92
Tabla 17 El modelo en función de R^2	94
Tabla 18 Análisis de Varianza	96
Tabla 19 Matriz de consistencia	104

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	Esquema de comminución de mineral por compresión	12
Figura 2	Esquema de comminución de minerales por impacto	13
Figura 3	Esquema de comminución de minerales por cizalle.....	14
Figura 4	Representación esquemática del primer principio de comminución de Fred Bond22	
Figura 5	Esquema de un equipo HPGR.....	29
Figura 6	Zonas de comminución en equipo HPGR.....	29
Figura 7	Equipo de comminución HPGR y sus componentes	30
Figura 8	Relación de la longitud y diámetro de los rodillos de HPGR	31
Figura 9	Diseño de los rodillos de los HPGR	32
Figura 10	Tipos de revestimientos para los rodillos.....	33
Figura 11	Esquema de distribución de presiones a través del ancho del rodillo HPGR	40
Figura 12	Esquema de las etapas de comminución en un HPGR	41
Figura 13	Fractura de una particular por zonas en el gap de operación de HPGR	42
Figura 14	Esquema conceptual del HPGR indicando as zonas de comminución	43
Figura 15	Contacto de puntos múltiples por partículas sobre una partícula	43
Figura 16	Mecanismo de ruptura por pre quebrado	44
Figura 17	Efecto de borde en los rodillos HPGR.....	45
Figura 18	Diagrama de flujo para un chancado en tres etapas, incorporando HPGR.....	49
Figura 19	Diagrama de flujo de chancado en tres etapas con HPGR directo	50
Figura 20	Diagrama de flujo de chancado en tres etapas con HPGR directo para molienda de bolas.....	51
Figura 21	Diagrama de flujo con HPGR como chancado cuaternario	52
Figura 22	Diagrama de flujo incorporando HPGR como alternativa a chancado terciario previo a procesos de lixiviación	53
Figura 23	Ubicación de la planta concentradora la Joya Mining.....	62
Figura 24	Organigrama de la planta la Joya Mining.....	63
Figura 25	Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica de Muestra A	75
Figura 26	Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica de Muestra B	76
Figura 27	Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica de Muestra C	77
Figura 28	Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica de Muestra D	78
Figura 29	Distribución Granulométrica de las Muestras Ensayadas antes del HPGR	80
Figura 30	Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica Después de la Prueba	

HPGR	84
Figura 31 Distribución Granulométrica del Producto después del HPGR	85
Figura32 <i>Características de Motor del HPGR</i>	86
Figura 33 Se Muestra Relación Entre el Consumo de Energía y Radio de Reducción(R80)	88
Figura 34 Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.....	93
Figura 35 Grafica normal de los efectos estandarizados	95

LISTA DE ABREVIATURAS

CIP: Carbón en pulpa.

D: diámetro del rodillo.

E_{sp}: consumo neto de energía específica.

F80: es el tamaño de partícula en el que el 80% del material de alimentación es menor que un tamaño de malla de control.

F_{sp}: Fuerza de presión específica.

h: hora.

kW: kilowatt.

kW-h/TM: kilowatt hora por tonelada métrica.

P80: es el tamaño de partícula en el que el 80% del producto pasa a través de una malla específica.

S₀: gap de HPGR.

ton: tonelada

TMSD: toneladas métricas secas por día.

TC: toneladas cortas.

Wi: índice de trabajo.

I.M.: Ingeniería metalúrgica

Rt: razón de reducción

GAP: abertura o distancia entre los rodillos en mm.

HPGR: High Pressure Grinding Rolls (rodillos de molienda de alta presión).

SAG: Semi Autogenous Grinding (molienda semiautógena).

BM o MB: Ball Mill (molino de bolas).

RM: Rod Mill (molino de barras).

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tuvo como finalidad optimizar el circuito de molienda de la planta concentradora La Joya Mining S.A.C., ubicada en la región Arequipa, mediante la incorporación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) en la etapa de chancado terciario. Esta propuesta surge a raíz de las ineficiencias detectadas en el consumo energético y en el control granulométrico, cuyos valores se encontraban por encima de los parámetros de referencia establecidos en la literatura especializada. Antes de la implementación del HPGR, el F80 que ingresaba al circuito de molienda oscilaba entre 5900 y 12 000 μm , generando un P80 final de 0,089 mm, con un consumo energético de 16,17 kWh/TM en molienda secundaria y 8,61 kWh/TM en molienda terciaria. Tras la incorporación de la nueva tecnología, el F80 se redujo a un rango de 1900 a 3000 μm , alcanzando una razón de reducción entre 1:3 y 1:4, con un P80 final más uniforme de 0,074 mm. Esta mejora permitió reducir significativamente el consumo energético del circuito y lograr un incremento estimado de la producción en 93,33 TM/día. Los resultados demuestran que la aplicación de prensas de rodillos de alta presión no solo contribuye a optimizar la granulometría y disminuir las etapas de molienda, sino que también incrementa la capacidad de procesamiento y reduce los costos operativos. En consecuencia, el HPGR se presenta como una alternativa técnica y económicamente viable para optimizar el rendimiento de plantas concentradoras que procesan minerales auríferos.

Palabras clave: HPGR, Optimización de molienda, Granulometría, Eficiencia energética.

ABSTRACT

The present research aimed to optimize the grinding circuit of the La Joya Mining S.A.C. concentrator plant, located in the Arequipa region, through the incorporation of high-pressure grinding rolls (HPGR) in the tertiary crushing stage. This proposal arose from inefficiencies identified in energy consumption and particle size control, which exceeded the reference values reported in the technical literature. Prior to the implementation of HPGR, the F80 fed into the grinding circuit ranged between 5900 and 12,000 μm , resulting in a final P80 of 0.089 mm, with energy consumption reaching 16.17 kWh/t in secondary grinding and 8.61 kWh/t in tertiary grinding. After the incorporation of the new technology, the F80 was reduced to a range of 1900 to 3000 μm , achieving a reduction ratio between 1:3 and 1:4, with a more uniform final P80 of 0.074 mm. This improvement significantly reduced the energy consumption of the circuit and allowed for an estimated production increase of 93.33 t/day. The results demonstrate that the application of high-pressure grinding rolls not only improves particle size distribution and reduces the number of grinding stages but also enhances processing capacity and lowers operating costs. Consequently, HPGR technology represents a technically and economically viable alternative to optimize the performance of concentrator plants that process gold-bearing ores.

Keywords: HPGR, Grinding optimization, Particle size distribution, Energy efficiency.

INTRODUCCIÓN

En el contexto de la industria metalúrgica peruana, la demanda de optimización de procesos es cada vez más relevante debido a la creciente competencia y a las exigencias de un mercado globalizado. La planta concentradora La Joya Mining S.A.C., localizada en la región de Arequipa y dedicada al procesamiento de minerales auríferos mediante cianuración (CIP), cuenta con una capacidad instalada de 350 TMD. Sin embargo, su circuito de molienda presenta ineficiencias significativas en términos de consumo de energía y control granulométrico, lo que afecta su rendimiento y rentabilidad.

El análisis previo reveló que el F80 de alimentación a molienda terciaria era de 0,117 mm con un P80 de 0,089 mm, y que el consumo específico de energía alcanzaba valores de 16,17 kWh/TM en molienda secundaria y 8,61 kWh/TM en molienda terciaria, superando ampliamente los rangos recomendados por la literatura técnica. Estas deficiencias se atribuyen principalmente a la variabilidad en la dureza de los minerales, lo que provoca un tiempo de residencia prolongado en los molinos y una capacidad de procesamiento inferior a la de diseño.

Ante esta situación, se evaluó la implementación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) como etapa de chancado terciario. La hipótesis planteada sostiene que el uso del HPGR permitiría reducir el tamaño de alimentación al circuito de molienda (F80) de 5900–12000 μm a 1900–3000 μm , con una razón de reducción de 1:3 a 1:4, mejorando así la eficiencia granulométrica, disminuyendo el número de etapas de molienda y reduciendo el consumo energético.

El estudio se desarrolló bajo un diseño experimental factorial a dos niveles y dos factores, empleando pruebas a nivel de laboratorio para determinar la influencia del gap operativo y del tamaño de alimentación sobre el P80 final y el consumo energético. Los resultados obtenidos no solo confirman la viabilidad técnica del HPGR, sino que también evidencian un incremento mínimo de 93,33 TM/día en la capacidad de producción.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Situación problemática

En el Perú, la industria de la metalurgia extractiva del oro ha experimentado un crecimiento considerable, impulsado por el contexto favorable de los precios del oro en el mercado global. Este panorama exige la constante innovación y optimización de los procesos para asegurar una extracción eficiente y rentable. En este escenario, la planta concentradora la Joya Mining S.A.C., ubicada en la región de Arequipa, con una capacidad instalada de 350 toneladas métricas diarias (TMD) para el procesamiento de minerales auríferos mediante el método de cianuración (CIP), enfrenta varios desafíos en su circuito de molienda, que comprometen tanto su rendimiento operativo como su rentabilidad.

Actualmente, el análisis granulométrico y el balance energético del circuito de molienda revelan importantes ineficiencias. La molienda primaria, que utiliza un molino de 8'x10', recibe un F80 de 7.432 mm a 12.87 mm y descarga un P80 de 0.538 mm con consumo de energía de 10.99 kW-h/TM. La molienda secundaria, que opera con dos molinos de 6'x8', procesa un F80 de 0.237 mm y produce un P80 de 0.162 mm, con un consumo energético combinado de 16.17 kW-h/TM. Finalmente, la molienda terciaria, con un molino de 6'x10', maneja un F80 de 0.117 mm y descarga un P80 de 0.089 mm, consumiendo 8.61 kW-h/TM. Estos valores superan significativamente los rangos de referencia descritos en la literatura técnica, donde el consumo energético para la molienda primaria debería oscilar entre 3 y 6 kW-h/TM y para la secundaria entre 4 y 10 kW-h/TM por molino.

Estas ineficiencias se atribuyen, en gran parte, a la variabilidad en la dureza de los minerales acopiados, que afecta negativamente el tamaño de alimentación (F80) y, en consecuencia, prolonga el tiempo de residencia en los molinos. Esta situación no solo reduce la capacidad de procesamiento de la planta, sino que también afecta la eficiencia en la posterior

extracción de oro, incrementando los costos operativos y comprometiendo la rentabilidad de la operación.

Además, la decisión de procesar entre 280 y 350 TMD para asegurar una granulometría homogénea, considerando la naturaleza variable de los minerales, ha demostrado ser costosa y poco efectiva en la resolución de los problemas relacionados con la granulometría final (P80).

Frente a estos desafíos, la presente investigación propone la optimización del circuito de molienda mediante la implementación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) como etapa de chancado terciario, investigación a nivel de laboratorio. Se anticipa que la inclusión del HPGR permitiría reducir el número de molinos de cuatro a tres, lo que resultaría en una disminución del consumo energético, menores costos de mantenimiento y una mejora significativa en la granulometría del material procesado. Este ajuste no solo resolvería las actuales ineficiencias operativas y energéticas, sino que también incrementaría la capacidad de producción de la planta, acercándola a su capacidad de diseño instalada, mejorando la rentabilidad y posicionando a la planta Joya Mining S.A.C. de manera más competitiva en el mercado metalúrgico regional.

1.2 Formulación de problema

1.2.1 Problema General

¿Cómo incide la implementación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) en la etapa de chancado terciario sobre la optimización del circuito de molienda de la planta concentradora La Joya Mining S.A.C., considerando la capacidad operativa, la eficiencia granulométrica y el consumo energético en el procesamiento de minerales auríferos?

1.2.2 Problemas Específicos

PE1: ¿ De qué manera el empleo de HPGR en la etapa de chancado terciario contribuye a alcanzar la granulometría de descarga requerida (P80) y a reducir el número de etapas de molienda en la planta concentradora La Joya Mining S.A.C.?

PE2: ¿Cómo influye la incorporación del HPGR en el incremento de la capacidad de tratamiento de mineral y en la disminución del consumo energético del circuito de molienda?

1.3 Justificación

1.3.1 Conveniencia

La industria de metalurgia extractiva en el Perú es uno de los pilares económicos más importantes del país, siendo el oro uno de los principales metales de exportación. La planta concentradora la Joya Mining S.A.C., al ser una operación dedicada a la extracción de oro, tiene un impacto directo en la economía local y regional. Sin embargo, la planta enfrenta importantes desafíos operativos en su circuito de molienda, lo que compromete su eficiencia, capacidad de producción y rentabilidad. Esta investigación se justifica plenamente debido a la necesidad de optimizar el proceso de molienda mediante la implementación de tecnologías avanzadas, como las prensas de rodillos de alta presión (HPGR), para mejorar la eficiencia general de la planta, incrementar la producción y reducir costos. La investigación no solo beneficiará a la planta concentradora la Joya Mining S.A.C., sino que también puede servir como referencia para otras operaciones mineras similares en la región.

1.3.2 Económica

La optimización del circuito de molienda mediante la implementación de HPGR tendrá un alto potencial de impacto económico para la planta concentradora la Joya Mining S.A.C. Al reducir el consumo energético y el número de etapas de molienda, la planta puede disminuir considerablemente sus costos operativos. La energía eléctrica representa uno de los costos más elevados en las operaciones de conminución, por lo que la reducción en el consumo de energía de hasta un 30%, como se ha observado en otras implementaciones de HPGR, tendría un efecto directo en la rentabilidad de la planta. Además, la mejora en la granulometría del mineral

procesado permitiría una mayor eficiencia en la recuperación del oro durante la cianuración, aumentando así la producción de oro y, por ende, los ingresos de la empresa.

1.3.3 Tecnológica

Las prensas de rodillos de alta presión (HPGR) representan una tecnología de vanguardia en la industria de la comminución. Su capacidad para generar un tamaño de partícula más fino, con un menor consumo energético, ha sido ampliamente documentada en la literatura técnica. Sin embargo, su aplicación en plantas de procesamiento de oro en Perú aún no ha sido ampliamente explorada. La presente investigación busca evaluar el impacto de esta tecnología en el contexto particular de la planta concentradora la Joya Mining S.A.C., considerando las características del mineral y las necesidades específicas de la operación. La implementación de HPGR no solo optimizaría el circuito de molienda, sino que también posicionaría a la planta a la vanguardia de la innovación tecnológica en la minería aurífera peruana, permitiendo una mayor competitividad en el mercado.

1.3.4 Teórica

Desde el punto de vista teórico, la investigación permitirá generar nuevos conocimientos sobre la interacción entre el tamaño de alimentación (F80) y el tamaño de descarga (P80) en el contexto de una planta de procesamiento de oro que utilice HPGR como etapa de chancado terciario. Los resultados obtenidos contribuirán a la literatura existente sobre el uso de HPGR en la molienda de minerales auríferos, proporcionando datos experimentales valiosos para futuras investigaciones.

1.3.5 Metodológica

La metodología propuesta en esta investigación incluye la realización de pruebas experimentales en laboratorio para evaluar el desempeño de las prensas de rodillos de alta presión (HPGR) en el procesamiento de minerales auríferos de la planta concentradora la Joya Mining S.A.C. Se llevará a cabo un análisis detallado de las variables críticas del proceso, como

el tamaño de alimentación (F80), el tamaño de descarga (P80), y el consumo energético. Además, se utilizará un enfoque experimental basado en la optimización estadística por diseño factorial 2^k para determinar los parámetros operativos óptimos que maximicen la eficiencia del circuito de molienda, los cuales podrán ser implementados directamente en la operación de la planta, contribuyendo a la mejora de su rendimiento y competitividad.

1.4 Objetivos

1.4.1 General

Analizar la influencia de la implementación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) en la optimización del circuito de molienda de la planta concentradora La Joya Mining S.A.C., con énfasis en la mejora de la capacidad operativa, la eficiencia granulométrica y la reducción del consumo energético en el procesamiento de minerales auríferos..

1.4.2 Específicos

OE1: Evaluar el efecto del HPGR en la obtención de la granulometría de descarga requerida (P80) y su impacto en la reducción de etapas de molienda.

OE2: Determinar la influencia del HPGR en el incremento de la capacidad de tratamiento de mineral y en la disminución del consumo energético del circuito de molienda.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Internacionales

(Espinoza, 2018), en su tesis titulada "Implementación y optimización del circuito HPGR en la minería Peñasquito", presentada en la Escuela Superior de Ingeniería Química e Industrias Extractivas del Instituto Politécnico Nacional de México, tuvo como objetivo principal incrementar la producción diaria de toneladas secas a 130,000. La investigación concluyó que la implementación del sistema HPGR en el circuito de molienda resultó en un aumento significativo en la capacidad de procesamiento. El tonelaje procesado pasó de 4,947 TPH a 5,285 TPH, lo que representa un incremento del 6.8% en el mineral procesado por el circuito de molienda.

Este resultado destaca la efectividad de la tecnología HPGR para optimizar el rendimiento en plantas de procesamiento de minerales, lo que constituye un valioso referente para la presente investigación, ya que valida el potencial de esta tecnología para alcanzar los objetivos de optimización planteados en la planta concentradora la Joya Mining S.A.C.

2.1.2 Nacionales

(Collantes, 2021), en su tesis titulada "Impacto en la producción aplicando la tecnología de rodillos de molienda de alta presión (HPGR) como chancado cuaternario en la concentradora de Toquepala", presentada y aprobada en la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, tuvo como objetivo principal evaluar el impacto positivo de la implementación del sistema HPGR en la capacidad de molienda de la planta concentradora. La investigación concluyó que la tecnología HPGR permitió mantener la capacidad nominal de molienda de 60,000 TMSD en la concentradora 1 de Toquepala, incluso con minerales de alta dureza (Work Index de 15 kW-

h/TC). Además, se identificó que la aplicación de los HPGR redujo el tamaño de la alimentación a los molinos, pasando de un P80 de 13 mm a un P80 de 8 mm, lo que no solo incrementó la capacidad de molienda, sino que también disminuyó el Work Index de 15.1 kW-h/TC a 14.6 kW-h/TC, gracias a las microfracturas generadas en el material procesado.

Este antecedente subraya el potencial de la tecnología HPGR para mejorar significativamente la eficiencia y capacidad de las plantas concentradoras, lo que convierte en un referente clave para la investigación propuesta en la planta concentradora la Joya Mining S.A.C.

(Machado, 2021), en su tesis titulada "*Implementación de la tecnología de rodillos de alta presión (HPGR) como chancado cuaternario para incrementar la capacidad de molienda*", presentada y aprobada en la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, tuvo como objetivo principal determinar cómo el uso de la tecnología HPGR en la etapa de chancado cuaternario permite alcanzar la granulometría deseada (P80) en una empresa minera del sur del país. Los resultados de la investigación demostraron que la incorporación de la tecnología HPGR, tanto en circuitos abiertos como cerrados, garantiza un incremento en la capacidad de molienda, superando las 60,000 toneladas por día, incluso en minerales de alta dureza. Además, el estudio de factibilidad técnica confirmó que la instalación de un HPGR en la cuarta etapa de chancado es la alternativa más eficiente y viable para aumentar la capacidad de molienda en comparación con otras tecnologías disponibles en la industria.

Este antecedente refuerza la viabilidad técnica y económica del uso de los HPGR como solución para optimizar la capacidad de molienda en plantas que procesan minerales de alta dureza, lo que resulta altamente relevante para la investigación planteada en la planta concentradora la Joya Mining S.A.C.

2.2 Bases Teóricas

2.2.1 Operaciones en una Planta de Procesamiento

En las operaciones de una planta de procesamiento de minerales, es fundamental realizar una evaluación exhaustiva del desempeño de la sección de preparación mecánica de minerales. “Esta evaluación se basa en tres variables clave: capacidad, eficiencia y potencia consumida por la maquinaria, con el objetivo de lograr la recuperación óptima de los minerales valiosos. Las mediciones de capacidad, eficiencia y consumo energético son calculadas utilizando fórmulas, en su mayoría empíricas, que han sido desarrolladas a partir de la experiencia operativa y proporcionadas por los fabricantes de equipos” (Rivera, 2003, pág. 51). Dichas fórmulas se complementan con datos obtenidos a través de controles rigurosos en toda la planta concentradora, como el análisis granulométrico, control de amperaje, gravedad específica del mineral y el monitoreo de las variables operacionales de la maquinaria.

Todos estos parámetros permiten establecer un equilibrio integral en el proceso, optimizando tanto el rendimiento de la maquinaria como la eficiencia general del sistema. Además, facilitan la estimación precisa de los costos operativos reales, tales como el desgaste de la maquinaria, consumo energético, mantenimiento, mano de obra, gestión y otros gastos indirectos como seguridad industrial, higiene ocupacional, y compensaciones adicionales por condiciones laborales específicas.

La evaluación integral del proceso también proporciona una visión estratégica que identifica oportunidades de mejora en el rendimiento de los equipos. Esto puede permitir ampliaciones en la capacidad de la planta, aprovechando al máximo la eficiencia de la maquinaria existente. De este modo, se maximiza el uso de los recursos disponibles, mejorando la productividad y reduciendo los costos operativos.

2.2.2 Conminución de Minerales

La conminución es un proceso fundamental en la minería que se refiere a la reducción

del tamaño de los minerales. Este proceso es conocido por su alto consumo energético. En una evaluación del uso de energía en la conminución mediante métodos tradicionales, “se ha observado que la reducción de tamaño consume aproximadamente el 74% de la energía requerida, que promedia unos 13 kW-h por tonelada de mineral (Rivera, 2003, pág. 87).

El término conminución abarca todas las técnicas empleadas para reducir el tamaño de los minerales, independientemente del mecanismo de fractura utilizado. Los equipos típicos para la reducción de tamaño incluyen chancadoras (trituradoras), molinos rotatorios, molinos de impacto y molinos de rodillos. Cada tipo de equipo opera bajo distintos principios: algunos utilizan compresión lenta, otros aplican impactos de alta velocidad, y algunos se basan en esfuerzos de corte o cizalla.

La importancia de la conminución y de las operaciones unitarias asociadas radica en su impacto significativo en los costos operativos, ya que representan una de las principales fracciones de los costos totales en el procesamiento de minerales. Los objetivos clave en la reducción de tamaño de los minerales incluyen:

- Liberación de especies minerales valiosas: Separar los minerales de interés económico de la ganga o matriz que los rodea.
- Mejora de la reactividad química: Exponer una mayor superficie del mineral para facilitar reacciones químicas más rápidas durante los procesos subsecuentes.
- Producción de material con características específicas: Obtener un material con tamaños adecuados para su posterior procesamiento, manejo y almacenamiento.
- Cumplimiento de requisitos del mercado: Ajustar las especificaciones del tamaño del producto para satisfacer las demandas del mercado.

“En 1961, R.T. Hukki propuso una clasificación de las etapas básicas de reducción de tamaño de partículas, como se detalla en la Tabla 1 (Rivera, 2003, pág. 90)” (Rivera, 2003, pág. 90).

Tabla 1***Etapas básicas en comminución***

<i>Etapa de reducción de tamaño</i>		<i>Tamaño mayor</i>	<i>Tamaño menor</i>
<i>Chancado</i>	<i>Explosión destructiva en mina</i>	<i>Infinito</i>	<i>1m</i>
	<i>Primario</i>	<i>1m</i>	<i>100mm</i>
	<i>Secundario</i>	<i>100mm</i>	<i>10mm</i>
<i>Molienda</i>	<i>Gruesa</i>	<i>10mm</i>	<i>1mm</i>
	<i>Rúna</i>	<i>1mm</i>	<i>100 um</i>
	<i>Remolienda</i>	<i>100um</i>	<i>10 um</i>
	<i>Superfina</i>	<i>10 um</i>	<i>1 um</i>

Nota. En la tabla se muestra el tamaño mayor y menor de las partículas que se obtienen encada etapa de comminución. Tomado de (Rivera, 2003, pág. 90)

Las primeras etapas de la comminución se realizan para facilitar el manejo del mineral extraído del yacimiento. Posteriormente, en etapas sucesivas de chancado y molienda, se busca alcanzar un grado óptimo de liberación de las especies valiosas del mineral con respecto a la ganga.

El grado de liberación de un mineral específico se define como el porcentaje de partículas individuales de ese mineral que se encuentran en forma libre, es decir, sin estar unidas a la ganga.

La separación o fractura de los materiales puede ser provocada por una variedad de factores, entre los cuales se incluyen: “debilidades macroestructurales, como los planos de estratificación en el carbono; debilidades microestructurales, como el esquisto en ciertos minerales; y diferencias en las propiedades físicas de minerales adyacentes, tales como dureza, fragilidad y clivaje” (Rivera, 2003, pág. 91).

La decisión de emplear procesos de comminución en húmedo o seco depende del tipo de material a procesar y del producto final deseado. En algunos casos, especialmente para ciertos minerales industriales o cementos, es necesario realizar molienda en seco. Los factores principales que determinan la elección entre molienda húmeda o seca incluyen: “las características físicas del mineral y su uso final; el impacto del material en el equipo de molienda, como abrasión, corrosión y compactación en la zona de molienda; la forma,

distribución de tamaño y calidad del producto final deseado; consideraciones económicas; condiciones climáticas; disponibilidad de agua; y factores ambientales y de seguridad, tales como el ruido, la generación de polvo y las vibraciones excesivas” (Rivera, 2003, pág. 91).

2.2.3 Mecanismo de Comminución

Los minerales presentan estructuras cristalinas cuyas energías de unión se deben a los distintos tipos de enlaces que configuran sus átomos. Estos enlaces interatómicos son efectivos solo a corta distancia y pueden ser rompibles mediante la aplicación de esfuerzos de tensión o compresión.

Para desintegrar una partícula mineral, la energía requerida es generalmente menor que la teóricamente calculada. Esto se debe a que todos los materiales poseen fallas, ya sean macroscópicas (como grietas) o microscópicas. Estas fallas actúan como sitios de concentración de esfuerzos aplicados.

Las grietas en el material se activan cuando se incrementa la concentración de esfuerzos, lo que provoca su propagación y, en consecuencia, la desintegración de la partícula mineral.

2.2.4 Fractura de Minerales

La fractura de minerales se refiere a la división del cuerpo sólido en fragmentos debido a un proceso de deformación no homogénea. Este fenómeno ocurre cuando se aplican fuerzas que exceden la resistencia del material, llevando a la formación de fracturas y la liberación de partículas. Los mecanismos de las fracturas son: compresión, impacto, cizalle, astillamiento y abrasión.

2.2.4.1 Por Compresión

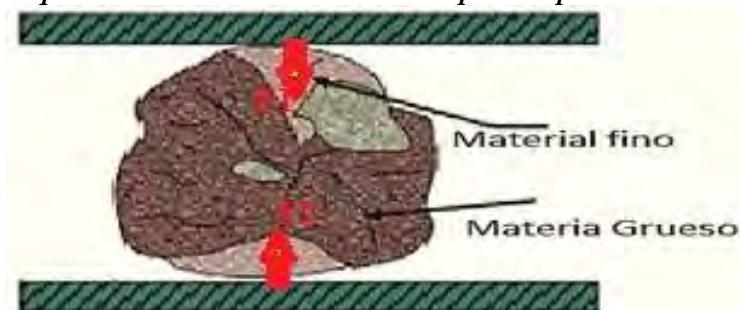
La fractura por compresión se produce cuando se aplican esfuerzos de compresión a un material. Este tipo de fractura es común en equipos de chancado, como las trituradoras, donde se utilizan superficies fijas y móviles para aplicar presión. Durante este proceso, el mineral es sometido a compresión lenta, resultando en la formación de partículas tanto finas como gruesas.

Para optimizar la producción de partículas finas y minimizar la formación de fragmentos no deseados, es crucial ajustar el diseño de los equipos de chancado. Esto se puede lograr reduciendo el área de contacto entre las superficies de compresión y utilizando geometrías adecuadas en las superficies de los trituradores. La proporción de material fino generado puede ser controlada mediante ajustes en el equipo, lo cual es fundamental para mejorar la eficiencia del proceso de conminución.

A continuación, se muestra una representación gráfica de cómo se aplican los esfuerzos de compresión en los equipos de chancado, ilustrando el mecanismo de fractura y su impacto en el tamaño del material procesado (ver figura 1)

Figura 1

Esquema de conminución de mineral por compresión



Nota. La figura ilustra la acción de los esfuerzos de compresión en la fractura de minerales. (Rivera, 2003, pág. 91).

2.2.4.2 Por Impacto

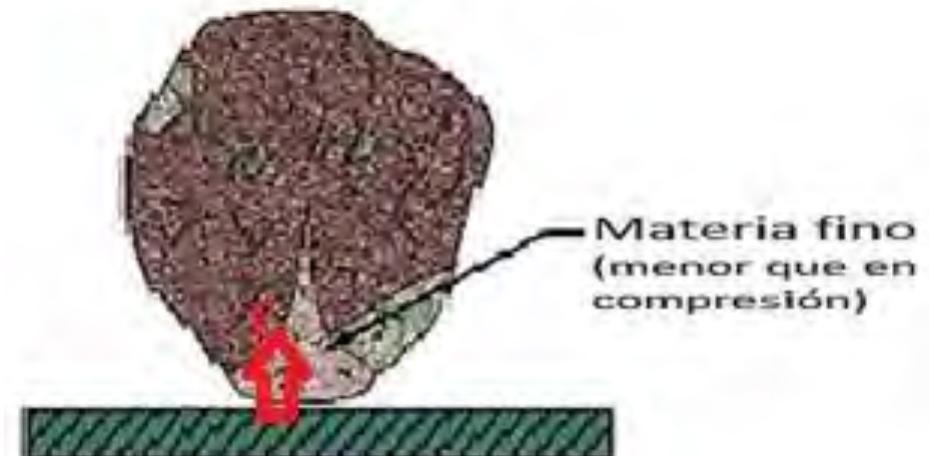
La fractura de minerales por impacto ocurre cuando se aplican esfuerzos de compresión a alta velocidad. En este mecanismo, las partículas del mineral absorben una mayor cantidad de energía en comparación con la requerida para la fractura, lo que resulta en una fragmentación efectiva.

Este proceso de fractura por impacto tiende a producir fragmentos que son relativamente uniformes en términos de forma y tamaño. La energía de impacto aplicada es crucial para lograr una desintegración eficiente del material, ya que la alta velocidad contribuye a la ruptura de las partículas en formas consistentes.

A continuación, se presenta una representación esquemática de la acción de los esfuerzos de impacto sobre el mineral, ilustrando el mecanismo de fractura y su efecto en la generación de fragmentos (ver Figura 2).

Figura 2

Esquema de conminución de minerales por impacto



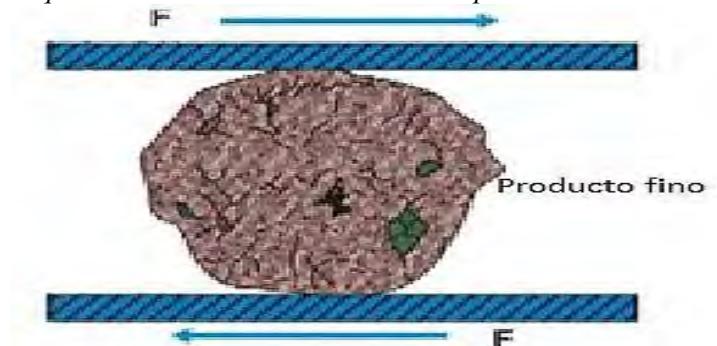
Nota. La figura ilustra el efecto de los esfuerzos de impacto en la fractura de minerales, mostrando cómo la aplicación de energía a alta velocidad provoca la fragmentación del material. Adaptado de (Rivera, 2003, pág. 92)

2.2.4.3 Por Cizalle

La fractura por cizalle ocurre como resultado de esfuerzos secundarios aplicados junto con esfuerzos de compresión e impacto. Este mecanismo de fractura tiende a generar una gran cantidad de partículas finas, lo cual a menudo no es deseable en el procesamiento de minerales. La figura 3 ilustra esquemáticamente la acción de los esfuerzos de cizalle en el proceso de fractura.

Figura 3

Esquema de conminución de minerales por cizalle



Nota. La figura ilustra esquemáticamente la acción de los esfuerzos de cizalle en la conminución de minerales. Tomado de (Rivera, 2003, pág. 92)

2.2.4.4 Fractura por Astillamiento

La fractura por astillamiento ocurre cuando una partícula de mineral se rompe en fragmentos o astillas debido a esfuerzos aplicados fuera del centro de la partícula. Este mecanismo de fractura se caracteriza por la ruptura de esquicios y bordes, resultando en la formación de fragmentos agudos o irregulares. Los esfuerzos aplicados pueden ser de tipo compresivo o tensional, generando una fractura que afecta principalmente los bordes y las esquinas del mineral.

2.2.4.5 Fractura por Abrasión

La fractura por abrasión se produce cuando se aplican esfuerzos de cizalle que se concentran en la superficie de la partícula mineral. Este tipo de fractura resulta en la eliminación gradual de material de la superficie del mineral debido a la fricción y desgaste. La abrasión genera una superficie desgastada y puede llevar a la reducción de tamaño de la partícula a través de un proceso de desgaste continuo en lugar de ruptura abrupta.

2.2.5 Etapas de Conminución

En las plantas de procesamiento de minerales, la reducción de tamaño se lleva a cabo en una serie de etapas secuenciales, cada una con equipos y métodos específicos. Estas etapas se dividen principalmente en dos grandes categorías: chancado y molienda.

Chancado: Esta etapa inicial está destinada a reducir el tamaño del mineral extraído del yacimiento, con el objetivo de fragmentar el material hasta alcanzar un tamaño aproximado de 1 cm. Los equipos utilizados en esta etapa incluyen chancadoras de mandíbula, cono, y giratorias, que aplican esfuerzos de compresión para reducir el tamaño de las partículas.

Molienda: En la etapa de molienda, las partículas resultantes del chancado, que tienen un tamaño de alrededor de 1 cm, se reducen aún más hasta alcanzar tamaños en el rango de 100 µm. Esta etapa puede emplear molinos de bolas, barras, y molinos de impacto, que utilizan esfuerzos de fricción y cizalle para lograr una reducción más fina.

Cada una de estas etapas se puede subdividir en subetapas según el diagrama de flujo de la planta y las características físicas del mineral. Estas subetapas son:

- **Chancado Primario:** Reducción inicial del tamaño del mineral extraído.
- **Chancado Secundario:** Reducción adicional del mineral previamente chancado.
- **Chancado Terciario:** Etapa final de reducción antes de la molienda.
- **Molienda Primaria:** Procesamiento de partículas gruesas provenientes del chancado terciario.
- **Molienda Secundaria:** Refinamiento adicional para alcanzar el tamaño deseado.

2.2.6 Relaciones Energía-Tamaño de Partícula en la Comminución de Minerales

Desde los primeros años de la aplicación industrial de las operaciones de comminución para el beneficio de minerales, se ha comprobado que el consumo de energía específica es un parámetro crítico para controlar la reducción de tamaño y la granulometría del producto en cada etapa de comminución. La energía consumida en los procesos de comminución está directamente relacionada con el grado de reducción de tamaño alcanzado, y varía en función de las características del mineral y la configuración de los equipos utilizados. Esta relación se detalla en la Tabla 2.

Tabla 2

Relación que existe entre la etapa de conminución, rango de tamaño de producto y consumo de energía.

Etapa	Subetapa	Rango tamaño	Consumo de energía kW-h/TC
Chancado	Primaria	100 a 10 cm	0.3 a 0.4
	Secundaria	10 a 1 cm	0.3 a 2
	Terciaria	1 a 0.5 cm	0.4 a 3
Molienda	Primaria	10 a 1 mm	3 a 6
	Secundaria	1 a 0.1 mm	4 a 10
	Terciaria	100 a 10um	1 a 30

Nota. En la figura se representa la relación de tamaño y consumo de energía, en cada etapa de conminución de minerales. Tomado de (Rivera, 2003, pág. 93)

2.2.7 Energía Suministrada Para Reducción de Tamaño

La energía consumida en las operaciones de conminución de minerales está estrechamente relacionada con el grado de reducción de tamaño que se desea alcanzar en cada etapa del proceso. “En las etapas de chancado y molienda convencional, se ha demostrado que la energía suministrada a los equipos de conminución puede superar entre 10 y 100 veces el consumo teórico necesario para crear nuevas superficies”. En otras palabras, menos del 10% de la energía total proporcionada al equipo se utiliza efectivamente en la fragmentación de las partículas” (Rivera, 2003, pág. 93).

Se ha establecido que gran parte de la energía mecánica suministrada en una operación de conminución se consume en superar diversas resistencias y pérdidas, “entre las cuales se incluyen” (Gutierrez R., 1986, pág. 19):

1. **Deformación elástica de las partículas:** Antes de que las partículas se rompan, requieren superar una deformación elástica.
2. **Deformación plástica de las partículas:** La deformación plástica de las partículas contribuye a la fragmentación final.
3. **Fricción entre partículas:** La fricción entre partículas consume energía adicional durante el proceso.

4. **Inercia de las piezas de la máquina:** Se necesita energía para vencer la inercia de las partes móviles de la máquina.
5. **Deformaciones elásticas de la máquina:** Las deformaciones elásticas en la máquina también absorben parte de la energía.
6. **Producción de ruido, calor y vibración:** La operación de la instalación genera ruido, calor y vibraciones, que representan pérdidas de energía.
7. **Generación de electricidad:** Parte de la energía se utiliza para generar electricidad dentro del sistema.
8. **Roce entre partículas y componentes de la máquina:** El roce entre las partículas y las piezas de la máquina incrementa el consumo de energía.
9. **Pérdida de eficiencia en la transmisión de energía:** La eficiencia en la transmisión de energía eléctrica y mecánica puede ser menor, lo que también contribuye al consumo energético total.

2.2.8 Ecuación de Rosin y Rammler

El modelo de Rosin y Rammler parte de la hipótesis de que la fragmentación de un sólido sigue una distribución estadística continua, donde la probabilidad de que una partícula tenga un tamaño menor que un valor dado x depende exponencialmente de la relación entre x y un tamaño característico x' . La ecuación general del modelo se expresa como:

$$R = 1 - e^{-\{(x/x')^n\}}$$

Donde:

R = fracción acumulada del material (en peso o porcentaje) que pasa por el tamiz de tamaño x

x = tamaño de partícula (μm o mm)

x' = tamaño característico (tamaño para el cual el 63,2% del material ha pasado)

• n = parámetro de uniformidad o pendiente de la curva (indica el grado de dispersión)

del tamaño de partículas)

El parámetro n determina la curvatura o pendiente de la línea en su forma logarítmica; a mayor valor de n, más uniforme es la distribución, mientras que valores pequeños indican una amplia dispersión de tamaños.

Linealización de la ecuación

Para poder ajustar experimentalmente los datos, la ecuación de Rosin-Rammler se transforma en una relación lineal mediante logaritmos dobles:

$$\ln[-\ln(1-R)] = n \ln(x) - n \ln(x')$$

Esta forma permite graficar $\ln[-\ln(1-R)]$ versus $\ln(x)$, obteniendo una recta cuya pendiente es n y cuya ordenada en el origen es $-n \ln(x')$. De este modo, mediante regresión lineal se pueden determinar los parámetros característicos del material y evaluar el ajuste del modelo.

Aplicación en el análisis de trituración y molienda

En el ámbito metalúrgico, la curva de Rosin-Rammler se utiliza para describir la distribución de tamaños del producto de un molino, chancadora o HPGR; comparar el rendimiento entre diferentes equipos o condiciones de operación; calcular índices de reducción de tamaño, eficiencia de molienda y grado de liberación mineralógica; y normalizar los datos experimentales de distintas campañas de muestreo.

Cuando los datos experimentales se ajustan correctamente a la ecuación de Rosin-Rammler, se evidencia que el proceso de fragmentación mantiene una regularidad estadística y que las condiciones operativas del circuito son estables y predecibles.

Interpretación de parámetros

Tamaño característico (x'): indica el tamaño de partícula donde el 63,2% del material ha pasado. Sirve como referencia de la gruesura media del producto. Un valor de x' más pequeño implica una molienda más fina o un proceso más intenso.

Parámetro de uniformidad (n): refleja la homogeneidad del material. Si $n > 1$, la distribución es estrecha y controlada, típica de molienda fina. Si $n < 1$, la distribución es amplia, lo que puede indicar una operación ineficiente o una mezcla de materiales de distinta dureza.

Ventajas del modelo Rosin-Rammler

- Ajusta con precisión la mayoría de las distribuciones granulométricas industriales.
- Facilita la comparación entre diferentes muestras o equipos.
- Permite linearizar los datos experimentales.
- Es aplicable tanto a materiales metálicos como no metálicos.

Limitaciones del modelo

Aunque ampliamente utilizado, el modelo Rosin-Rammler presenta ciertas limitaciones: tiende a subestimar las fracciones ultrafinas y sobreestimar las fracciones gruesas; no contempla las características mineralógicas ni la dureza diferencial de las partículas; y no distingue los mecanismos de fractura, por lo que su interpretación debe complementarse con ensayos de resistencia.

2.2.9 Correlación empírica entre consumo de energía y tamaño de partículas

Por la discusión anterior (ítem 2.2.7), se pone en relieve la necesidad de “establecer correlaciones confiables entre la energía específica ($k\text{-W/TM}$) consumida en una operación y la correspondiente reducción de tamaño alcanzada en dichas operaciones, a objeto de determinar la eficiencia enérgica de los equipos” (Gutierrez R., 1986, pág. 19), para facilitar la elección y proyectar su correcto dimensionamiento a escala industrial.

Existen teorías de la conminución que correlacionan el consumo de energía y el tamaño de las partículas producidas, tales como:

2.2.9.1 Postulado de Rittinger

Este principio, conocido como la primera ley de la conminución, establece que para que

ocurra la fractura de un sólido, es necesario generar una nueva superficie. “Rittinger postuló que la energía específica consumida en la reducción de tamaño de un sólido es directamente proporcional a la nueva superficie específica creada” (Quiroz N., 1986, pág. 46). La ecuación matemática que describe este postulado es:

$$E_R = K_R(S_2 - S_1) \quad (1)$$

Donde:

E_R : Energía entregada por unidad de volumen.

K_R : Constante.

S_2 : Superficie específica final.

S_1 : Superficie específica inicial.

Se ha comprobado que la ecuación (1) es aplicable bajo ciertas circunstancias, especialmente cuando la comminución se realiza en tamaños gruesos. Este postulado considera únicamente la energía necesaria para romper cuerpos sólidos ideales (homogéneos, isotrópicos y sin fallas), una vez que el material ha alcanzado su deformación crítica o límite de ruptura.

2.2.9.2 Postulado de Kick

Este postulado establece lo siguiente: la energía requerida para triturar un mineral es proporcional al grado de reducción en volumen de las partículas. Esto significa que iguales cantidades de energía producirán iguales cambios geométricos en el tamaño de un sólido. La expresión matemática de este postulado es:

$$E_k = K_k \log \frac{V_1}{V_2} \quad (2)$$

Donde:

E_k : Energía entregada en comminución.

K_k : Constante.

V_1 : Volumen inicial de la partícula.

V_2 : Volumen final de la partícula.

“Kick consideró que la energía utilizada en la fractura de un cuerpo sólido ideal (homogéneo, isotrópico y sin fallas) era sólo aquella necesaria para deformar el sólido hasta su límite de ruptura, despreciando la energía adicional para producir la ruptura del mismo” (Gutierrez R., 1986, pág. 21).

2.2.9.3 Postulado de F. Bond

Las relaciones de Kick y Rittinger o satisfacían todos los resultados experimentales observados en la práctica, y como, se necesitaba en la industria de una norma estándar para clasificar los materiales según su respuesta a la conminución, Bond plantea en 1092 la tercera teoría de la conminución, la cual es enunciado de la siguiente manera: “la energía consumida para reducir el tamaño 80% de un mineral o mena, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del tamaño 80%; siendo este último igual a la abertura de la malla en micrones, que deja pasar el 80% en peso de las partículas. Es decir” (Gutierrez R., 1986, pág. 23):

$$E_B = K_B \left(\frac{1}{\sqrt{d_P}} - \frac{1}{\sqrt{d_F}} \right) \quad (3)$$

Donde:

E_B : Consumo de energía específica (Kw-h/TC), de acuerdo a la teoría de Bond.

K_B : Parámetro de Bond.

d_p : Tamaño 80% pasante del producto (um).

d_F : Tamaño 80% pasante de la alimentación (um).

“Bond consideró que no existen rocas ideales ni iguales en forma, y que la energía consumida era proporcional a la longitud de las nuevas grietas creadas; de ahí que, basó su teoría en tres principios, los que a su vez emergieron de mecanismos observados durante la reducción de tamaño de las partículas de mena” (Linares G., 2020, pág. 148). Estos principios se enuncian a continuación:

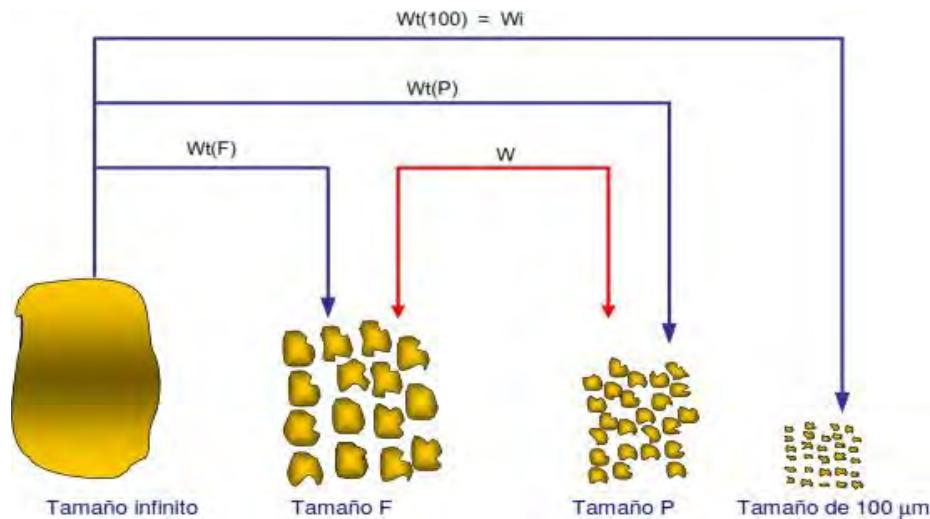
Primer principio: dado que se debe entregar energía para reducir de tamaño, todas las partículas de un tamaño finito tendrán un nivel de energía al cual se deberá añadir la

energía de los productos. Sólo una partícula de tamaño infinito tendrá un nivel de energía cero.

(Linares G., 2020, pág. 148) Esquemáticamente se muestra en la figura 4:

Figura 4

Representación esquemática del primer principio de conminución de Fred Bond



Nota. Esta figura representa el aumento de energía a las partículas ya fracturadas, considerando que la partícula de tamaño infinito tiene cero de energía. Adaptado de (Quiroz N., 1986, pág. 49).

En la figura 4:

- W: Representa la energía expresada en Kw-h/ton entregada a la máquina que reduce el material de un tamaño de alimento a un tamaño de producto.
- Wt: Representa el nivel de energía de un tamaño determinado, o energía entregada en Kw-h/ton para obtener un tamaño de producto desde un tamaño teóricamente infinito.
- Wi: Representa el trabajo expresado en Kw-h/ton realizado para reducir un material de un tamaño infinito a un tamaño de 100 micrones. El índice de trabajo establece la resistencia de un material a la ruptura.

Del primer principio, resulta que el consumo de energía en la conminución es la diferencia entre el registro energético del producto y el correspondiente al de la alimentación, expresado de forma matemática sería:

$$\left\{ \begin{array}{l} \text{Nivel de energía} \\ \text{de los productos} \end{array} \right\} = \left\{ \begin{array}{l} \text{nivel de energía} \\ \text{del alimento} \end{array} \right\} - \left\{ \begin{array}{l} \text{energía entregada} \\ \text{para la conminución} \end{array} \right\}$$

(4)

Segundo principio. El consumo de energía para la reducción de tamaño depende de la longitud de las nuevas grietas. Como la longitud de la grieta es proporcional a la raíz cuadrada de la nueva superficie producida, la energía específica requerida es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de partícula del producto menos la del alimento. (Quiroz N., 1986, pág. 50) , matemáticamente se tiene:

$$W = \left(\frac{k}{\sqrt{d_p}} - \frac{k}{\sqrt{d_f}} \right) \quad (5)$$

Donde:

K: constante de proporcionalidad.

d_p: diámetro de la partícula producto.

D_f: diámetro de la partícula de alimento.

Tercer principio. La falla más débil de la mena determina el esfuerzo de ruptura, pero no su W_i, el cual es determinado por la distribución de fallas en todo el rango de tamaño involucrado y corresponde al promedio de ellas. Según Bond, el W_i - índice de trabajo - es una constante propia del mineral que es igual a los Kw-h/ton de mena alimentada, que se requiere para romper dicha mena desde un tamaño infinito a un tamaño promedio que en un 80% sean inferiores de 100 micrones. (Quiroz N., 1986, pág. 51), Esto es:

$$W = 10W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (5)$$

Donde:

W: son los kw-h/ton utilizada en la conminución.

W_i: índice de trabajo de Bond en kw-h/tn.

d_p = P₈₀: tamaño del producto en um que pasa el 80%.

d_F = F₈₀ tamaño del alimento en um que pasa el 80%.

De acuerdo a lo establecido por Bond, el parámetro W_i (índice de trabajo) es una función del material, del equipo de conminución y de las condiciones de operación. Por dicha razón, para ser útil debe determinarse bajo condiciones experimentales estándar de laboratorio.

2.2.10 Ecuaciones Predictivas del Consumo de Potencia en la Molienda

Dado la etapa de conminución, es la etapa de mayor consumo de energía y desde en los circuitos de molienda prevalece los molinos de bolas, es necesario tener en cuenta las ecuaciones predictivas para determinar el consumo de potencia en el circuito. En la literatura, se tiene diversas fórmulas para estimar el consumo de potencia. A continuación, se describe de manera breve las expresiones empíricas y más utilizada en la práctica, para el caso de molino de bolas.

“La empresa Allis Chalmers propone la siguiente expresión para determinar el consumo de potencia en un molino de bolas que opera en húmedo y descarga por rebalse” (Gutierrez R., 1986, pág. 66):

$$K_W_b = k_b (3.2 - 3V_p) C_s \left(1 - \frac{0.1}{2^{9-10C_s}}\right) + S_s \quad (6)$$

Donde:

K_W_b : consumo de energía (kw) por tonelada métrica, o tonelada corta de bolas.

D : diámetro interno del molino medido entre revestimiento (en metros o en pies).

V_p : fracción de volumen interno del molino cargado con bolas (volumen aparente)

C_s : fracción de velocidad crítica del molino.

K_b : constante de proporcionalidad, cuyo valor es 4.879 (si D se expresa en micrones y la carga de bolas en toneladas métricas), o bien, 3.10 8 si D se expresa en pies y la carga de bolas en toneladas cortas.

S_s : Factor de corrección de tamaño de bolas, este factor se calcula de la siguiente manera:

$$S_s = K1B + K2D \quad (7)$$

Donde:

B: tamaño máximo de bolas (en milímetros pulgadas).

D: diámetro interno del molino medido entre revestimientos (en metros o pies).

K₁, k₂: constantes de proporcionalidad, cuyos valores dependen de las unidades de medida utilizada para B y D. K₁ = 0.02169 si B se expresa en mm y D en metros, o bien, 0.5 si B se expresa en pulgadas y D en pies, K₂ = -0.27116 si B se expresa en mm y D en metros, o bien, -0.075 si B se expresa en pulgadas y D en pies.

“Otra fórmula ampliamente utilizada, para estimar el consumo de potencia en molinos de bolas y dimensionarlas correspondientes unidades industriales, es la siguiente” (Gutierrez R., 1986, pág. 69):

$$\frac{P_E}{P} = k_B D^{3.5} (\%V_P)^{0.461} (\%C_s)^{1.505} \left(\frac{L}{D}\right) \quad (8)$$

Donde:

- P_E: potencia eléctrica requerida a la entrada del motor (HP)
- D: diámetro interno del molino (pies).
- %V_P: porcentaje del volumen interno del molino cargado con bolas (volumen aparente de la carga de bolas, expresado como porcentaje). Se aconseja utilizar un valor de %V_P comprendido entre 40 y 50%.
- %C_s: porcentaje de velocidad crítica del molino. Aconsejándose seleccionar un valor entre 68 y 78% de la velocidad crítica.
- L: longitud interna del molino (pies). Pudiéndose variar la razón L/D entre 1 y 3, para la mayoría de los casos prácticos.
- K_B: constante de proporcionalidad, cuyo valor depende del tipo de molino seleccionado.

Así K_B puede asumir los siguientes valores:

- $K_B = 4.365 \times 10^{-5}$, cuando la descarga del molino de bolas es por rebalse (molienda húmeda).
- $K_B = 4.912 \times 10^{-5}$, cuando la descarga del molino de bolas es por diafragma (parrilla), molienda húmeda.
- $K_B = 5.456 \times 10^{-5}$, cuando la descarga es por diafragma, molienda seca.

2.2.11 Tecnología de HPGR

La aplicación de HPGR, es el resultado de los estudios del profesor Klaus Schönert al final del año setenta y comienzos de los ochenta.

“El Dr. Shoenert encontró que cuando la presión aumentaba en estos equipos se incrementaba la proporción de finos, y el mejoramiento en la eficiencia energética se producía debido a un mecanismo de compresión por capas y a la ruptura inter- partículas” (Pavez, 2013, pág. 2).

“La principal característica de los equipos HPGR consiste en comprimir la camada de partículas entre los rodillos y el procedimiento principal de molienda tiene lugar por la ruptura entre las partículas del material dentro del lecho (ruptura inter-partículas)” (Pavez, 2013, pág. 2).

“Durante el proceso de conminución con HPGR se generan micro-fisuras dentro de las partículas, lo que da como resultado el debilitamiento de las partículas, disminuyendo el Word index de la siguiente etapa de conminución que normalmente es la molienda de bolas” (Pavez, 2013, pág. 2).

En lo presente se acepta que en un proyecto metalúrgico se den estudios de carácter técnico-económico, en donde se consideren alternativas de inclusión en el circuito tecnología HPGR.

Por lo general, la tecnología HPGR se utiliza en presencia de minerales competentes que

generan un alto gasto de energía específica (CEE).

“La utilización de HPGR es limitada por el tamaño de la alimentación (50 mm), razón por la cual opera en una etapa de chancado terciario o de chancado cuaternario, generando un material más fino al circuito de molienda” (Pavez, 2013, pág. 2).

2.2.11.1 Reseña Histórica

El origen de la tecnología HPGR, se remonta a los inicios del siglo XX, donde se utilizó en la briquetización de carbón. En el año 1985 la tecnología fue introducida en la industria del cemento. Actualmente, éste es el sector industrial que utiliza mayor cantidad de molinos HPGR en el mundo. En el año 1987, se aplicó con éxito en la industria del diamante, para la liberación de este valioso mineral desde la roca madre kimberlita (Premier Mine in South África). El desarrollo de nuevos materiales para el revestimiento de los rodillos de los molinos HPGR permitió el año 1994 la aplicación exitosa de esta tecnología en la industria del hierro. Aunque la tecnología HPGR es hoy comúnmente utilizada en la minería del cemento, de los diamantes y del hierro, su adaptación en los llamados minerales de roca dura ha sido lenta y cautelosa. El éxito de los molinos HPGR llevó a la minería metálica de roca dura a buscar en esta tecnología una alternativa a los procesos de molienda convencionales. El éxito de los molinos HPGR llevó a la minería metálica de roca dura a buscar en esta tecnología una alternativa a los procesos de molienda convencionales. (Pavez, 2013, pág. 7).

2.2.11.2 Equipos HPGR y su Función

Los equipos HPGR, están constituidos de dos rodillos con direcciones de giros opuestas (figura 5), los rodillos descansan en un sistema de rodamientos sobre un marco. En estos molinos la presión de tipo hidrodinámico se aplicada sólo a uno de los rodillos, mientras que el otro mantiene fija dentro del marco. “El marco del rodillo libre, sobre el cual se aplica la presión, desliza sobre una superficie de teflón y su movimiento está gobernado por las fuerzas

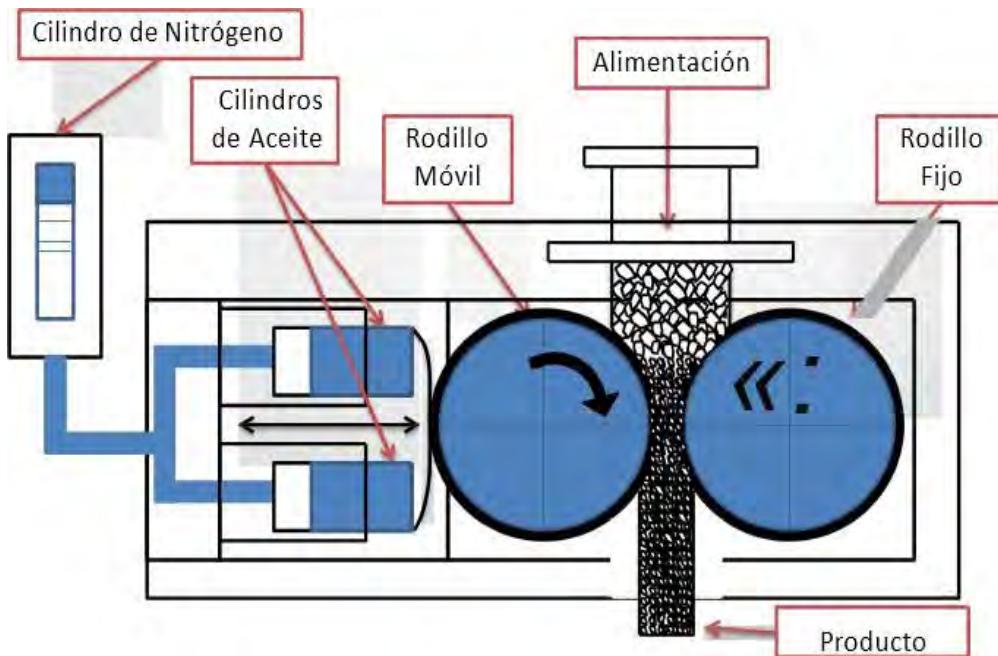
que actúan tanto desde la superficie del mineral como del sistema de aplicación de presión” (Torres R., 2010, pág. 17). “La alimentación se realiza por medio de un chute ubicado en la parte superior de los rodillos, el cual se encuentra revestido con materiales de alta resistencia a la abrasión, y que además está equipado con un sistema de control de nivel, de modo de asegurar la formación de un lecho de partículas continuo en la zona de molienda” (Torres R., 2010, pág. 17).

La distancia entre los rodillos se ajusta mediante tuercas al final de uno de los rodillos. “Donde el pellizco, el ángulo se ve afectado por la distancia entre los rodillos. El ángulo de pellizco, se define como el ángulo que es tangente a la superficie del rodillo (figura 6) en los puntos de contacto entre los rodillos y la partícula” (Yan, 2016, pág. 142). “Eso depende de las características superficiales de los rollos. Por lo general, el ángulo de contacto está entre 20° y 30°, pero en algunas trituradoras de rodillos grandes es de hasta 40°” (Yan, 2016, pág. 143).

En el equipo de HPGR, durante la operación de comminución se tiene dos zonas de ruptura de las partículas, las mismas que están definidas por los ángulos que se forman conforme a la figura 6. “En la zona entre el ángulo de compresión inter-partícula, α_{IP} , y el ángulo de compresión de partícula aislada, α_{SP} , el mecanismo de ruptura principal corresponde a la compresión simple” (Torres R., 2010, pág. 15). “La región descrita entre el ángulo α_{IP} y $\alpha = 0$, corresponde a la compresión de capas de partículas como el mecanismo de ruptura principal” (Torres R., 2010, pág. 16).

Figura 5

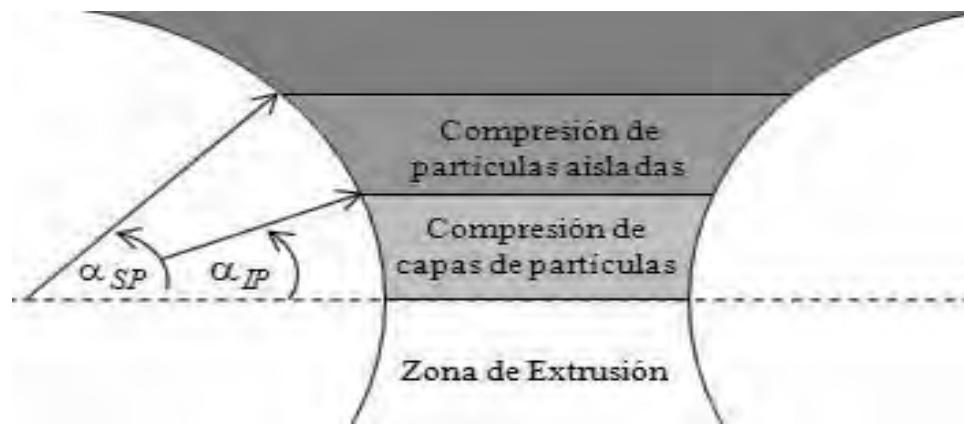
Esquema de un equipo HPGR



Nota. En la figura se muestra u representación esquemática de un HPGR y su sistema de alimentación. Tomado de (Vizcardo C., 2018, pág. 8).

Figura 6

Zonas de conminución en equipo HPGR



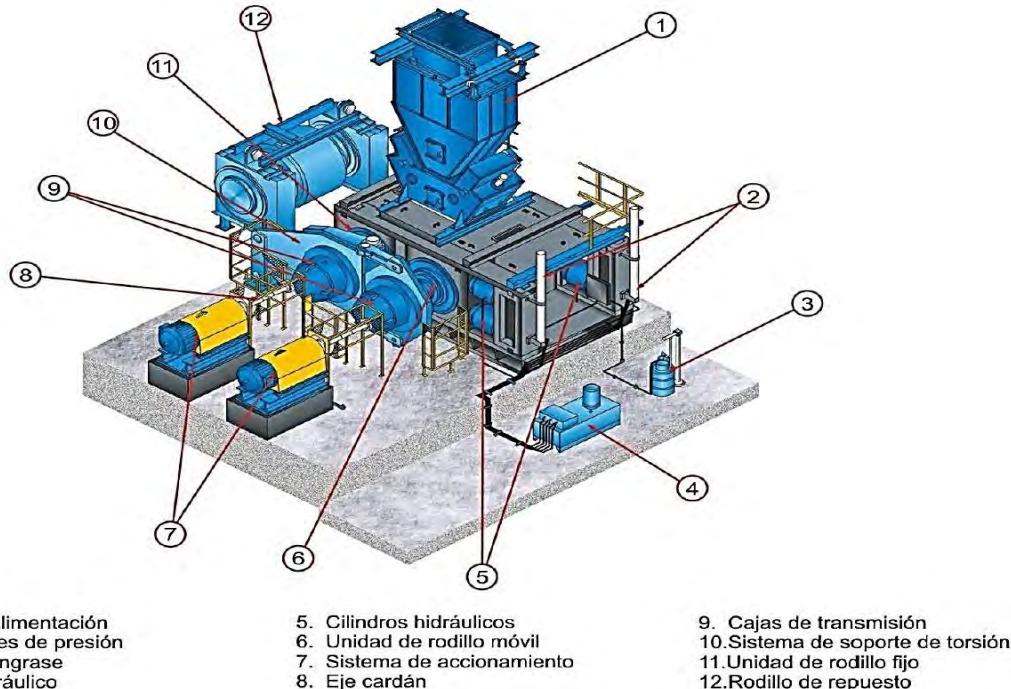
Nota. La figura representa zonas de molienda en un HPGR. Tomado de (Torres R., 2010, pág. 18).

2.2.11.3 Componentes de los Equipos HPGR

Los equipos de HPGR son de un diseño y construcción robusta y tiene como partes principales, que se muestra en la figura 7.

Figura 7

Equipo de conminución HPGR y sus componentes



Nota. La figura muestra las principales partes del HPGR. Tomado de (minero, 2019).

2.2.11.4 Características de HPGR

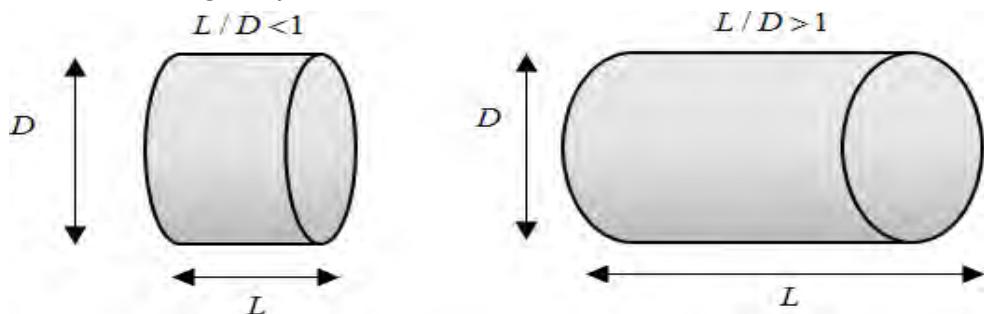
El HPGR es una máquina que consta de dos rodillos accionados por motores separados.

Los rodillos giran en direcciones opuestas y descansan en un sistema de rodamientos sobre un marco (figura 5).

“La característica que define la geometría de los rodillos es la razón Largo/Diámetro (figura 8). Dependiendo de esta razón se observan distintas características en la operación y diseño de los equipos” (Pavez, 2013, pág. 12).

Figura 8

Relación de la longitud y diámetro de los rodillos de HPGR



Nota. En la figura se representa las relaciones de las dimensiones de los rodillos de HPGR. Tomado de (Cepededa V., 2016, pág. 27).

Características de la geometría de los rodillos: “En los rodillos de razones $L/D < 1$ (figura 8) se ejercen torques de altas magnitudes, lo que se traduce en una mayor potencia requerida” (Pavez, 2013, pág. 12). “En los rodillos de razones $L/D > 1$ (figura 8) se deben utilizar rodamientos que posean un sistema de corrección del desalineamiento del rodillo móvil” (Pavez, 2013, pág. 12).

“Las diferencias entre fabricantes se observan, entre otras características, por los valores de la razón L/D : Polysius fabrica equipos con razones $L/D < 1$ en comparación a Köppern y KHD, que utilizan rodillos con una razón $L/D > 1$ ” (Torres R., 2010, pág. 19).

“Mediante un sistema hidro-neumático se aplica presión (50 - 150 bar) a uno de los rodillos, mientras que el otro rodillo se mantiene en una posición fija dentro del marco” (Pavez, 2013, pág. 13).

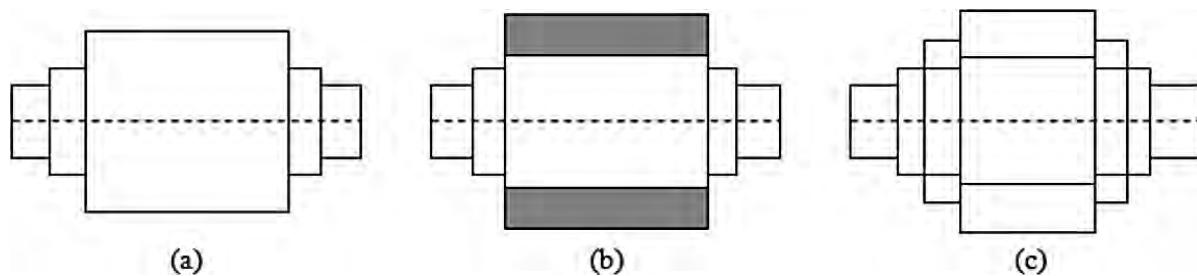
El rendimiento de trituración es en gran parte determinada por la presión ejercida por el sistema hidráulico en el rodillo flotante.

“El constante choque de los rodillos se amortigua mediante un set de acumuladores de nitrógeno que se instala detrás del rodillo flotante, produciéndose de este modo una operación suave” (Pavez, 2013, pág. 13).

Diseño y revestimiento de los rodillos: los criterios a considerar en el diseño y la selección de los rodillos son: “el balance entre la operación y los costos de inversión, la buena durabilidad y frecuencia de remplazo, corto tiempo de inactividad debido a la factibilidad del remplazo” (Vizcardo C., 2018, pág. 12). En el mercado se tiene los siguientes diseños que se muestran en la figura 9.

Figura 9

Diseño de los rodillos de los HPGR



Nota. En la figura se muestran tres diseños de los rodillos de los HPGR: (a) rodillos sólidos, (b) llantas sobre un eje y (c) segmentos. Tomado de (Torres R., 2010, pág. 19).

“Los rodillos sólidos pueden ser forjados o fundidos y se utilizan principalmente en la industria del cemento, la mayor desventaja observada en este tipo de diseño corresponde a las altas tasas de desgaste y a la inconveniencia de cambiar la pieza completa al momento de realizar una mantención” (Torres R., 2010, pág. 19).

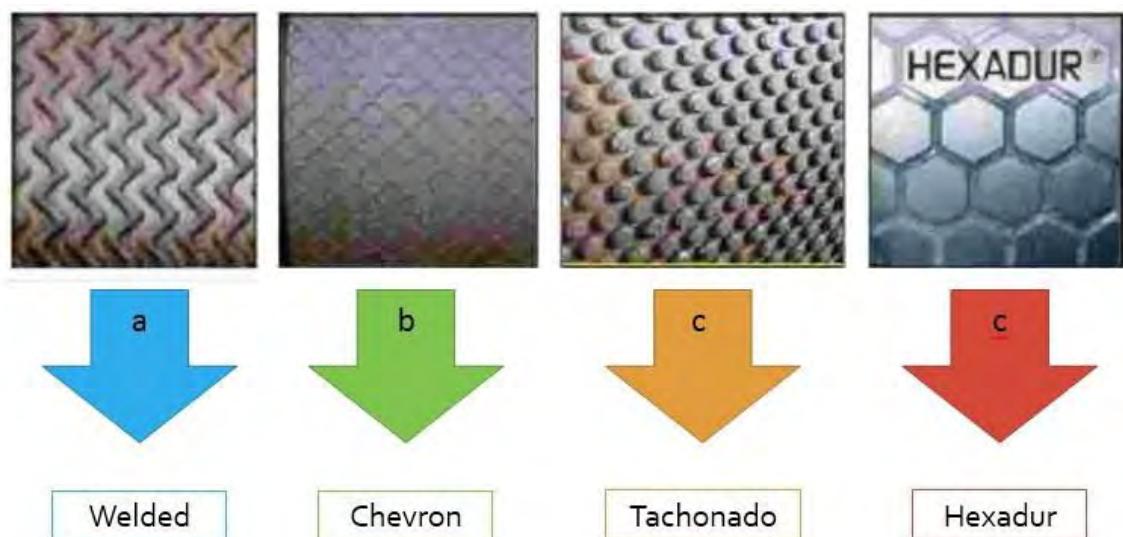
“Los rodillos compuestos por llantas adosadas en un eje han sido utilizados con éxito en la industria de minerales metálicos y no metálicos, poseen bajas tasas de desgaste y costos de operación y no existe una restricción sobre la presión de operación del equipo” (Torres R., 2010, pág. 20). “Por último, el diseño por segmentos no es aplicable en operaciones que requieren altas presiones de molienda y posee altos costos de operación y altas tasas de desgaste” (Torres R., 2010, pág. 20).

Revestimiento de los rodillos: el tipo de revestimiento a implementar a los rodillos está en función al tipo de mineral a tratar, estas pueden ser de cuatro tipos que se muestran en la

figura 10. “Los patrones en la superficie determinan los ángulos de compresión y generan el roce necesario para inducir el movimiento del lecho de partículas entre los rodillos, es decir, la capacidad de tratamiento depende de la superficie de rodillos a utilizar” (Torres R., 2010, pág. 20).

Figura 10

Tipos de revestimientos para los rodillos



Nota. La figura muestra los diferentes tipos de revestimientos en los rodillos de un HPGR. Tomado de (Vizcardo C., 2018, pág. 19).

La utilización de los recubrimientos en los rodillos está en función al tipo de trabajo y materia a tratar, así se puede mencionar que:

En rocas abrasivas, se opta por escoger la superficie tachonada (studded), que es fabricada por KHD y Polysius, o la superficie HEXADUR, la cual es fabricada por Köppern. El material utilizado en la fabricación de los rodillos corresponde a un acero blanco fundido y rico en cromo (WCI), el cual se compone de carburos eutécticos de tipo M7C3 en una matriz de acero martensítico. Este material posee baja resistencia a la fractura, lo que aumenta la frecuencia de eventos de quiebres de rodillos. Sin embargo, las nuevas piezas se están fabricando con una aleación de níquel y hierro fundido denominada Ni-hard (Fe82-Cr9-Ni5-

C3), la cual posee alta resistencia a la fractura y es más robusto que el WCI. (Torres R., 2010, pág. 20).

“Los rodillos tachonados consisten en un patrón regular de pequeños cilindros de carburo de tungsteno soldados en una matriz de Ni-hard o WCI, mientras que la superficie HEXADUR está compuesta por hexágonos de material de cerámico en una matriz de acero” (Torres R., 2010, pág. 21). “Los hexágonos se encuentran unidos por un material de menor dureza y que permite la acumulación de finos, del mismo modo que los espacios entre los cilindros en la superficie tachonada” (Torres R., 2010, pág. 21). Es por esta razón que se denominan revestimientos autógenos, puesto que los finos acumulados en los intersticios ayudan en la molienda.

Vida útil del revestimiento: Las duraciones máximas y mínimas alcanzadas por el revestimiento de tipo tachonados se muestran en la tabla 3. “Los valores máximos se alcanzan al aumentar la vida útil de los rodillos aplicando soldadura de mayor tenacidad en los espacios disponibles gracias al desgaste de los cilindros de carburo de tungsteno” (Torres R., 2010, pág. 21). “Esta práctica fue observada en terreno en la planta de la mina Los Colorados, donde se logró aumentar la vida de los rodillos hasta en 3 meses” (Torres R., 2010, pág. 21).

Tabla 3

<i>Mineral</i>	<i>Horas de operación</i>	
	<i>Mínimo</i>	<i>Máximo</i>
<i>Menas de hierro (pellets)</i>	14000	36000
<i>Menas de hierro</i>	6000	14600
<i>Menas de oro</i>	4000	6000
<i>Kimberlitas</i>	4000	6000
<i>Fosfatos</i>	6000	8000

Nota. En la tabla se tiene los tiempos mínimos y máximo de duración para los revestimientos de tipo tacho en los rodillos de un HPGR. Tomado de (Broeckmann, 2005).

2.2.11.5 Factores que Inciden en la Vida Útil del Recubrimiento de los Rodillos

Los rodillos pueden ser perjudicados, por los siguientes factores a considerar:

Abrasión y composición de mineral: “La tasa de desgaste de los espárragos es principalmente una función del índice de abrasividad y la competencia del mineral. La ruptura de los pernos se produce fuertemente debido al tamaño superior del material que alimenta la prensa” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 49). El índice de abrasión es la referencia estándar para definir el grado de abrasividad de un mineral. “Sin embargo, este índice no se considera un indicador apropiado para definir el recubrimiento que se aplicará a los rodillos, ya que el índice de abrasividad no está 100% relacionado con los principios de trituración utilizados por la prensa de rodillos” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 49). Como garantía, cada fabricante implementa su propia metodología para determinar el recubrimiento más aplicable a los rodillos.

Tamaño de partícula, dureza y fuerza de molienda específica: “La resistencia a la compresión del mineral, en combinación con las partículas más grandes presentes en la alimentación y la fuerza de molienda específica, determinará el nivel de daño al recubrimiento; por lo tanto, su durabilidad” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 50). “Cuanto mayor sean los valores de cada variable mencionada, mayor será la probabilidad de daño y desgaste de los rodillos. El daño aumenta cuando las variables ocurren simultáneamente. Como regla general, cuanto mayor es la fuerza de rectificado específica, mayor es el desgaste en la superficie de los rodillos” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 50). “Es cierto que las partículas de mineral más grandes y duras requieren una mayor fuerza para fragmentarse, sin embargo, es importante que no se aplique demasiada fuerza innecesariamente” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 50).

Humedad: “El recubrimiento de pernos se basa en la protección autógena, donde el control de la humedad del material de alimentación de HPGR es importante, porque ayuda a formar una capa de material entre los pernos, reduciendo el desgaste del recubrimiento” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 50). El exceso de humedad genera un mayor desgaste

en la superficie de los rodillos, al eliminar la capa autógena.

Fuerzas horizontales causadas por el movimiento intermitente de HPGR: “La tasa de desgaste en el rodillo de presión móvil es ligeramente mayor que la tasa de desgaste del rodillo fijo. Una explicación del fenómeno es que se genera una fuerza cinética horizontal adicional durante el movimiento del rodillo en movimiento” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 51). “La fuerza creada por el sistema hidráulico crea un desgaste adicional al componente móvil. Aunque el movimiento horizontal no es grande (en la mayoría de los casos entre 2 y 6 mm), el desgaste se produce debido a los picos de presión adicionales que actúan sobre la superficie del rodillo móvil” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 51).

Extrusión: “La extrusión generalmente aumenta en función del diámetro del rodillo, la presión aplicada y la humedad de la alimentación. Es más notable en rollos con un recubrimiento más suave y disminuye notablemente en rollos con tacos en la superficie” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 51).

Alimentación: Los molinos HPGR deben trabajar bajo condiciones de ahogamiento y, lo que implica, una alimentación constante, para incrementar la capacidad del equipo y así minimizar el desgaste de los rodillos. “La segregación de la alimentación también influye negativamente en la eficiencia del equipo, ya que proporciona diferentes distribuciones granulométricas a lo largo del ancho de los rodillos, es decir, partículas gruesas alimentadas por un lado y partículas finas por el otro” (Delgado S. & Machado Y., 2021, pág. 52).

2.2.11.6 Principios de Operación de los HPGR

La operación en los HPGR necesita tener una alimentación que contenga una fracción de porcentaje de finos para llenar los vacíos entre las partículas, garantizando que al mineral se aplique la presión requerida para la conminución. En la tabla se muestra los rangos de operación del HPGR para minerales de Au, Cu y Fe.

Tabla 4**Valores típicos de operación HPGR**

Variables	Rango de operación
Diámetro de rodillos, D	0,5 – 2,8 [m]
Largo de rodillos (ancho), L	0,2 – 1,8 [m]
Gap operacional, s_0	0,02D – 0,03D [m]
Capacidad de tratamiento, G_s	30 – 3000 [ton/hora]
Fuerza de molienda, F	2000 – 20000 [kN]
Presión media, R_p	20 – 300 [bar]
Potencia instalada máxima, P	2 x 3000 [kW]
Velocidad periférica de los rodillos, U	$U \leq 1,35 D$ [m/s] si $D < 1,7$ [m] $U \leq D$ [m/s] si $D \geq 1,7$ [m]
Consumo de energía, W	1-3 [kWh/ton]

Nota. La tabla muestra las variables y los rangos de cada uno, en las que debe operar HPGR. Tomado de (Cepededa V., 2016, pág. 29).

Para comprender la operación de un HPGR, se utilizan parámetros y terminologías que se deben entender y conocer. Dichos parámetros son fundamentales para las pruebas a escala piloto, para luego dimensionar un HPGR a escala industrial.

Gap operacional: “Se define como distancia más pequeña entre el rodillo fijo y el rodillo flotante durante la puesta en marcha del HPGR. Varía dependiendo de las características del mineral de alimentación y de las condiciones de funcionamiento de la máquina” (Cepededa V., 2016, pág. 30).

Fuerza de presión específica: “fuerza total por unidad de área de proyección del rollo debido a las fuerzas externas ejercidas por los cilindros hidráulicos, como se muestra en la ecuación 9. Este parámetro controla el consumo de energía, el gap operacional y la granulometría del producto que lo posee como el parámetro más crítico” (Cepededa V., 2016, pág. 30).

$$F_{sp} = \frac{F_t}{D \cdot W} \quad (9)$$

Donde: F_{sp} es la fuerza de presión específica (N/mm^2), F_t es la fuerza total ejercida por los cilindros hidráulicos (N), D es el diámetro del rodillo (mm) y W es el ancho del rodillo (mm).

Consumo neto de energía específica: “Potencia neta extraída de la tonelada del motor por unidad de mineral procesado, se utiliza para dimensionar el motor para HPGR a escala industrial” (Klymowsky R., Patzelt N., Knecht J., & Burchardt E., 2006). El consumo neto de energía está dado por la siguiente relación:

$$E_{sp} = \frac{P_t - P_i}{Q} \quad (10)$$

Donde: E_{sp} es consumo neto de energía específica (KW-h/ton), P_t es consumo de energía total del motor (KW), P_i es consumo de energía del motor en vacío (KW) y Q es el rendimiento (tph).

Rendimiento constante específico: “Es la tasa de rendimiento para un HPGR con un diámetro de rodillo de 1 m, con un ancho de 1 m y con una velocidad periférica de 1 m/s. Basándose en esta información se lleva a cabo a escala industrial” (Klymowsky R., Patzelt N., Knecht J., & Burchardt E., 2006).

$$m = \frac{Q}{D \cdot L \cdot U} \quad (11)$$

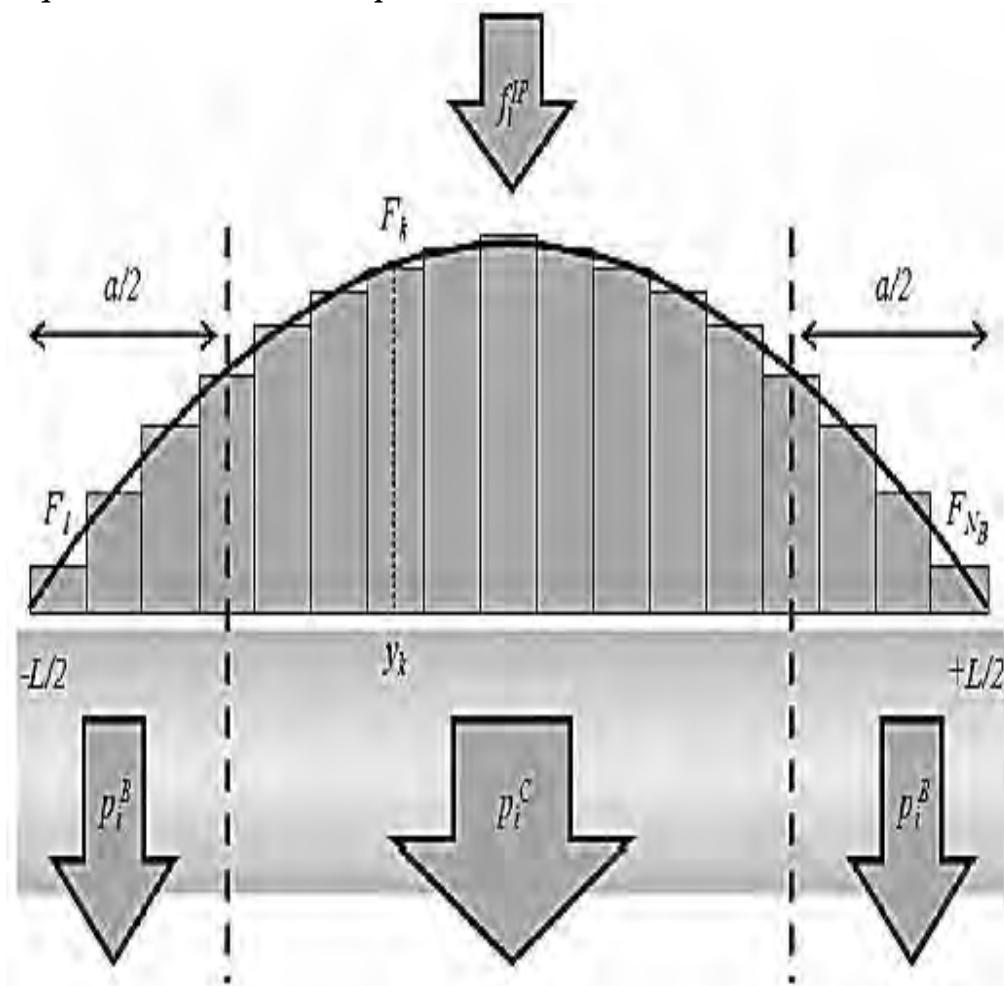
Donde: m es constante específica de rendimiento (ton/hm³), Q es rendimiento (tph), D es el diámetro del rodillo (mm), L es el ancho del rodillo (mm) y U es la velocidad periférica del rodillo (mm/s).

Distribución de la presión en el rodillo del HPGR: “En una unidad de HPGR, el cilindro hidráulico aplica una fuerza al cojinete que se transmite a lo largo de la superficie del rodillo” (Cepededa V., 2016, pág. 31). “Sin embargo, estudios previos han demostrado que la

distribución de la presión no es uniforme en toda la anchura del material contenido entre los rodillos” (Cepededa V., 2016, pág. 31). “Lubjuhn (1992) ha sugerido que la caída de presión en el borde depende de la fuerza de molienda y puede caer hasta en un 75% cuando se compara con la presión en el centro independiente de las propiedades del material” (Cepededa V., 2016, pág. 31). “Torres y Casali (2009) utilizaron esta información y representaron gráficamente el perfil de presión a través del ancho del rodillo como se muestra en la figura 11, donde: Pi^E y Pi^C son la distribución del producto en el borde y el centro del molino respectivamente, a corresponder a la fracción en peso del material que circula por los rodillos dividido en N_B bloques” (Cepededa V., 2016, pág. 31).

Figura 11

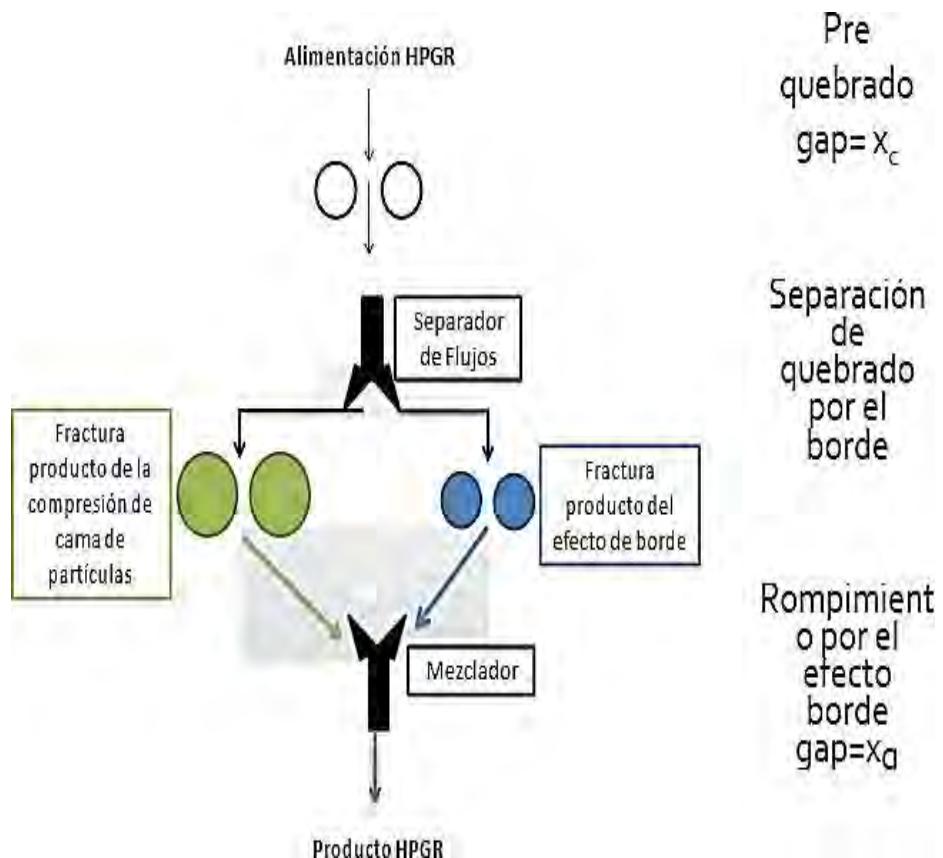
Esquema de distribución de presiones a través del ancho del rodillo HPGR



Nota. La figura representa una distribución de presiones a lo largo de los rodillos de un HPGR. Fuente (Torres R., 2010, pág. 42).

2.2.11.7 Descripción de la Molienda en HPGR

En los molinos HPGR, se tiene un modelo de reducción de la partícula de mineral (figura), donde al principio se da un pre-quebrado (gap = X_c), luego se genera una separación de quebrado por el borde y rompimiento por el efecto borde (gap = X_g).

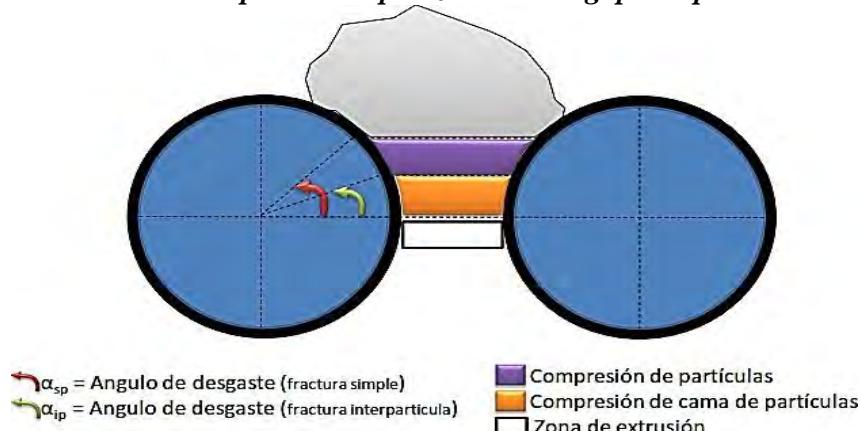
Figura 12**Esquema de las etapas de conminución en un HPGR**

Nota. En la figura se representa de manera esquemática las etapas de conminución en un equipo HPGR. Tomado de (Vizcardo C., 2018, pág. 36).

“En los equipos HPGR las partículas se fracturan en diferentes zonas por compresión en una base de partículas empaquetadas creada entre los rodillos (figura 5, 6, 12 y 13). La base de partículas es presionada entre los rodillos (figura 12) hasta alcanzar una densidad aparente del orden de 85% a 90% de la densidad real del material” (Pavez, 2013, pág. 15).

Figura 13

Fractura de una particular por zonas en el gap de operación de HPGR

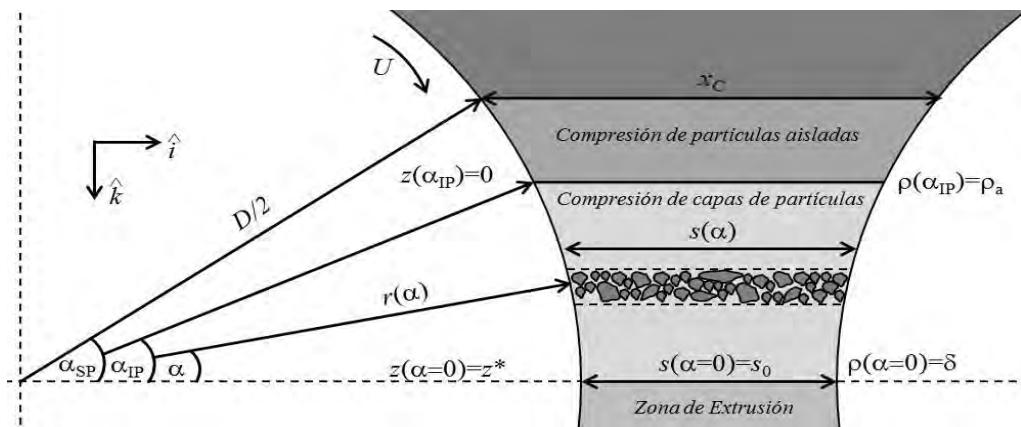


Nota. La figura ilustra una representación de las diferentes zonas en el gap de un HPGR y los tipos de fracturas que se dan en cada zona. Tomado de (Vizcardo C., 2018, pág. 10).

“Durante este proceso de compactado el material es triturado en una amplia variedad de tamaños de partículas a medida que avanza por las zonas (figura 13) de molienda dentro del HPGR. El material del lecho se tritura por un mecanismo de ruptura inter-partícula (figura 14). Es decir, las partículas son reducidas de tamaño por fuerzas de compresión entre ellas” (Pavez, 2013, pág. 17).

Figura 14

Esquema conceptual del HPGR indicando las zonas de conminución

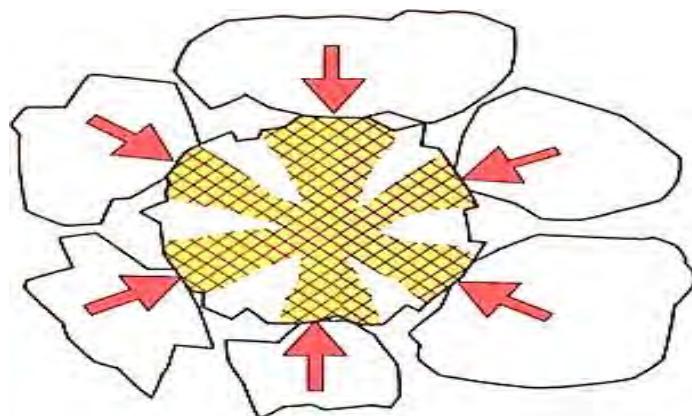


Nota. La figura es una representación de las zonas de compresión para la conminución de minerales en un equipo HPGR. Tomado de (Torres R., 2010, pág. 49).

“La ruptura inter-partícula se diferencia claramente de la ruptura por compresión de una sola partícula, que es lo que ocurre entre las superficies de un chancador convencional” (Pavez, 2013, pág. 17).

Figura 15

Contacto de puntos múltiples por partículas sobre una partícula



Nota. Representación esquemática de la conminución entre partículas en un equipo HPGR. Tomado de (Pavez, 2013, pág. 18)

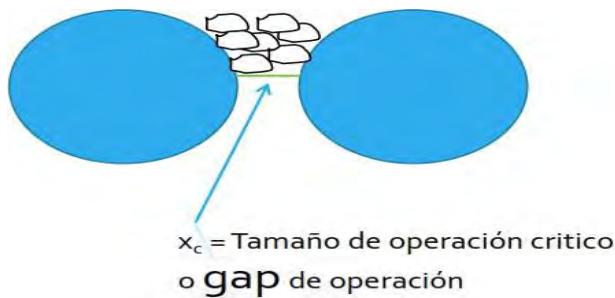
“La ruptura de partículas individuales en los HPGR no es recomendable ya que puede incrementar el desgaste de la superficie del rodillo, provocando daños a la superficie autógena

de desgaste. Es por ello que en los equipos HPGR se debe evitar el triturado de partículas individuales y realizar una molienda por compresión del material en el lecho de partículas (ruptura inter-partículas)” (Pavez, 2013, pág. 19).

El pre quebrado, es un mecanismo de ruptura generado directamente por los rodillos (figura). “El pre quebrado, se da cuando: las partículas son del tamaño mayor al requerido, son rotas directamente por la superficie de los rodillos, los límites entre el pre quebrado y la región de lecho de compresión es definido por una abertura crítica (X_c)” (Vizcardo C., 2018, pág. 38).

Figura 16

Mecanismo de ruptura por pre quebrado

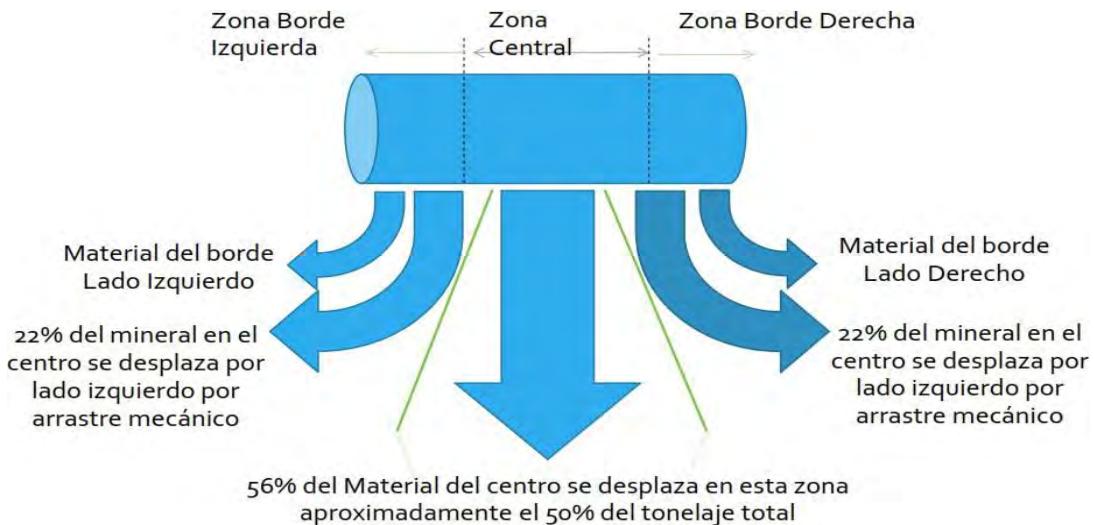


Nota. Representación de la ruptura de las partículas por la acción directa de los rodillos. Tomado de (Vizcardo C., 2018, pág. 37).

La distribución de la carga y descarga a lo largo de los rodillos, es de acuerdo a la figura

Figura 17

Efecto de borde en los rodillos HPGR



Nota. Representación esquemática de las zonas de carga y descarga en molino HPGR. Tomado de (Vizcardo C., 2018, pág. 39).

2.2.11.8 Ventajas y Desventajas de los Equipos HPGR

Como ventajas de los equipos HPGR se puede mencionar las siguientes:

1. “La tecnología HPGR permite la reducción de los costos de operación, producto del uso eficiente de la energía en el mecanismo de ruptura y en la reducción del Work Index de la molienda con bolas, debido a la generación de micro-fracturas. También con esta tecnología se elimina el gasto de medios de molienda” (Pavez, 2013, pág. 21).
2. “El HPGR produce una distribución de tamaño de partículas más amplia, y con una mayor cantidad de partículas finas, que la distribución producida por un triturador terciario (por ejemplo, un chancador de cono)” (Pavez, 2013, pág. 21).
3. Creación de micro-fisuras en las partículas.
4. “Disminución del Work Index en las etapas posteriores de molienda con bolas. Durante el proceso de aplicación de la tecnología HPGR, se generan micro-rupturas entre las partículas, lo que da como resultado una reducción del Índice de Bond en las

etapas siguientes de molienda con bolas. Para la mayor parte de los minerales esta reducción oscila entre 10-25%” (Pavez, 2013, pág. 26).

5. “Tratamiento de minerales con un cierto grado de humedad. La alimentación de un HPGR debe contener preferentemente un cierto grado de humedad, lo que ayuda a generar una superficie autógena de desgaste competente. Por lo general, la conminución con HPGR facilita el procesamiento de minerales relativamente húmedos. En algunos casos los minerales contienen una humedad de hasta 10%” (Pavez, 2013, pág. 30).
Bajo consumo específico de energía.
6. “La cantidad de energía consumida al emplear la tecnología HPGR, es considerablemente menor que la consumida en otros procesos de molienda. Para la mayor parte de los minerales, el consumo específico de energía oscila entre 0,8 - 3,0 kWh/t. Cuando se crea un vínculo con procesos posteriores se alcanzan reducciones generales de energía en los procesos de molienda de hasta 40%” (Pavez, 2013, pág. 30).
7. “Menor sensibilidad a la variación del mineral. A diferencia de las operaciones con molino SAG, el HPGR puede manejar un cambio en la dureza del mineral, con poco efecto sobre el rendimiento de conminución” (Pavez, 2013, pág. 33).
8. “Mejores rendimientos en el tratamiento del mineral. Debido a que los HPGR generan partículas con micro-fisuras, se produce un mejoramiento en el rendimiento de los procesos de lixiviación y flotación” (Pavez, 2013, pág. 33).

Dentro de las desventajas de un equipo HPGR, se puede considerar las siguientes:

- 1 “Mayores costos de capital y circuitos más complejos. Los circuitos con HPGR son más complejos. Con el HPGR hay dos etapas más de chancado, después está el manejo de materiales y las instalaciones que en general son un poco más grandes que las del molino SAG. El HPGR está limitado por el tamaño de la alimentación (50 mm), razón por la

cual opera en una etapa de chancado terciario o etapa cuaternaria” (Pavez, 2013, pág. 38).

- 2 “Complejidad del sistema de transporte del mineral. Al parecer, la principal desventaja que presentan los circuitos de comminución con HPGR está relacionada con la complejidad del sistema de transporte de mineral, el que considera varias correas para el manejo de los distintos flujos y sistemas captadores de polvo en sus traspasos” (Pavez, 2013, pág. 39).
- 3 “Humedad muy alta en la alimentación. Materiales con una alta humedad pueden producir un bajo rendimiento y mayores tasas de desgaste en los rodillos. Cuando el material tiene mucha humedad se complica la generación de capas autógenas en la superficie de los rodillos lo cual puede disminuir notoriamente la vida de los rodillos, ya que no cuentan con la protección deseada. Es decir, se podría producir un “lavado” de la capa autógena y un desgaste acelerado de los rodillos” (Pavez, 2013, pág. 40).
- 4 “Incapacidad para manejar minerales arcillosos pegajosos. Los equipos HPGR son incapaces de procesar minerales de arcillas pegajosas, debido al deslizamiento de los rodillos, la reducción del rendimiento y la producción de queques excesivamente grandes y competente. Aunque ésta es una situación que se presenta actualmente, se está trabajando e investigando en el diseño de circuitos para manejar estos minerales” (Pavez, 2013, pág. 40).

2.2.11.9 Parámetros en la Selección de los Equipos HPGR

Los parámetros que se deben de tener en consideración al seleccionar los equipos de HPGR, como una alternativa, son las siguientes:

Primero: la competencia de mineral.

Segundo: el costo de la energía eléctrica.

Tercero: tamaño de la planta.

Por otra parte, minerales con alto contenido de humedad, como los minerales con contenido de arcillas, deben ser evaluados antes de ser sometido a su tratamiento en un equipo HPGR.

2.2.11.10 Fabricantes de Equipos HPGR

Entre las principales fabricantes de los equipos HPGR, se tiene: “Polysius (Thyssen Krupp), en Alemania, KHD (KHD Humboldt Wedag AG) en Alemania, Köppern GmbH & Co. KG en Alemania y CITIC HIC en China” (Pavez, 2013, pág. 10). “A esto se suma un quinto fabricante que sería Metso HRC y quizás más adelante haya un sexto fabricante que sería FLSmidth” (Pavez, 2013, pág. 10).

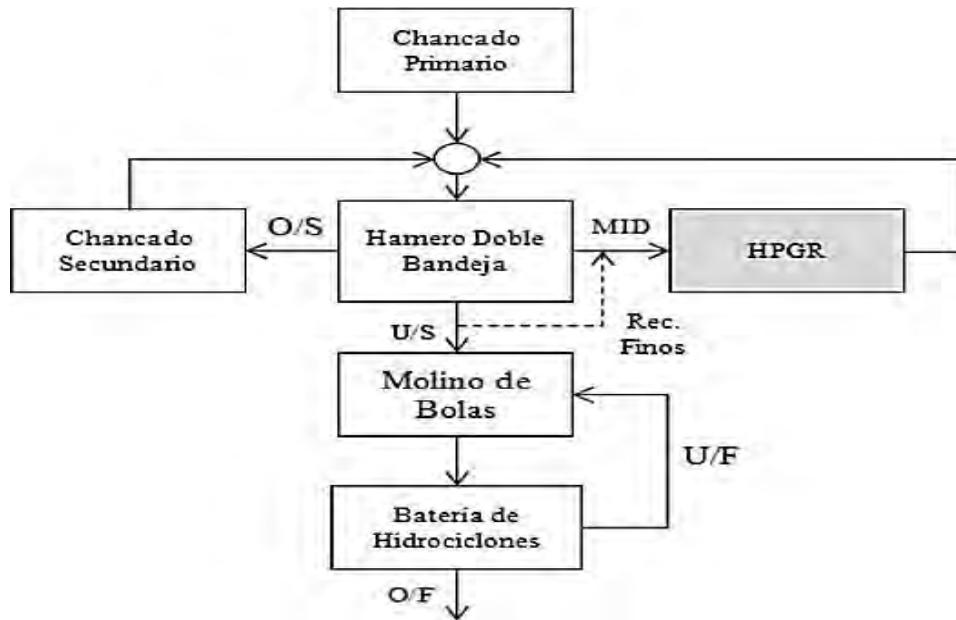
2.2.11.11 Modelos de Circuitos de Aplicación a Nivel Industrial de HPGR

Basado en las ventajas y limitaciones del equipo, Morley propone tres familias de circuitos que integran la tecnología HPGR con el fin de obtener un beneficio específico en el proceso (Torres R., 2010, pág. 29). Los modelos de circuitos que se puede implementar en la operación y incorporación de un HPGR a nivel industrial son:

Circuitos para mejorar la eficiencia energética: “El HPGR puede ser utilizado como una alternativa a circuitos de chancado previos a molienda SAG o molienda unitaria” (Torres R., 2010, pág. 29). “El flow sheet mostrado en la figura 6 fue diseñado para tratar minerales de alta dureza, de modo de minimizar la cantidad de equipos y correas instaladas” (Torres R., 2010, pág. 29). “Sin embargo, se aprecian desventajas operacionales, tales como el control de material particulado en suspensión, la alta carga circulante del circuito de chancado y que la alimentación del HPGR con una distribución de tamaños truncada provoque un desgaste acelerado de revestimientos” (Torres R., 2010, pág. 29).

Figura 18

Diagrama de flujo para un chancado en tres etapas, incorporando HPGR



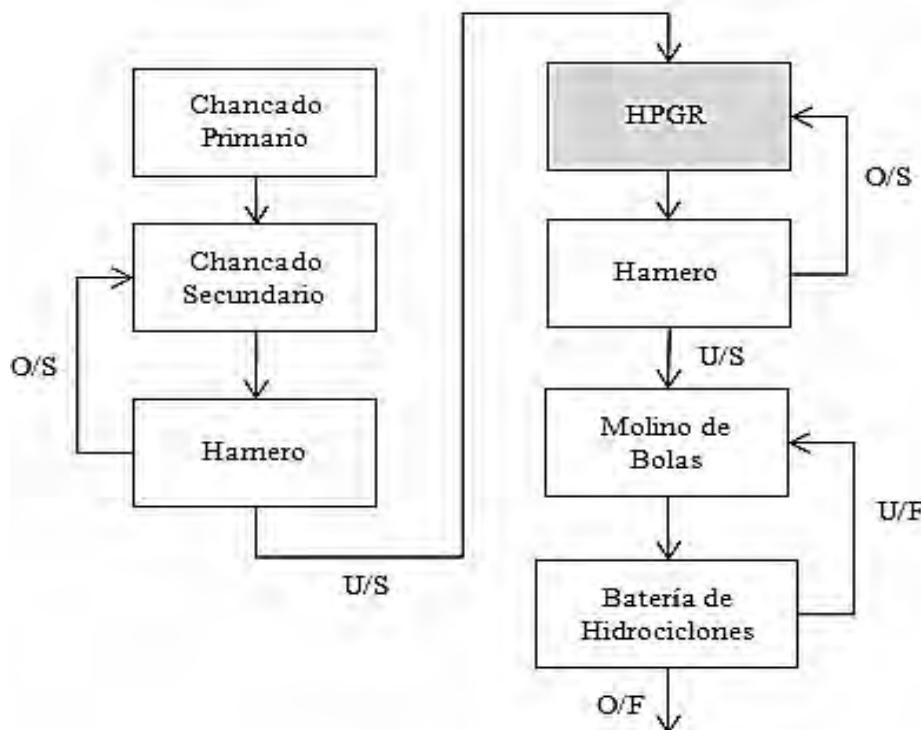
Nota. La figura es una representación del circuito de chancado utilizando el equipo de HPGR. Tomado de (Torres R., 2010, pág. 29).

En la figura 18, la alimentación al equipo de HPGR, según el circuito, es con una menor cantidad de finos, incidiendo de manera negativa en el rendimiento del HPGR, al faltar particular de granulometría fina, se genera falta de relleno en los intersticios entre partícula y partícula, en el lecho compacto.

“Las figuras 19 y 20, ilustran un circuito similar al presentado en la figura 18. En los cuales, se reducen los problemas de alta carga circulante y el HPGR no se alimenta con una distribución de tamaños truncada” (Torres R., 2010, pág. 30). “Entre las desventajas se observan una mayor adición de correas, un difícil control de polvo y difícil operación cuando la alimentación del chancador primario presente una cantidad de finos tal que comprometa la eficiencia de la operación de chancado secundario” (Torres R., 2010, pág. 30).

Figura 19

Diagrama de flujo de chancado en tres etapas con HPGR directo

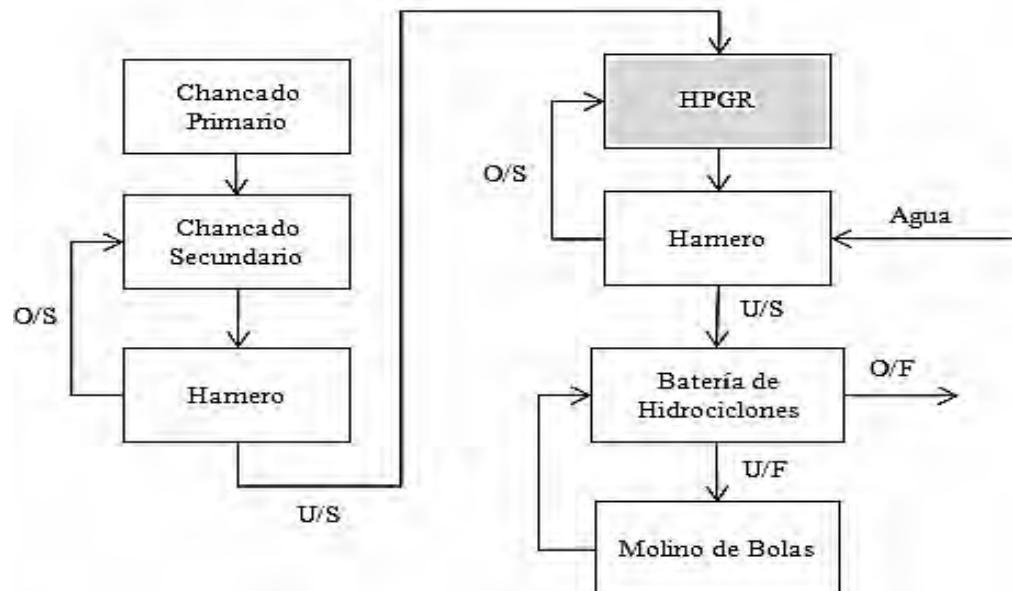


Nota. Representación de la utilización de HPGR (directo) en un circuito de chancado de tres etapas.
Tomado de (Torres R., 2010, pág. 30).

Otro circuito de HPHGR directo, seria con la incorporación de agua (figura 20) “para mejorar la eficiencia de clasificación del harnero al controlar el material particulado en suspensión y al desaglomerar el queque o producto del HPGR” (Torres R., 2010, pág. 30).

Figura 20

Diagrama de flujo de chancado en tres etapas con HPGR directo para molienda de bolas



Nota. La figura muestra una representación del circuito de chancado en tres etapas con HPGR directo e incorporación de agua. Tomado de (Torres R., 2010, pág. 31).

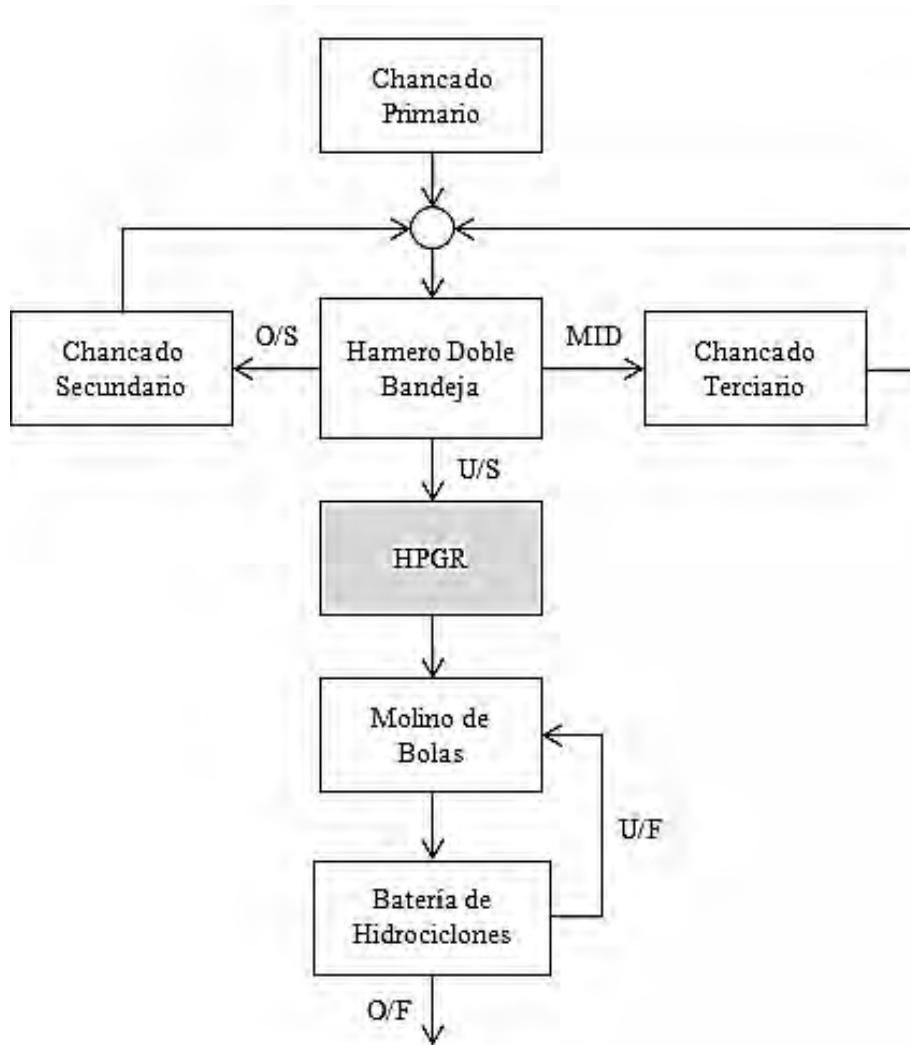
Diagramas de flujos para eliminar “cuellos de botella”: “Los HPGR, al necesitar un área de instalación menor que otros equipos de reducción de tamaño, se convierten en una alternativa ideal para ser utilizados como equipos de aumento de capacidad de tratamiento de líneas de chancado terciario o molienda unitaria” (Torres R., 2010, pág. 31). “Sin embargo, el desempeño de los equipos en chancado de pebbles no ha sido satisfactorio. El HPGR presenta problemas operacionales al tratar distribuciones de tamaños truncadas, la fuerza ejercida sobre los rodillos es desperdiciada en los intersticios formados por las partículas y termina por distribuirse y aplicarse en el rodillo mismo” (Torres R., 2010, pág. 31). “La consecuente aplicación de una fuerza sobre lechos de mineral de distribuciones de tamaños truncadas provoca un desgaste acelerado de los rodillos y, en el peor de los casos, el quiebre de los mismos” (Torres R., 2010, pág. 31).

“La mejor aplicación del HPGR corresponde al reemplazo de chancado terciario y anterior a molienda unitaria, ya que mejora la capacidad de tratamiento de la molienda de bolas

y reduce el consumo específico de energía” (Torres R., 2010, pág. 31). “En la figura 21, se presenta una alternativa similar, pero utilizando al HPGR como equipo de chancado cuaternario” (Torres R., 2010, pág. 31).

Figura 21

Diagrama de flujo con HPGR como chancado cuaternario

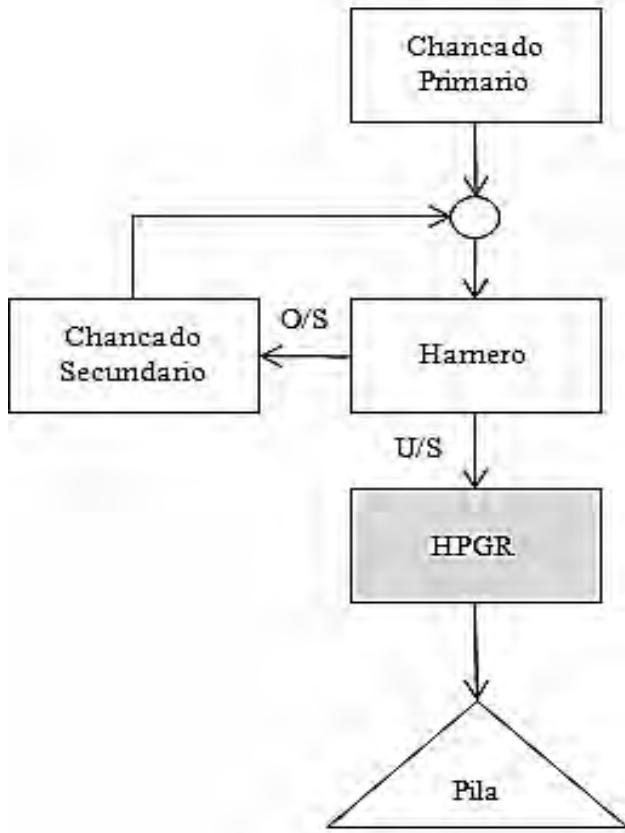


Nota. La figura es una representación del uso de un equipo HPGR en la etapa de chancado cuaternario. Tomado de (Torres R., 2010, pág. 32).

Circuitos para aumentar beneficios metalúrgicos: La figura 22, “muestra al HPGR como alternativa a chancado terciario previo a operaciones de lixiviación en pila. Existe una variante del circuito de la figura 22, en la cual se recirculan los productos del borde en caso de tratar mineral muy competente” (Torres R., 2010, pág. 32).

Figura 22

Diagrama de flujo incorporando HPGR como alternativa a chancado terciario previo a procesos de lixiviación



Nota. La figura representa un circuito abierto con HPGR, en chancado terciario para un proceso de lixiviación en pilas. Tomado de (Torres R., 2010, pág. 33).

2.2.11.12 Avances en el Modelado de la Tecnología HPGR

“En 1954 Taggart en su Handbook for Mineral, refiere estudios y aplicaciones del uso de rodillos (Spring Rolls) en la etapa de comminución” (Torres R., 2010, pág. 23). “Donde, establece una relación para calcular el ángulo de compresión de partícula aislada en función del diámetro de los rodillos, D (m), la separación entre rodillos o gap operacional, s_0 (m), y el tamaño máximo de partícula, d_{100} (m)” (Torres R., 2010, pág. 23).

$$\cos \alpha_{IP} = \frac{s_0 - D}{d_{100} + D} \quad (12)$$

“Klymowsky en tanto (Klymowsky et al, 2002), define relaciones para el ángulo de compresión de partícula aislada (ecuación 13) en función del diámetro máximo, d_{100} (m), el gap operacional, s_0 (m), y el diámetro del rodillo, D (m)” (Torres R., 2010, pág. 23).

$$\cos(\alpha_{IP}) = 1 - \left(\frac{d_{100}}{s_0} - 1 \right) \frac{s_0}{D} \quad (13)$$

“Para el ángulo de compresión inter partícula (ecuación 14), se define en función de la densidad del producto compactado, δ (t/m³), la densidad aparente del mineral, ρ_a (t/m³), el gap operacional, s_0 (m), y el diámetro de los rodillos, D (m)” (Torres R., 2010, pág. 23).

$$\cos(\alpha_{IP}) = 1 - \left(\frac{\delta}{\rho_a} - 1 \right) \frac{s_0}{D} \quad (14)$$

“Klymowsky, motivado por los trabajos de Schönert y sus estudiantes, postuló dos expresiones para la capacidad de tratamiento específica (ts/m³ h), m_c . (ecuación 15) y m_f . (ecuación 16)” (Torres R., 2010, pág. 24). “La capacidad de tratamiento específica corresponde al tonelaje tratado por un HPGR de rodillos de 1 metro de largo por 1 metro de diámetro” (Torres R., 2010, pág. 24). “Dicho valor se utiliza en el dimensionamiento de equipos y para el primer caso (ecuación 15) depende del gap operacional, s_0 (m), el diámetro de los rodillos, D (m), y la densidad del producto compactado, δ (t/m³)” (Torres R., 2010, pág. 24).

$$m_{C^0} = 3600 \left(\frac{s_0}{D} \right) \delta \quad (15)$$

“La otra expresión propuesta por Klymowsky depende de la capacidad de tratamiento, G_s (t/h), el diámetro de los rodillos, D (m), el largo de los rodillos, L (m), y la velocidad periférica de los rodillos, U (m/s)” (Torres R., 2010, pág. 25).

$$m_{f^0} = \frac{G_s}{DLU} \quad (16)$$

De las ecuaciones 15 y 16, “la relación m_c/m_f determinaría el comportamiento del material en la zona de compresión. Si, $m_c/m_f < 1$, se produce el fenómeno de extrusión, en donde el material abandona la zona de compresión a una velocidad mayor que la de los rodillos” (Torres R., 2010, pág. 25). “Si, $m_c/m_f > 1$, se produce el fenómeno de resbalamiento de

partículas sobre la superficie de los rodillos en la zona de alimentación” (Torres R., 2010, pág. 25).

Por otra parte, “la presión ejercida por los rodillos controla la granulometría del producto y se encuentra relacionada con la potencia necesaria” (Torres R., 2010, pág. 25). “De este modo se define la fuerza específica de molienda, F_{SP} (N/mm²), en función de la Fuerza de Molienda, F (kN), el diámetro del rodillo, D (m), y el largo del rodillo, L (m), como se muestra en la ecuación 17” (Torres R., 2010, pág. 24).

$$F_{SP} = \frac{F}{1000DL} \quad (17)$$

Así mismo, “se define la presión promedio, P_{ave} (Mpa), y la presión máxima, P_{max} (MPa), ejercida sobre los rodillos, en función del ángulo de compresión de capas de partículas, α_{ip} , y la fuerza específica de molienda, F_{SP} (N/mm²), de la siguiente forma” (Klymowsky R., Patzelt N., Knecht J., & Burchardt E., 2006):

$$P_{ave} = 2 \frac{F_{SP}}{\alpha_{ip}} \quad (18)$$

$$P_{max} = \frac{F_{SP}}{k\alpha_{ip}} \quad (19)$$

En la ecuación 8, “la constante k , es difícil de determinar y es utilizada principalmente en la industria del cemento (0,18 – 0,23)” (Klymowsky R., Patzelt N., Knecht J., & Burchardt E., 2006).

Por otra parte, “la potencia consumida de cada motor, P (kW), corresponde al producto de la fuerza de molienda, F (kN), por la velocidad periférica de los rodillos, U (m/s)” (Klymowsky R., Patzelt N., Knecht J., & Burchardt E., 2006). “El valor de β corresponde al ángulo de acción de la fuerza de molienda y su valor es aproximadamente la mitad del ángulo de compresión inter partícula” (Klymowsky R., Patzelt N., Knecht J., & Burchardt E., 2006).

$$P = F \sin \beta U \quad (20)$$

“El consumo específico de energía, W (kWh/t), es entonces el cociente entre la potencia total consumida, P (kW), y el tonelaje tratado, $G_s(t/h)$ ” (Torres R., 2010, pág. 26).

$$W = 2 \frac{P}{G_s} \quad (21)$$

En la aplicación reciente, “el modelo más completo de la molienda con rodillos a alta presión corresponde al desarrollado por Morrell, Tondo y Shi en el JKMRC” (Torres R., 2010, pág. 26).

“El modelo Morrell / Tondo / Shi consta de tres partes: un modelo de capacidad de tratamiento, un modelo de potencia consumida y un modelo de granulometría” (Torres R., 2010, pág. 26). “La capacidad de tratamiento (ecuación 22), G_s (t/h), se calcula en función de la velocidad periférica de los rodillos, U (m/s), el largo de los rodillos, L (m), la densidad del producto compactado, δ (t/m³), y el gap operacional, s_0 (m)” (Torres R., 2010, pág. 26).

$$G_s = 3600UL\delta s_0 \quad (22)$$

“La potencia efectiva (ecuación 23), P (kW), se calcula a partir de la medición del torque del motor, t (kNm), la velocidad periférica de los rodillos, U (m/s) y el diámetro de los rodillos, D (m)” (Torres R., 2010, pág. 27).

$$P = 2\tau \frac{U}{D} \quad (23)$$

En el modelo de comminución HPGR (figura 12), se considera tres etapas de reducción de tamaño y dos de clasificación.

“La primera clasificación se produce en la etapa de prechancado (figura 12), donde las partículas superiores al tamaño crítico, x_c (m), se chancarían del mismo modo que en un chancador de rodillos convencional (dos rodillos fijos)” (Torres R., 2010, pág. 27). “El tamaño crítico (ecuación 24), se expresa en función del diámetro del rodillo, D (m), el gap operacional, s_0 (m), la densidad del producto compactado, δ (t/m³) y la densidad aparente del mineral, ρ_a (t/m³)” (Torres R., 2010, pág. 27).

$$X_C = 0.5 [(D + s_0) - \sqrt{(D + s_0)^2 - 4 \frac{D s_0 \delta}{\rho_a}}] \quad (23)$$

“La segunda clasificación está determinada por la interfase entre la zona de conminución del producto de los bordes y del centro, f (ecuación 24) y depende de un parámetro de ajuste, γ , el gap operacional, s_0 (m), y el largo de los rodillos, L (m)” (Torres R., 2010, pág. 28).

$$f = \gamma \frac{s_0}{L} \quad (23)$$

“Daniel ajustó los parámetros del modelo de Morrell / Tondo / Shi con las pruebas realizadas en un HPGR de laboratorio AMDEL de 250 mm de diámetro. Posteriormente ajustó los parámetros del mismo modelo, pero con resultados de muestras obtenidas del producto de los HPGR a escala industrial” (Torres R., 2010, pág. 28).

“El factor de escala se define como la relación del diámetro del molino simulado dividido por el original diámetro del molino y expresado en la ecuación 24” (Daniel & Morrel, 2004, pág. 7).

$$\text{Factor de escalamiento} = \frac{D_{industrial}}{D_{laboratorio}} = \frac{(s_0)_{industrial}}{(s_0)_{laboratorio}} \quad (23)$$

2.3 Definición de Términos Básicos

2.3.1 Tamaño de Partícula

Medida representativa de su extensión de una partícula de mineral. Constituye una de las variables de mayor incidencia operacional, en el procesamiento de minerales.

2.3.2 Conminución

Conjunto de operaciones físicas efectuadas sobre los minerales extraídos de la corteza terrestre, que tiene como fin, en una mayoría de casos, la liberación de la especie valiosa de la ganga.

2.3.3 Radio de reducción (R80)

Parámetro de control de conversión de energía y desgaste de moliurantes, en trabajos

de conminución, para optimizar operaciones de reducción de tamaño de minerales.

2.3.4 F80 Y P80

Tamaño promedio de partículas en el alimento y descarga, expresados en micrones.

2.3.5 Work index

Es el trabajo realizado para reducir un material de un tamaño infinito hasta 80% malla -100.

CAPITULO III

HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1 Hipótesis

3.1.1 General

La implementación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) en la etapa de chancado terciario optimiza el circuito de molienda de la planta concentradora La Joya Mining S.A.C., incrementando la capacidad operativa, mejorando la eficiencia granulométrica y reduciendo el consumo energético en el procesamiento de minerales auríferos.

3.1.2 Específicas

HE1: El uso del HPGR en la etapa de chancado terciario permite alcanzar la granulometría de descarga requerida (P80), contribuyendo a la reducción del número de etapas de molienda.

HE2: La incorporación del HPGR incrementa la capacidad de tratamiento de mineral y disminuye significativamente el consumo energético en el circuito de molienda.

3.2 Variables

3.2.1 Variables Independientes

- 1 Gap: Se refiere a la distancia entre los rodillos, y su ajuste es crucial para optimizar el proceso de molienda y la calidad del producto final.
- 2 Velocidad de los rodillos: Es un parámetro importante que debe controlarse cuidadosamente para lograr una trituración eficiente

3.2.2 Variable Dependiente

Tamaño de descarga (P80) del HPGR: Tamaño de las partículas de mineral en el

producto que pasa por una malla específica (80% pasante), expresado en micrones. Esta variable engloba el incremento en la capacidad operativa y la mejora de la eficiencia granulométrica y productiva del proceso de tratamiento de minerales auríferos. (capacidad de molienda)

3.2.3 Variables Intervinientes

- F80.
- Gap cero.
- Tipo de mineral
- Humedad
- Gravedad específica
- Presión hidráulica de rodillos

3.2.4 Operacionalización de Variables

Tabla 5 Operacionalización de variables

VARIABLE	TIPO	DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENSION	INDICADOR	UNIDAD/INSTRUMENTO
Tamaño de descarga (P_{80}) de HPGR (Y1)	Dependiente	Tamaño de las partículas de mineral en el producto que pasa en un 80% por una malla específica, expresado en micrones. Refleja la eficiencia granulométrica.	Fracción del 80% del producto total (P_{80}) que logra pasar por una malla de control mediante análisis granulométrico.	Granulometría del producto; Homogeneidad de partículas; Nivel de liberación mineral.	Valor de P_{80} (μm); % de partículas finas; % de partículas gruesas retenidas.	μm ; Análisis granulométrico, hoja de cálculo Excel.
Gap	Independiente	Espacio entre los rodillos de HPGR; su ajuste influye directamente en el grado de trituración y en la calidad del producto final.	Distancia medida en mm de la abertura o luz resultante entre los rodillos.	Ajuste del gap; Estabilidad de la presión aplicada; Efecto sobre el lecho de partículas	Tamaño del gap (mm); Uniformidad de operación.	mm; Vernier o pie de rey.
Velocidad de los rodillos	Independiente	Rapidez de giro de los rodillos, que incide en la capacidad de procesamiento y la eficiencia energética del HPGR...	Velocidad rotacional de los rodillos en % respecto a 1180 RPM (100%).	Velocidad relativa de los rodillos; Relación con capacidad de molienda	Valor en RPM; % respecto a la RPM, %;	Tacómetro.

Nota. En la tabla se muestra la operacionalización de variables independientes y dependientes. Elaboración de tesistas.

CAPITULO IV

DISEÑO METODOLÓGICO

4.1 Ámbito de estudio: Localización Política y Geográfica

4.1.1 Ubicación de la Planta Concentradora La Joya Mining

La planta concentradora La Joya Mining se encuentra en el distrito de La Joya, anexo San José, en la carretera Panamericana Sur, a la altura del km 982, en el poblado de San José, provincia de Arequipa, región Arequipa (ver Figura 23). La planta fue constituida en 2012 y comenzó sus operaciones en diciembre de 2014, según el diagrama de flujo que se muestra en el anexo 1. En su fase inicial, la planta tenía una capacidad de procesamiento de 80 toneladas métricas diarias (TMD) de minerales auríferos, además de recibir mineral de proveedores.

Figura 23

Ubicación de la planta concentradora la Joya Mining



Nota. En la figura se muestra un plano de ubicación de la planta. Tomado del directorio de la empresa.

El acceso a la Planta de Beneficio, parte de la ciudad de Arequipa en dirección norte a

través de la variante de Uchumayo hasta llegar al panamericano sur, al lugar denominado km 48, desde el cual se toma la Panamericana Sur en dirección Suroeste hasta llegar al sector de San José. A partir de San José se continúa por una Trocha carrozable hacia el Este donde se encuentra la “Planta de Beneficio La Joya”. Las vías de acceso se muestran en la tabla 7.

Tabla 6

Vías de acceso a la planta

Tramo	Distancia(km)	Vía de comunicación	Tiempo
Arequipa – Desvío La Joya	50.00	Panamericana Sur	55min
Desvío La Joya – San José	10.20	Panamericana Sur	13 min
San José - Planta de Beneficio La Joya	0.600	Trocha Carrozable	6 min
<i>total</i>	60.80	<i>I h 14 min</i>	

Nota. La tabla muestra las vías de acceso a la planta. Elaboración de testistas.

La planta tiene como estructura organizacional, conforme a lo que se muestra en la figura 24.

Figura 24

Organigrama de la planta la Joya Mining



Nota. La figura representa la estructura organizacional de la planta concentradora la Joya Mining. Tomado del directorio de la planta.

La planta de beneficio posee las siguientes áreas de proceso: recepción, cancha de minerales y preparación mecánica, laboratorio Químico y de laboratorio Metalúrgica, chancado primario y secundario, molienda primaria y secundaria, lixiviación y Adsorción (CIP), desorción y refinación, relavera y administración, campamento.

4.1.2 Ubicación del Laboratorio

Las pruebas experimentales se realizarán una parte en las instalaciones de la planta concentradora (área preparación mecánica y laboratorio de metalurgia) y en el laboratorio de procesamiento de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, ubicado en la ciudad de Cusco, Av. de La Cultura 773, Cusco.

4.2 Metodología de la Investigación

En la investigación se utilizará la metodología experimental, se tendrá como diseño de experimentos la de factorial de 2 niveles y dos factores (2^K), también se aplicará los principios científicos (conocimientos existentes de la molienda HPGR). La investigación tendrá un enfoque cuantitativa y deductiva (manipulación de variables) y se realizará un análisis e interpretación de resultados, teniendo en cuenta las teorías basadas en la problemática de la investigación.

En la sección chancado del área de preparación mecánica (chancadora cónica) se realizaron los muestreros del mineral que sirvieron de base para las pruebas experimentales realizadas tanto en el laboratorio de metalurgia de la planta concentradora como en el laboratorio de procesamiento de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la UNSAAC.

En la investigación se manipularán las variables del gap de operación (s_0) del HPGR, la granulometría de la alimentación F80) y se tendrá resultados cuantificables de P80, R80 y consumo de energía. Por lo que el trabajo será de enfoque (clase) cuantitativo.

La aplicación de teorías y conocimientos para la presente investigación, nos conduce a que la investigación sea de tipo aplicada.

En la investigación se describirá el proceso en general de la planta, se analizará y se explicará todas las relaciones entre las variables de estudio, para luego establecer la optimización en la etapa de conminución a nivel industrial. Po lo cual la investigación será de

nivel descriptivo, correlacional y predictivo.

4.3 Población de Estudio

El estudio se realizará primeramente en la planta concentradora la Joya Mining, especialmente en el circuito de conminución de donde se obtendrán las muestras que corresponden a un día de procesamiento. Dichas muestras (sistemáticamente muestreadas) pasan al laboratorio de metalurgia de la planta y otra muestra se lleva a los laboratorios de La UNSAAC.

4.3.1 Muestra, Tamaño de Muestra y Técnicas de Selección

Para los fines de estudio, se realizará muestreos sistemáticos de mineral en la descarga del chancado secundario de la planta, hasta alcanzar una muestra representativa de 100kg. Posteriormente, las muestras serán trasladadas al laboratorio de la escuela profesional de ingeniería metalúrgica para las pruebas experimentales.

4.3.2 Técnicas y Recolección de Datos

Las técnicas y recolección de datos serán: observación, experimentación, análisis e interpretación de ellos resultados, complementándose con análisis documental.

4.4 Materiales y Equipos

4.4.1 Materiales

- Material bibliográfico.
- Sacos mineros.
- Muestreadores.
- Muestra de mineral.
- Bolsas herméticas.
- Tamices.

- Mantas de lona.
- Espátulas y cucharones.
- Bandejas.
- Otro.

4.4.2 Equipos

- Estufa de secado de muestras.
- Chancadora de mandíbulas.
- Balanza analítica y digital.
- Equipo HPGR.
- Rotap.
- Cuarteador de Riffles.
- Tacómetro.
- Otros.

4.5 Validez y Confiabilidad de Instrumentos

Los materiales, instrumentos, equipos para la investigación serán de los laboratorios de metalurgia de la planta concentradora y de Ingeniería Metalúrgica de la UNSAAC, institución acredita y de prestigio, con amplia experiencia en trabajos de industria metalúrgica. El equipo HPGR será de 10”x8”.

4.6 Técnicas de Procesamiento de Datos y Plan de Análisis de Datos

Las pruebas experimentales en la UNSAAC se realizan según el diseño y matriz del diseño factorial de dos niveles y dos factores (2^2). Los datos y resultados serán procesados utilizando la hoja de Excel, con el fin de analizar e interpretarlos datos.

4.7 Metodología Seleccionada y Aplicada al Proyecto de Investigación

La secuencia de la marcha del proceso de la investigación será:

- 1 Investigación bibliográfica.

- 2 Definición del método de muestreo en el circuito de chancado.
- 3 Muestro en el circuito de comminación (chancado secundario).
- 4 Traslado de muestras al laboratorio metalúrgico de la escuela profesional de I.M.
- 5 Limpieza y enjuague del molino HPGR del laboratorio de comminación de I.M.
- 6 Acondicionamiento de las condiciones operativas, según los niveles de las variables independientes, en el molino HPGR de 6"x6".
- 7 Establecer el orden de las pruebas experimentales, según la matriz del diseño factorial (2^2).
- 8 Realización de las pruebas experimentales, con sus respectivas replicas en cada punto.
- 9 Cálculos operacionales para determinar los resultados.
- 10 Análisis y discusión de los resultados, utilizando software Excel.
- 11 Elaboración del informe de tesis.

En la investigación, las pruebas experimentales se realizarán según el diseño y matriz del diseño factorial de dos niveles y dos factores (figura).

4.8 Matriz y diseño factorial para las pruebas experimentales

Tabla 7

Diseño factorial para las pruebas experimentales

**DISEÑO FACTORIAL DE LA IMPLEMENTACIÓN DE HPGR
EN LA JOYA MINING SAC**

Y: P80: tamaño de partícula (passing) P80 del producto del HPGR en micrones

x1: Es el GAP en mm que es la abertura o distancia entre los rodillos en mm.

x2: Velocidad de los rodillos en %.

Nº PRUEBA	x1	x2	X1	X2
PRUEBA 1	—	—	1.5	60
PRUEBA 2	+	—	2.4	60
PRUEBA 3	—	+	1.5	85
PRUEBA 4	+	+	2.4	85
PRUEBA 5	0	0	1.95	72.5
PRUEBA6	0	0	1.95	72.5

Nota. El cuadro anterior muestra el orden de las pruebas experimentales que se realizaron.

CAPITULO V

DESARROLLO EXPERIMENTAL, RESULTADOS

5.1. Caracterización del mineral

5.1.1. Contexto geológico y mineralógico del yacimiento tratado

Los minerales trabajados para la presente tesis pertenecen a un sistema de pórfido de cobre con mineralización supergénica y hipogénica. La operación distingue tipos de mineral basados en la mineralogía del cobre para la estimación de recursos y la ruta de proceso: capping lixiviado, óxidos, sulfuros secundarios (calcosina, covelina), sulfuros transicionales (reemplazo parcial de calcopirita por calcosina) y sulfuros primarios (calcopirita con bornita menor). En los últimos años la mezcla de alimentación ha incluido inventarios de mineral acopiado con grado de oxidación mayor, mientras que a mediano plazo predominarán los sulfuros primarios.

Tabla 8. Tipos mineralógicos de mena tratada (resumen).

<i>Tipo de mena</i>	<i>Mineralogía dominante</i>
<i>Leached Cap (capping lixiviado)</i>	<i>Hematita, goethita; jarosita menor</i>
<i>Óxidos</i>	<i>Crisocola, brocantita; malaquita menor</i>
<i>Copper pitch</i>	<i>Óxidos de Cu-Mn</i>
<i>Sulfuros secundarios</i>	<i>Calcosina, covelina</i>
<i>Sulfuros transicionales</i>	<i>Reemplazo parcial de calcopirita por calcosina</i>
<i>Sulfuros primarios</i>	<i>Calcopirita, bornita menor</i>

La tabla muestra los principales tipos de mena procesados en una planta concentradora, con su mineralogía dominante. Estos tipos de mena poseen propiedades distintas que condicionan directamente la eficiencia energética, la presión de operación, el desgaste de los rodillos y la granulometría del producto en la comminución mediante chancadoras HPGR.

Leached Cap (capping lixiviado) – Hematita, goethita, jarosita menor

Características mineralógicas: predominan óxidos e hidróxidos de hierro (hematita y goethita), con estructuras compactas, alta densidad y elevada dureza (6–7 en la escala de

Mohs).

Comportamiento físico: material muy duro y abrasivo, con baja friabilidad y tendencia a generar finos angulosos.

Influencia en HPGR: requiere altas presiones específicas de molienda (SHP) para alcanzar fracturas significativas. El desgaste de los rodillos suele ser alto por la abrasividad del hierro, por lo que se recomiendan revestimientos de carburo de tungsteno (Stud Liners).

Efecto operativo: alto consumo energético y desgaste acelerado, aunque permite obtener productos uniformes con buena liberación mineral si se controla la alimentación.

Óxidos – Crisocola, brocantita, malaquita menor

Características mineralógicas: minerales secundarios de cobre con presencia de sílice y carbonatos; dureza media (3,5–4,5 Mohs).

Comportamiento físico: moderadamente abrasivos, de textura terrosa o microgranular, con cierta plasticidad por la presencia de hidratación.

Influencia en HPGR: buena respuesta a la compresión, con generación de microfracturas y menor consumo energético que en menas férricas. Sin embargo, el exceso de humedad puede afectar la compactación del lecho de partículas.

Efecto operativo: el HPGR es eficiente en este tipo de mena, favoreciendo la liberación temprana del cobre oxidado y reduciendo la carga del molino de bolas posterior.

Copper Pitch – Óxidos de Cu-Mn

Características mineralógicas: mezcla de óxidos de cobre y manganeso, con alta densidad y dureza media-alta (5–6 Mohs).

Comportamiento físico: bastante abrasivo, especialmente por el manganeso, con textura densa y granular.

Influencia en HPGR: buena fracturabilidad, pero con tendencia al desgaste acelerado de rodillos. Se requiere control riguroso de la alimentación para evitar compactación excesiva.

Efecto operativo: genera un producto de alta liberación metalúrgica, aunque se incrementan los costos de mantenimiento por abrasión.

Sulfuros secundarios – Calcosina, covelina

Características mineralógicas: sulfuros blandos con dureza baja (2,5–3,5 Mohs), textura masiva o granular.

Comportamiento físico: poca dureza y alta friabilidad, buena respuesta a la compresión.

Influencia en HPGR: permiten trabajar con presiones moderadas, logrando microfracturas eficientes con bajo desgaste de rodillos.

Efecto operativo: alta eficiencia energética y buena preparación para molienda fina, ideal para optimizar la recuperación en flotación.

Sulfuros transicionales – Reemplazo parcial de calcopirita por calcosina

Características mineralógicas: mezcla de sulfuros primarios y secundarios; dureza intermedia (3,5–5,5 Mohs), con texturas heterogéneas.

Comportamiento físico: resistencia moderada, pero variable según proporción de fases.

Influencia en HPGR: el comportamiento es intermedio entre los sulfuros blandos y los primarios, requiriendo ajuste fino de la presión. La generación de microfracturas mejora la liberación en zonas de contacto calcopirita-calcosina.

Efecto operativo: permite un equilibrio entre eficiencia energética y liberación mineralógica, siendo una mena óptima para el HPGR.

Sulfuros primarios – Calcopirita, bornita menor

Características mineralógicas: sulfuros metálicos duros con estructuras compactas; dureza de 3,5–4 Mohs.

Comportamiento físico: alta tenacidad, con resistencia a la fractura y baja friabilidad.

Influencia en HPGR: requiere presiones elevadas y una alimentación controlada, pero se obtienen microfracturas internas que mejoran la molienda posterior. El desgaste de rodillos

es moderado debido a la menor abrasividad comparada con óxidos.

Efecto operativo: aumenta la eficiencia del circuito de molienda, reduciendo la energía específica en etapas posteriores.

5.1.2. Parámetros metalúrgicos y de dureza relevantes

Las campañas geo metalúrgicas de la empresa minera en estudio incluyen ensayos de flotación, índices de Bond y caracterización mineralógica por QEMSCAN/XRD. Para operaciones de concentradora, las recuperaciones típicas de largo plazo por tipo de mena son del 90% para sulfuros primarios y del 85% para sulfuros secundarios/transicionales; el molibdeno se recupera alrededor de 52–55%. En cuanto a dureza, datos históricos reportan un SPI promedio cercano a 136 min y un Bond Ball Work Index del orden de 15–16 kWh/t para las muestras evaluadas durante la selección de HPGR.

La caracterización del mineral constituye una etapa fundamental en la selección y optimización de los equipos de comminución, especialmente en el empleo de chancadoras de rodillos de alta presión (HPGR, High Pressure Grinding Rolls). Este proceso permite identificar las propiedades físicas, químicas y mineralógicas que determinan el comportamiento del material frente a la aplicación de fuerzas de compresión y cizallamiento propias de esta tecnología.

Desde el punto de vista físico, parámetros como la dureza (índice de Bond, DWi o A*b), la densidad aparente, el tamaño de partícula y la distribución granulométrica influyen directamente en la eficiencia energética del HPGR. Los minerales con elevada dureza y resistencia a la fractura requieren mayores presiones de operación, lo que incrementa el consumo energético y el desgaste de los rodillos. Por el contrario, los minerales de menor resistencia presentan una mayor fracturabilidad y permiten obtener productos más finos con menor demanda de energía específica.

En el aspecto mineralógico, la textura y la asociación de los minerales juegan un papel

decisivo. Los minerales con una matriz compacta o con fuerte intercrecimiento de fases metálicas y no metálicas tienden a ofrecer mayor resistencia a la compresión. En cambio, las texturas porosas, bandeadas o de grano fino facilitan la generación de microfracturas y la liberación de especies valiosas durante la molienda posterior. Además, la presencia de minerales abrasivos como cuarzo o magnetita puede afectar significativamente el desgaste de los rodillos, incrementando los costos operativos y de mantenimiento.

El análisis químico complementa esta caracterización, ya que la composición elemental permite anticipar comportamientos como la reactividad, la abrasividad y la propensión al ensuciamiento de la superficie de los rodillos. Minerales con alto contenido de arcillas o materia orgánica, por ejemplo, tienden a generar problemas de adherencia, reduciendo la eficiencia del prensado y afectando la estabilidad del lecho de partículas.

Por todo ello, la selección del HPGR y el diseño de sus parámetros de operación — como la presión específica de molienda (SHP), la velocidad de los rodillos y la alimentación controlada— deben basarse en una caracterización integral del mineral. Este enfoque permite ajustar la tecnología a las condiciones reales del material, optimizando la eficiencia energética, la liberación mineralógica y la productividad global del circuito de comminución.

En síntesis, el desempeño del HPGR no depende únicamente del diseño mecánico del equipo, sino fundamentalmente de la comprensión profunda de las propiedades del mineral tratado. Una caracterización detallada y representativa constituye, por tanto, el punto de partida para maximizar los beneficios de esta tecnología en plantas concentradoras modernas, donde la reducción de consumo energético y la mejora de la eficiencia operativa son prioridades estratégicas.

5.2. Presentación de datos y análisis de resultados

Se presenta en este capítulo los datos y análisis de resultados que permiten el cumplimiento de los objetivos de dicha investigación.

5.2.1. Determinar como el uso de la tecnología de rodillos de alta presión (HPGR) en la etapa de chancado terciario logre la granulometría del producto deseado (P80)

Para la realización del objetivo específico 1: Determinar como el uso de la tecnología de rodillos de alta presión (HPGR) en la etapa de chancado terciario logre la granulometría del producto deseado (P80) reduciendo el número de etapas de molienda en la planta concentradora la Joya Mining S.A.C. para ello se realizaron pruebas de ensayo en el laboratorio de conminación de ingeniería metalúrgica.

5.2.2. Estimación física de datos

Las muestras obtenidas de la etapa de chancado secundario, fueron cuatro muestras (correspondientes a un día de procesamiento) de 100 kgs por muestra y que en el laboratorio de metalurgia de la empresa se realizaron pruebas experimentales, se obtuvo una muestra para ser llevada a la UNSAAC y se evaluaron los siguientes parámetros:

- Distribución granulométrica de las cuatro muestras.
- Gravedad específica de las muestras.
- Work index (WI) antes de las pruebas de laboratorio.

5.2.3. Distribución Granulométrica de las Muestras

En la tabla 7 se aprecia el orden de las pruebas experimentales en el rodillo del laboratorio de Ingeniería Metalúrgica de la UNSAAC. Para la marcha de cada prueba experimental se requiere preparar el mineral, por lo cual se realizó un análisis granulométrico de la primera etapa de chancado y determinar su P80. Las pruebas realizadas se muestran en las siguientes tablas:

Tabla 10**Toma de Datos de las Pruebas de Distribución Granulométrica de 3500g Cada Prueba**

<i>AVERTURA(μ)</i>	<i>Nº DE MALLA</i>	<i>MASA(g) "A"</i>	<i>MASA(g) "B"</i>	<i>MASA(g) "C"</i>	<i>MASA(g) "D"</i>
4760	4	1850	1610	1630	1400
3360	6	400	340	320	360
2380	8	240	280	290	320
1680	12	300	420	405	490
841	20	290	310	300	370
297	50	250	280	260	310
200	65	50	80	70	110
200	-65	120	180	225	140

Nota. La tabla muestra el peso de la muestra utilizada para cada prueba experimental. Elaboración propia

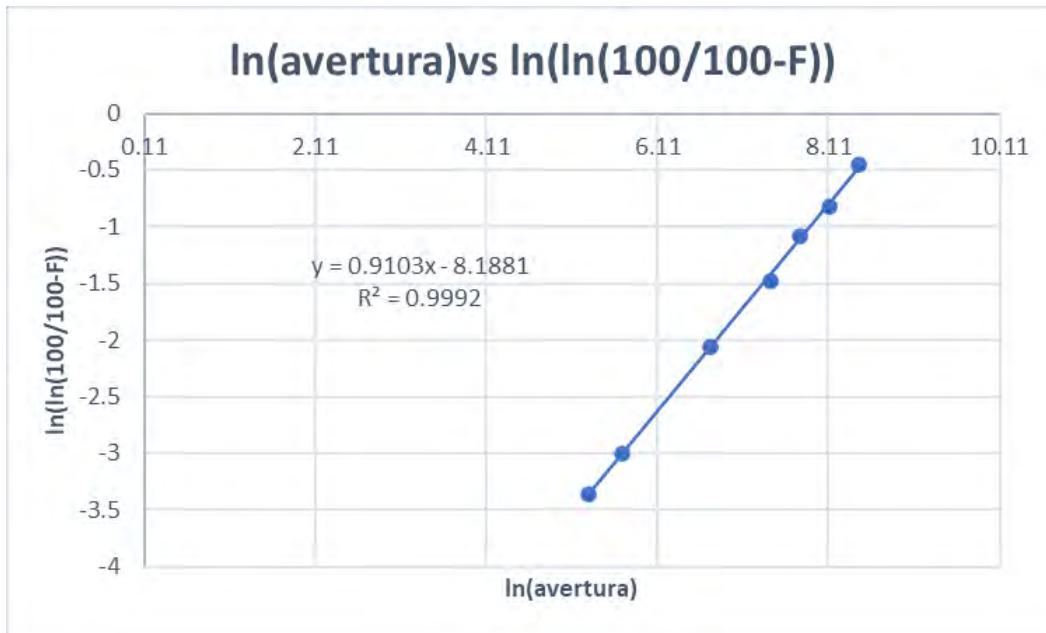
Tabla 11**Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra la A**

<i>AVERTURA(UN)</i>	<i>Nº de MALLA</i>	<i>MASA(g)</i>	<i>% DE REtenida</i>	<i>%ACUMULADO REtenido</i>	<i>%ACUMULADO PASANTE</i>	<i>Ln[ln(100/100- f)]</i>	<i>Ln(d) "avertura"</i>
4760	4	1850	52.857	52.857	47.143	-0.450	8.468
3360	6	400	11.429	64.286	35.714	-0.817	8.120
2380	8	240	6.857	71.143	28.857	-1.077	7.775
1680	12	300	8.571	79.714	20.286	-1.484	7.427
841	20	290	8.286	88.000	12.000	-2.057	6.735
297	50	250	7.143	95.143	4.857	-3.000	5.694
200	65	50	1.429	96.571	3.429	-3.356	5.298
200	-65	120	3.429	100.000	0.000		

Nota. En la tabla se aprecia la distribución granulométrica de la primera prueba. Elaboración propia.

Figura 25

Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica de Muestra A



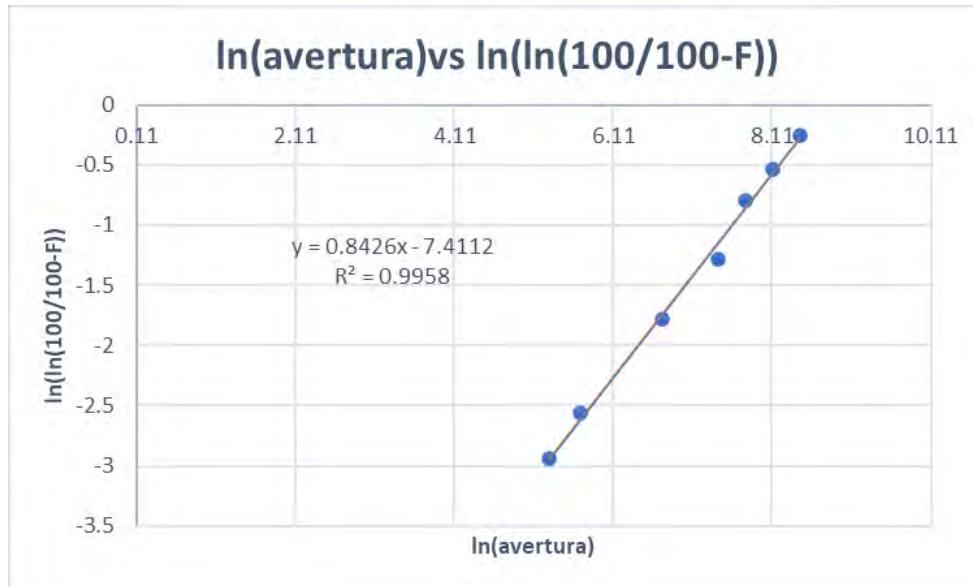
Nota. La tabla representa la distribución granulometría de la primera prueba.

Elaboración propia

Tabla 8**Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra la B**

ABERTURA(UN)	Nº MALLA	MASA	% DE REtenIDA	MASA	%ACUMULADO REtenIDO	%ACUMULADO PASANTE	$\ln[\ln(100/100-F)]$	$\ln(d)$ "avertura"
4760	4	1610	46.000	46.000	54.000	-0.253	8.468	
3360	6	340	9.714	55.714	44.286	-0.536	8.120	
2380	8	280	8.000	63.714	36.286	-0.797	7.775	
1680	12	420	12.000	75.714	24.286	-1.279	7.427	
841	20	310	8.857	84.571	15.429	-1.786	6.735	
297	50	280	8.000	92.571	7.429	-2.561	5.694	
200	65	80	2.286	94.857	5.143	-2.941	5.298	
200	-65	180	5.143	100.000	0.000			

Nota. La tabla muestra la distribución granulométrica de la segunda prueba, según la tabla 7.
Elaboración Propia.

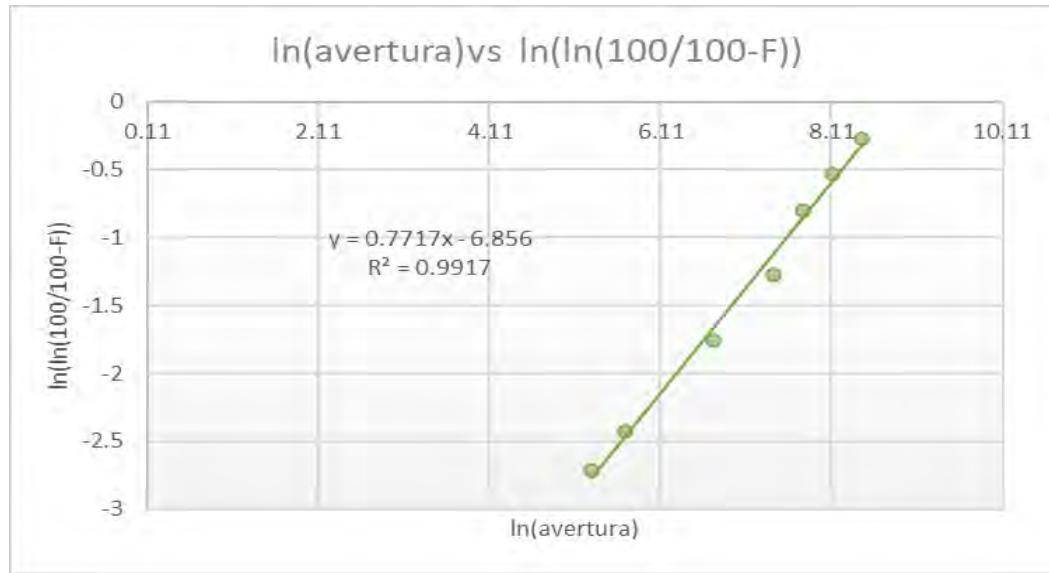
Figura 26**Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica de Muestra B**

Nota. La figura es una representación gráfica de la distribución granulométrica de la prueba dos, según la tabla 7. Elaboración propia

Tabla 9**Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra la C**

<i>ABERTURA(UN)</i>	<i>Nº de MALLA</i>	<i>MASA</i>	<i>% DE RETENIDA</i>	<i>MASA</i>	<i>%ACUMULADO RETENIDO</i>	<i>%ACUMULADO PASANTE</i>	<i>Ln[ln(100/100-F)]</i>	<i>Ln(d) "abertura"</i>
4760	4	1630	46.571	46.571	53.429	-0.269	8.468	
3360	6	320	9.143	55.714	44.286	-0.536	8.120	
2380	8	290	8.286	64.000	36.000	-0.807	7.775	
1680	12	405	11.571	75.571	24.429	-1.273	7.427	
841	20	300	8.571	84.143	15.857	-1.756	6.735	
297	50	260	7.429	91.571	8.429	-2.430	5.694	
200	65	70	2.000	93.571	6.429	-2.711	5.298	
200	-65	225	6.429	100.000	0.000			

Nota. En la tabla se muestra la distribución granulométrica de la prueba tres, según la tabla 7.
Elaboración propia

Figura 27**Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica de Muestra C**

Nota. La figura es una representación gráfica de la distribución granulométrica de la prueba tres. Elaboración Propia

Tabla 10

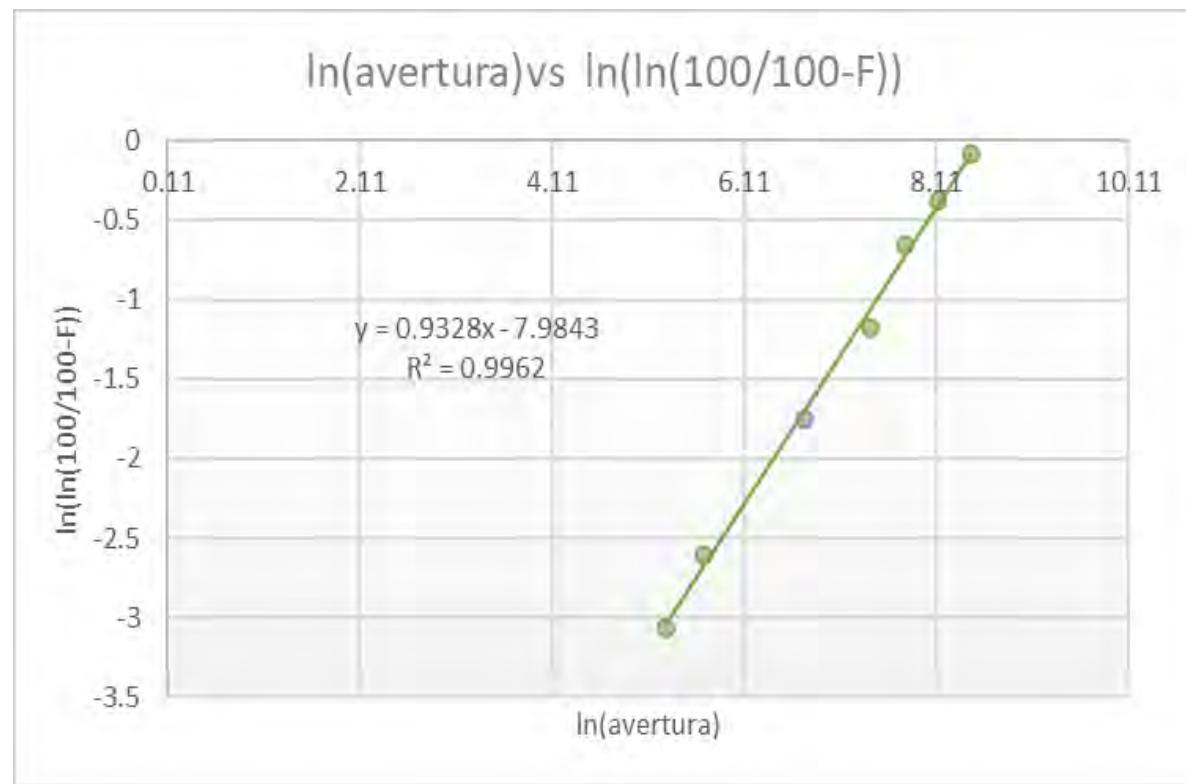
Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra la D

ABERTURA(UN)	Nº de MALLA	MASA	% DE MASA RETENIDA	%ACUMULADO RETENIDO	%ACUMULADO PASANTE	$\ln[\ln(100/100-F)]$	$\ln(d)$ "abertura"
4760	4	1400	40.000	40.000	60.000	-0.087	8.468
3360	6	360	10.286	50.286	49.714	-0.375	8.120
2380	8	320	9.143	59.429	40.571	-0.653	7.775
1680	12	490	14.000	73.429	26.571	-1.175	7.427
841	20	370	10.571	84.000	16.000	-1.747	6.735
297	50	310	8.857	92.857	7.143	-2.602	5.694
200	65	90	2.571	95.429	4.571	-3.062	5.298
200	-65	160	4.571	100.000	0.000		

Nota. En la tabla se presenta la distribución granulométrica de la prueba 4, según la tabla 7.
Elaboración propia.

Figura28

Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica de Muestra D



Nota. La figura es una representación gráfica de los resultados de la prueba 4. Elaboración propia.

De las tablas y las imágenes de los gráficos anteriores, se obtiene los P80 de la chancadora cónica para las cuatro muestras usando Rosin-Rammler:

5.2.4. P80 de la Chancadora Cónica

El P80 de chancadora cónica se establece mediante la utilización del modelo matemático obtenido al linealizar la distribución granulométrica (ecuación obtenida en cada gráfica de la distribución granulométrica), este P80 se convierte en el F80 de alimento al HPGR en cada prueba experimental, según la tabla 7. Como resumen de los P80 en el chancado cónico se tiene en la tabla 13.

Tabla 11

P80 Antes de la Prueba HPGR (es el F80 que se alimenta al HPGR).

MUESTRAS	P80(MM)	F80(micras)	Wi(kwh/tn)
A	2185	12874	14.37
B	2255	10547	14.61
C	2268	11525	14.65
D		8324	14.30
	2143		

Nota. En la tabla se tiene los P80 del chancado cónico que se convertirán a F80 en cada prueba experimental en el HPGR. Elaboración propia.

En el cálculo del P80 del chancado cónico se utilizando el método de Rosin-Rammler, como se muestra a continuación:

$$F = 100 -$$

$$100e^{-\frac{d}{b}^n} \dots \dots \dots \text{ec. A}$$

$$\ln \left[\ln \left(\frac{100}{100-F} \right) \right] = n \ln(d) -$$

$$n \ln(b) \dots \dots \dots \text{ec. B}$$

Reemplazando valores de la gráfica en la ecuación B

$$n \ln(b) = 0.1881$$

$$b = e^{\frac{7.3451}{n}}$$

$$b = 8062.669$$

Reemplazando valores en la ecuación A

$$80 = 100 - 100e^{-\left[\frac{d}{8062.669}\right]^{0.9103}}$$

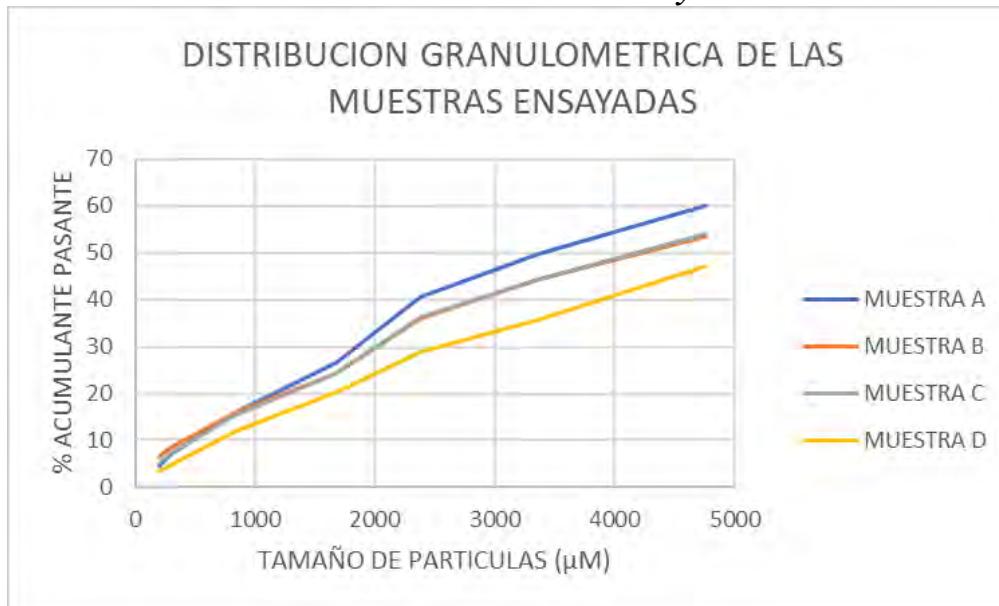
$$d = 12874.44$$

Esta fórmula se aplica para las cuatro muestras los resultados se muestran en la tabla

13. Seguidamente se realiza un ploteo del porcentaje acumulativo pasante versus el tamaño de la partícula, como se muestra en la figura 29.

Figura 29

Distribución Granulométrica de las Muestras Ensayadas antes del HPGR



Nota: En la figura se muestra la distribución granulométrica de cuatro muestras ensayadas en el laboratorio, las muestra A, B, C, antes de la prueba HPGR presentan un P80 de 10 a 14 mm

5.2.5. Densidad Absoluta Y Relativa (Gravedad Específica) De Las Muestras

Se realizó la medición de densidad absoluta y relativa que fueron las mismas para cada muestra, son los siguientes:

Muestra A: 3.3 gr/cc

Muestra B: 3.1 gr/cc

Muestra C: 2.9 gr/cc

5.2.6. Work Index (Wi) de las muestras antes de las pruebas HPGR.

Se determina el work index usando teoría de bond:

Para la muestra A:

$$W = \frac{10Wi}{\sqrt{P80}} - \frac{10Wi}{\sqrt{F80}} \quad \text{ec.1}$$

$$Wi = CE \left(\frac{\sqrt{RT}}{\sqrt{RT}-1} \right) \left(\sqrt{\frac{P80}{100}} \right) \quad \text{ec2}$$

Reemplazando datos en la ecuación 2 de bond:

$$Wi = \left(\frac{1.75kw - 1.2kw}{0.28t/h} \right) \left(\frac{\sqrt{3.013}}{\sqrt{3.013}-1} \right) \left(\sqrt{\frac{2185}{100}} \right)$$

$$Wi = 14.3711 \text{ kwh/tn}$$

Remplazando en ec.1

$$W = \frac{10(52.47)}{\sqrt{2185}} - \frac{10(52.47)}{\sqrt{12874}}$$

$$W = 1.82 \text{ kwh/tn}$$

Para la muestra B:

Reemplazando datos en la ecuación 2 de bond:

$$Wi = \left(\frac{1.75kw - 1.2kw}{0.28t/h} \right) \left(\frac{\sqrt{3.013}}{\sqrt{3.013}-1} \right) \left(\sqrt{\frac{2255}{100}} \right)$$

$$Wi = 14.613 \text{ kwh/tn}$$

Remplazando en ec.1

$$W = \frac{10(52.47)}{\sqrt{2255}} - \frac{10(52.47)}{\sqrt{10547}}$$

$$W = 1.655 \text{ kwh/tn}$$

Para la muestra C:

Reemplazando datos en la ecuación 2 de bond:

$$Wi = \left(\frac{1.75kw - 1.2kw}{0.28t/h} \right) \left(\frac{\sqrt{3.013}}{\sqrt{3.013} - 1} \right) \left(\sqrt{\frac{2268}{100}} \right)$$

$$Wi = 14.65 \text{ kwh/tn}$$

Remplazando en ec.1

$$W = \frac{10(52.47)}{\sqrt{2268}} - \frac{10(52.47)}{\sqrt{11525}}$$

$$W = 1.705 \text{ kwh/tn}$$

Para la muestra D:

Reemplazando datos en la ecuación 2 de bond:

$$Wi = \left(\frac{1.75kw - 1.2kw}{0.28t/h} \right) \left(\frac{\sqrt{3.013}}{\sqrt{3.013} - 1} \right) \left(\sqrt{\frac{2143}{100}} \right)$$

$$Wi = 14.30 \text{ kwh/tn}$$

Remplazando en ec.1

$$W = \frac{10(52.47)}{\sqrt{2143}} - \frac{10(52.47)}{\sqrt{8324}}$$

$$W = 1.483 \text{ kwh/tn}$$

La fórmula se aplicó para las cuatro muestras los resultados se muestran en la tabla 12

5.3. Resultado de las pruebas de laboratorio HPGR

La muestra para las pruebas experimentales en el HPGR se obtuvo por cuartos sucesivos de la muestra A traída desde la planta concentradora al laboratorio de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Unsaac.

Con la muestra obtenida se realizaron pruebas en el HPGR y se evaluaron para conseguir los siguientes datos:

- Distribución granulométrica de cada muestra.
- Diámetro de partícula del F80.

- Cálculo del torque de los rodillos sobre la razón de reducción (R80).
- Relación de consumo de energía específico y la razón de reducción (R80).
- Work index (Wi) llamado índice de trabajo de las muestras después de las pruebas de laboratorio.

5.3.1. Distribución granulométrica del producto HPGR

Se muestra el producto de la primera prueba de HPGR, según la tabla 7 y realiza la distribución granulométrica. Los resultados se muestran en la tabla 14 y representación gráfica, linealizada y su modelo matemático en la figura 30.

Tabla 12

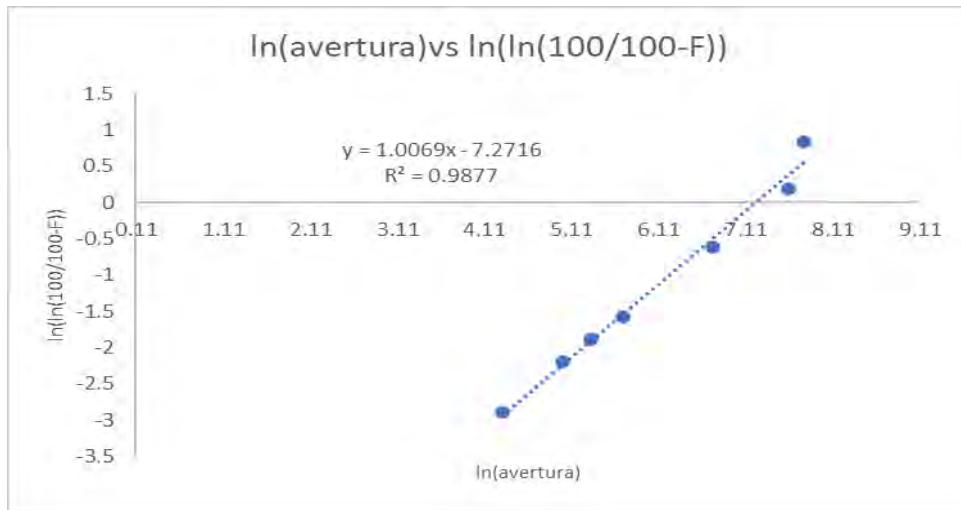
Se Muestra la Distribución Granulométrica de Muestra A después del HPGR

AVERTURA(UN)	Nº de MAL LA	MAS A	% MASA RETENI DA	DE ADO	%ACUMUL RETENIDO	%ACUMUL ADO PASANTE	Ln[ln(100/I 00-f)]	Ln(d) “avertur a”
2380	08	350	10	10	90	0.834	7.775	
1999	10	690	19.714	29.714	70.286	0.194	7.600	
841	20	1005	28.714	58.428	41.572	-0.621	6.735	
300	48	800	22.857	81.285	18.715	-1.571	5.704	
208	65	160	4.571	85.856	14.144	-1.879	5.338	
150	100	125	3.571	89.427	10.573	-2.193	5.101	
75	200	180	5.144	94.571	5.429	-2.893	4.317	
75	-200	190	5.429	100				

*Nota. En la tabla se tiene la distribución granulométrica de la primera prueba según la tabala7.
Elaboración Propia*

Figura 30

Se Muestra la Gráfica de la Distribución Granulométrica Despues de la Prueba HPGR



Nota. La figura muestra la gráfica linealizada de la distribución granulométrica de la primera prueba experimental, según la tabla 7. Elaboración propia.

Utilizando el método de Rosin-Rammler, se determina F80, como se muestra en el siguiente desarrollo:

$$F = 100 - 100e^{-\frac{[d]}{b}^n}$$

$$\ln \left[\ln \left(\frac{100}{100 - F} \right) \right] = n \ln(d) - n \ln(b) \dots \text{ec. B}$$

Reemplazando valores de la gráfica en la ecuación B

$$n \ln(b) = 6.2704$$

$$b \equiv e^{\frac{6.2704}{n}}$$

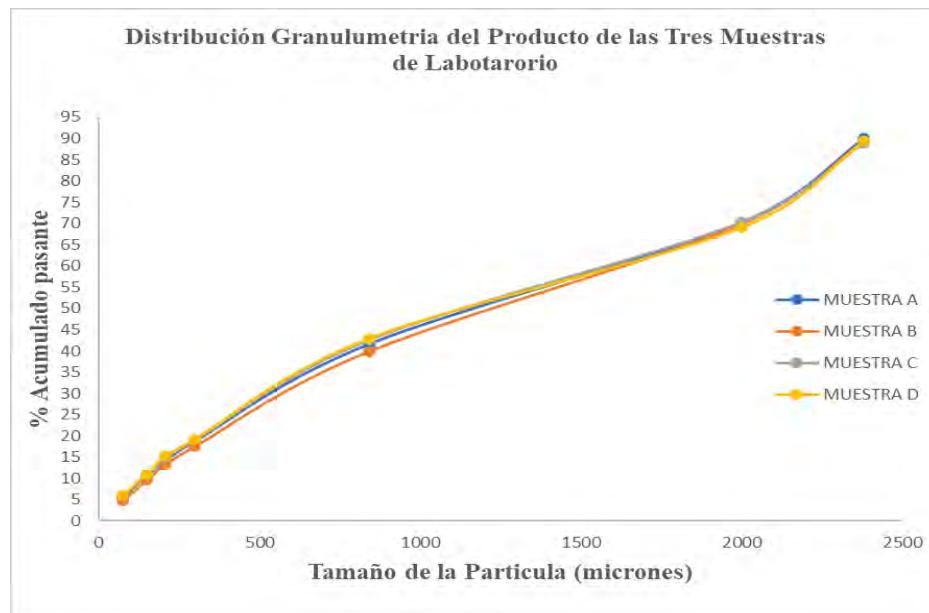
$$b = 1351.54$$

Reemplazando valores en la ecuación A

$$80 = 100 - 100e^{-\frac{d}{[1351.54]}} \quad 0.8698$$

d = 2158

En la figura 31 se observa la distribución granulométrica de la prueba corrida en el laboratorio

Figura 31**Distribución Granulométrica del Producto después del HPGR**

Nota. Distribución granulométrica del producto del HPGR. Elaboración propia

5.3.2. Cálculo del Torque Aplicado a los Rodillos Sobre la Razón de Reducción(R80)

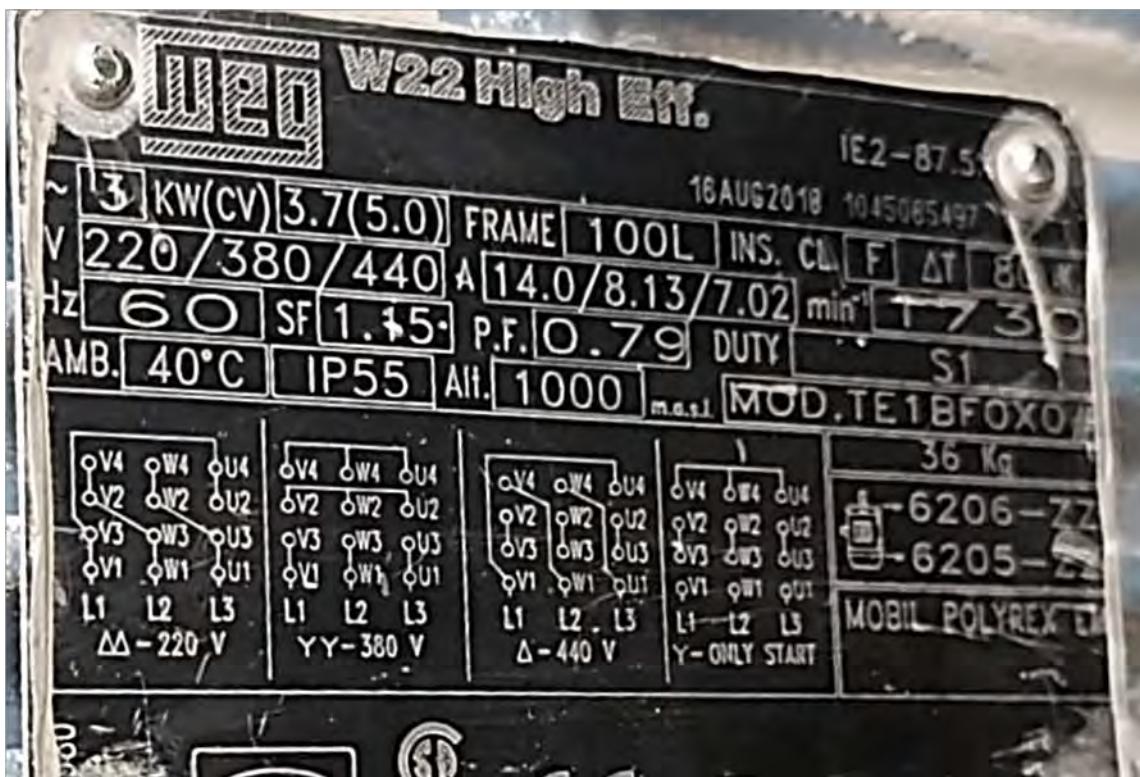
En la tabla 14 se muestra el valor obtenido del torque que se aplicó a la prueba y la razón de reducción(R80), de la misma forma, los resultados evidencian que el proceso de chancado es efectivo.

Tabla 14**Se Aprecia el Torque Aplicado a las Pruebas en el HPGR**

Muestra de entrada	Torque de operación (N/m ²)	Velocidad de operación(rpm)	F80 de muestra(mm)	P80 del producto(mm)	Razón de reducción (R80)
MUESTRA	7.2	1730	12.874	2.185	5.891

Nota. En la tabla se presenta el torque aplicado a las pruebas: Elaboración propia.

Figura 32 Características de Motor del HPGR



Nota. En la figura se muestra las características técnicas del motor del equipo HPGR. Fotografiado del equipo de HPGR del laboratorio de Ingeniería Metalúrgica de la UNSAAC.

La ecuación para determinar el torque es la siguiente:

$$T = \frac{hpx5252}{rpm} \dots \dots \dots \dots \dots \dots ec.1$$

Reemplazando en la ecuación 1 del torque los datos de la fotografía (figura 32), se tiene:

$$T = \frac{3700wx5252}{1730}$$

$$T = 15.057 \ lb - pie^2$$

$$T = 7.2 \text{ N/m}^2$$

5.3.3. Work Index (Wi) Despu s de las Pruebas HPGR

Se determina el work index de la muestra que es igual a 14.37 kwh/tn. Los equipos HPGR crean microfracturas internas en el mineral reducido, y la presencia de microfracturas

disminuye el work index en la siguiente etapa que es la molienda, lo que incrementa la capacidad de molienda por su capacidad de reducir el mineral con P80 entre 2mm a 4 mm una granulometría satisfactoria para el incremento de capacidad a producir.

Se determina el work index usando teoría de bond:

$$W = \frac{10Wi}{\sqrt{P80}} - \frac{10Wi}{\sqrt{F80}} \quad \text{ec.1}$$

$$Wi = CE \left(\frac{\sqrt{RT}}{\sqrt{RT}-1} \right) \left(\sqrt{\frac{P80}{100}} \right) \quad \text{ec2}$$

Reemplazando datos en la ecuación 2 de bond:

$$Wi = \left(\frac{1.749kw - 1.2kw}{0.42t/h} \right) \left(\frac{\sqrt{3.013}}{\sqrt{3.013}-1} \right) \left(\sqrt{\frac{2185}{100}} \right)$$

$$Wi = 14.3711 \text{ kwh/tn}$$

Remplazando en ec.1

$$W = \frac{10(10.3961)}{\sqrt{2185.71}} - \frac{10(10.3961)}{\sqrt{12874.44}}$$

$$W = 1.82 \text{ kwh/tn}$$

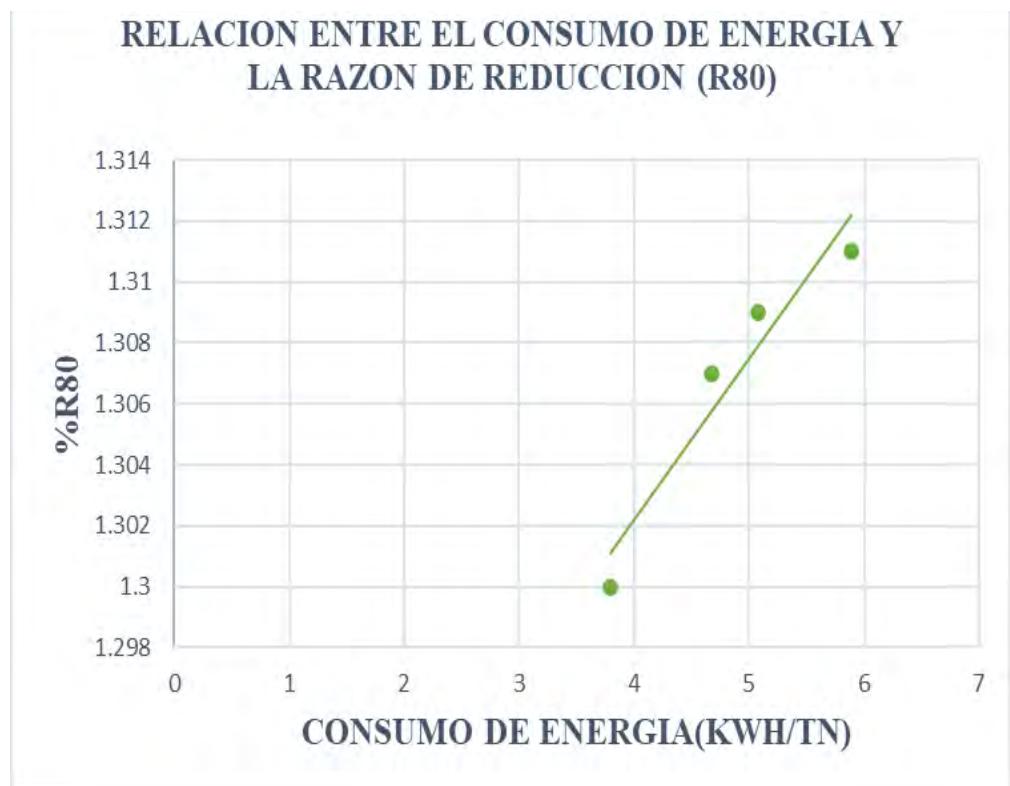
5.3.4. Relación Entre el Consumo de Energía y la Razón de Reducción.

Con el fundamento de teoría de Bond (1957) que enlaza el consumo de energía con la tasa de reducción, el elemento clave en el consumo de energía de la tecnología HPGR es la potencia necesaria para hacer rotar a los rodillos con un determinado torque (presión de rotación) sobre el material compactado.

En la figura 33, se observa que a medida que aumenta el consumo de energía, se puede observar que el índice de reducción aumenta, entonces podemos efectuar que el torque que se aplica está directamente relacionado con la potencia y el consumo de energía.

Figura 33

Se Muestra Relación Entre el Consumo de Energía y Radio de Reducción(R80)



Nota. En la figura

se muestra la representación gráfica de la relación entre el consumo de energía y radio de reducción.
Elaboración Propia.

5.3.5. Resultados del Diseño Factorial

En la siguiente tabla se presenta los datos (variables) y resultados de las pruebas experimentales, según la tabla 7.

Tabla 13***Resultados de las pruebas experimentales según el diseño 2²*****Variables consideradas en las pruebas**

Y: P80: tamaño de partícula (passing) P80 del producto del HPGR en micrones

x1: Es el GAP en mm que es la abertura o distancia entre los rodillos en mm.

x2: Velocidad de los rodillos en %.

Diseño de la prueba (2²) y sus resultados

Nº PRUEBA	x1	x2	X1	X2	Y(P80)
PRUEBA 1	-	-	1.5	60	2200
PRUEBA 2	+	-	2.4	60	2400
PRUEBA 3	-	+	1.5	85	2500
PRUEBA 4	+	+	2.4	85	2800
PRUEBA 5	0	0	1.95	72.5	2180
PRUEBA6	0	0	1.95	72.5	2165

Nota. En la tabla se muestra los resultados experimentales. Elaboración propia.

5.3.6. Cálculo del Tonelaje de Incremento Usando la Tecnología de Rodillos de Alta Presión (HPGR).

Con el cálculo de razón de reducción ilustrado en la tabla 18 que es de 1 a 3 y 1 a 4 aproximadamente se calcula el aumento de tonelaje utilizando la tecnología de rodillos de alta presión donde el tonelaje nuevo es igual a tonelaje original por la razón de reducción, se considera el promedio de resultado de razón de reducción que es igual a 7/24 y actualmente la planta concentradora La Joya Mining s.a.c. procesa 320 toneladas por día por consiguiente multiplicando el tonelaje original por la razón de reducción esto nos da como resultado en un incremento de 93.33 toneladas por día.

Tonelaje de incremento = Tonelaje Original * razon de reducción

$$\text{Tonelaje de incremento} = 320 * 7/24$$

$$\text{Tonelaje de incremento} = 93.33$$

CAPITULO VI

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1.Matriz de Diseño para el Análisis y Discusión de Resultados por Medio del Software

Minitab

Con el objetivo de analizar y discutir los resultados de las pruebas experimentales llevadas a cabo en el laboratorio de concentración de minerales de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la UNSAAC, se elaboró la matriz de diseño factorial 2^2 con dos réplicas en el punto central (tabla 7). Los P80 obtenidos de cada experimento (tabla 13) sirvieron como base para la construcción de la matriz de diseño (tabla 15). Esta tabla resume las condiciones experimentales y las respuestas obtenidas en las pruebas de chancado en el HPGR para evaluar el P80.

Las variables codificadas (X_1, X_2) corresponden a los niveles de cada variable real, que incluyen el GAP de los rodillos y la velocidad en % respecto al RPM de los rodillos. Las pruebas fueron realizadas con diferentes combinaciones de estos factores para determinar su influencia en el P80 del producto chancado.

Esta matriz se generó con el apoyo del software Minitab 18.1, herramienta esencial para llevar a cabo un análisis estadístico preciso de los resultados obtenidos. La matriz de diseño factorial permite evaluar el impacto y la interacción de las variables experimentales, facilitando así una interpretación detallada y fundamentada de los efectos que influyen en la operación de chancado durante los experimentos. En la siguiente tabla se vuelve a presentar las condiciones y resultados obtenidos para someter a su análisis.

Tabla 14

Condiciones experimentales y las respuestas según el diseño factorial 22

Prueba	Variables experimentales		Variables reales		Resultado experimental
	X1	X2	GAP	% velocidad	
1	-1	-1	1.5	65	2200
2	+1	-1	2.4	65	2400
3	-1	+1	1.5	85	2500
4	+1	+1	2.4	85	2800
5	0	0	1.95	75	2180
6	0	0	1.95	75	2165

Nota: La tabla muestra las combinaciones de las variables y los resultados experimentales.

Según los datos de la tabla 16, el menor tamaño del P80 (mejor resultado) se alcanzó en la prueba experimental número 5 con un tamaño de 2180 μm de P80. Este valor óptimo de P80 se obtuvo bajo las siguientes condiciones de la operación de chancado en el HPGR: GAP 1.95 mm y 75 % de velocidad.

Estos resultados sugieren una combinación favorable para maximizar la capacidad y menor consumo de energía por tonelada de mineral operado.

6.2. Análisis de Resultados

Con la matriz de diseño factorial presentada en la tabla 7 y los resultados obtenidos (tabla 16), se procedió a realizar un análisis de los resultados utilizando el software Minitab 18.1. Este análisis permitió identificar las variables con mayor impacto en el proceso de chancado, así como evaluar los efectos de las interacciones entre dichas variables.

El análisis incluyó la realización de un análisis de varianza (ANOVA) para determinar la significancia estadística de los factores individuales y sus interacciones. Además, se calcularon los coeficientes codificados que conforman el modelo matemático que describe el comportamiento del proceso, y se elaboró un modelo de correlación que optimiza las condiciones experimentales.

6.2.1. Análisis de los Resultados Predeterminados Según el Diseño Factorial 2²

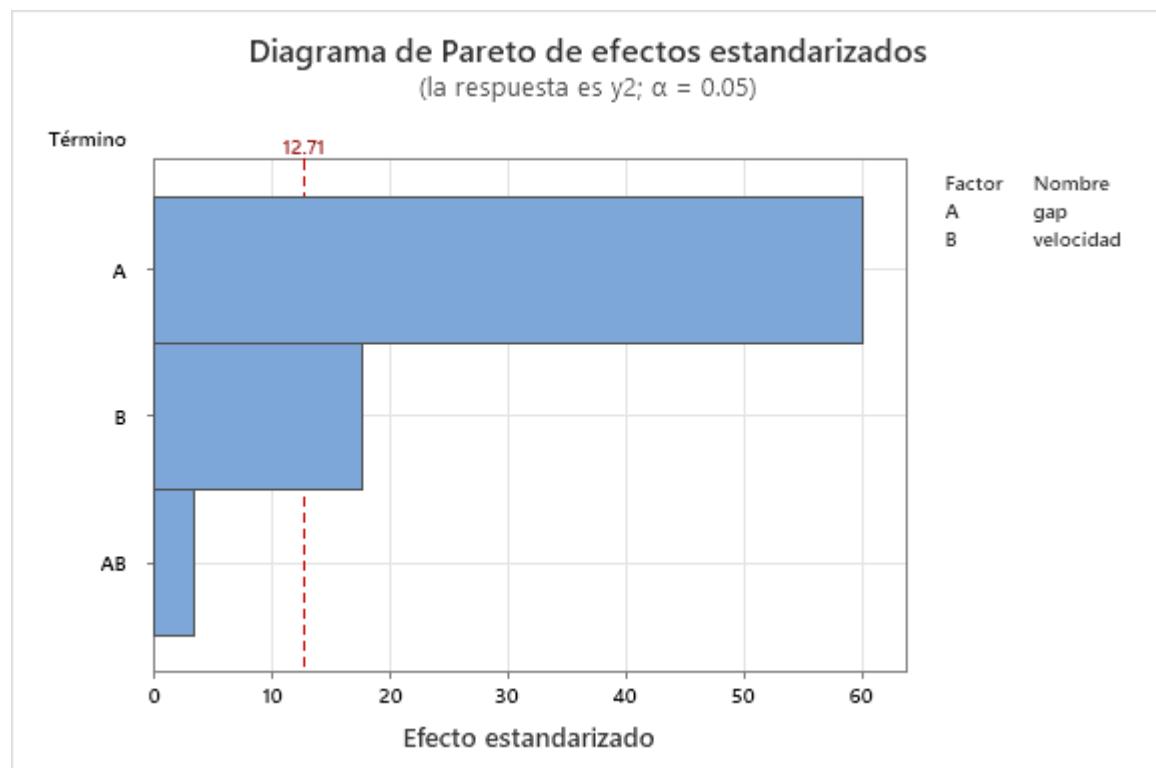
Las variables (factores) presentados en la tabla 7 han sido seleccionados por su posible impacto en la operación de chancado en el HPGR para evaluar el grado de influencia de cada variable en el P80, se realizó un análisis de efectos utilizando el diagrama de Pareto, el cual se muestra en la figura 34.

a) Diagrama de Pareto

La figura 34 nos muestra el diagrama de Pareto:

Figura 34

Diagrama de Pareto de efectos estandarizados



Al analizar la figura 34, se observa que los efectos estandarizados de las variables y sus interacciones en la operación de chancado en el HPGR, se establece que el GAP es el factor más influyente en el tamaño del P80, superando el umbral de significancia estadística de 12.71

destacando su papel crucial en el chancado. La interacción combinada A y B no tienen influencia significativa.

b) El modelo en función del R^2

Para predecir la calidad de los ajustes del modelo estadístico a los datos experimentales, se tiene:

Tabla 15

El modelo en función de R2

<i>S</i>	<i>R-cuadrado</i>	<i>R-cuadrado(ajustado)</i>	<i>R-cuadrado (pred)</i>
14.1421	99.97%	99.87%	*

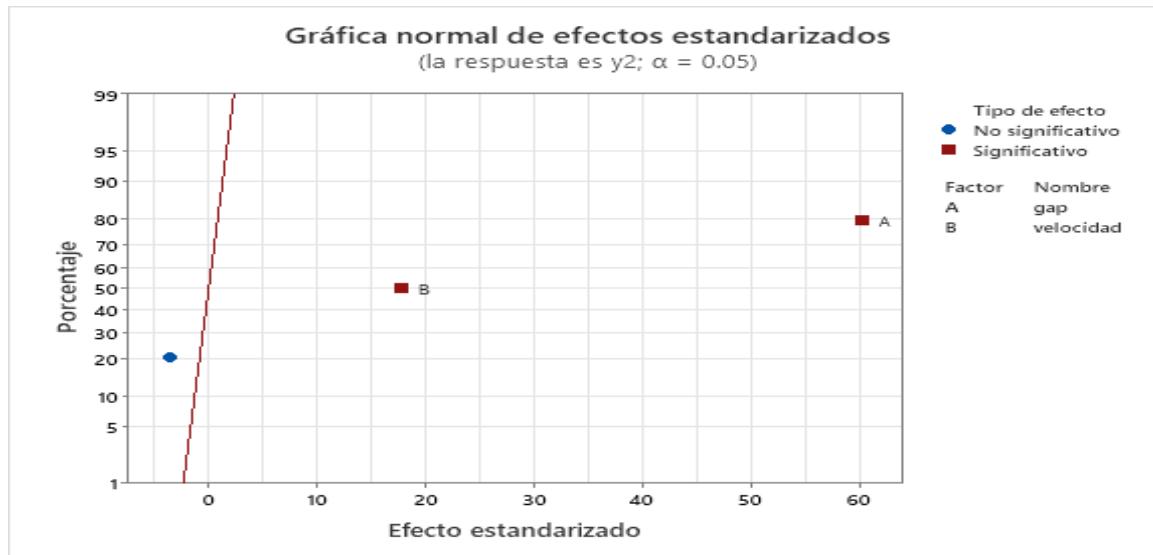
Nota. La tabla presenta el nivel de ajuste del modelo. Tomado de la data de Minitab

El modelo tiene un ajuste estadísticamente alto (*R-cuadrado* y *R-cuadrado* ajustado), lo que indica que explica la mayor parte de la variabilidad en los datos experimentales. Sin embargo, la falta de un valor de *R-cuadrado* predicho sugiere que es necesario verificar la capacidad del modelo para generalizar fuera del conjunto de datos analizados. Por lo que es necesario revisar el modelo, eliminar términos irrelevantes, y realizar validaciones adicionales para garantizar la robustez y predictibilidad del modelo.

c) Gráfica normal de efectos estandarizados

Figura 35

Grafica normal de los efectos estandarizados



Nota. La grafica muestra los efectos estandarizados. Tomado de la data de Minitab.

La gráfica normal de los efectos, mostrada en la figura 35, respalda lo señalado en el diagrama de Pareto de la figura 34, evidenciando que el GAP tiene una alta influencia en la extracción de oro, mientras que el % de velocidad presenta una relevancia menor.

6.2.2. Análisis de Varianza (ANOVA)

Tabla 16**Análisis de Varianza**

<i>Fuente</i>	<i>GL</i>	<i>SC Ajust.</i>	<i>MC Ajust.</i>	<i>Valor F</i>	<i>Valor p</i>
<i>Modelo</i>	4	793133	198283	991.42	0.024
<i>Lineal</i>	2	785000	392500	1962.50	0.016
<i>gap</i>	1	722500	722500	3612.50	0.011
<i>velocidad</i>	1	62500	62500	312.50	0.036
<i>Interacciones de 2 términos</i>	1	2500	2500	12.50	0.175
<i>gap*velocidad</i>	1	2500	2500	12.50	0.175
<i>Curvatura</i>	1	5633	5633	28.17	0.119
<i>Error</i>	1	200	200		
<i>Total</i>		5 793333			

Nota. En la tabla se presenta el análisis de la varianza. Tomado de la data de Minitab.

En la tabla 18, se puede evaluar la influencia de los factores experimentales ($X_1 = \text{GAP}$, $X_2 = \% \text{ de velocidad}$ y sus interacciones X_1 y X_2). El modelo general muestra un valor F de 991.42 (alto) y un valor p de 0.024 (bajo), indicando que el modelo es estadísticamente significativo al nivel del 5%, lo que confirma que al menos uno de los factores o los dos tiene un efecto relevante sobre la variable dependiente.

En el análisis de los factores lineales, se observa que X_1 (GAP) es altamente significativo, con un valor p de 0.011, lo que sugiere que este factor, por sí solo, tiene un impacto considerable. Por otro lado, X_2 (% de velocidad) es también significativo con un valor p de 0.036, y la interacción combinada X_1 y X_2 (GAP y % de velocidad) no es significativa, con un valor p de 0.175. Esto indica que tanto el GAP y el % de velocidad tienen una influencia importante en la operación de chancado con el HPGR.

En consecuencia, el factor más influyente es el GAP aunque el modelo es estadísticamente válido, podría ser útil explorar términos no lineales adicionales para mejorar la precisión del ajuste y optimizar el proceso.

6.2.3. Ecuación de Regresión en Unidades no Codificadas

Del diseño factorial producto del software Minitab, tenemos la siguiente ecuación de

regresión en unidades no codificadas:

$$y2 = -1617 + 1361 \text{ gap} + 23.33 \text{ velocidad} - 5.56 \text{ gap*velocidad} - 65.0 \text{ Pt Ctral}$$

Esta ecuación refleja cómo las variables experimentales y su interacción afectan el rendimiento del proceso, permitiendo determinar las condiciones óptimas para minimizar el tamaño del P80 que es lo mejor para el producto del HPGR

6.3. Discusión de los Resultados

Al concluir el trabajo experimental, se determinó que, en la operación de chancado en el HPGR, la variable GAP presentó una incidencia considerable en la operación de chancado en HPGR. Sin embargo, la variable velocidad de los rodillos, también influye favorablemente pero en menor grado. La prueba números cinco y seis, son las que mejor resultan, logrando un tamaño de 2180 y 2165 μm de P80 respectivamente. Mucha velocidad de los rodillos, no favorece, tampoco muy reducido el GAP no es favorable. Son los puntos intermedios los más favorables.

Con respecto a las pruebas llevadas a cabo en la empresa, luego de los muestreos de un día de trabajo, se obtuvieron cuatro muestras (A, B, C y D), se realizaron análisis granulométrico y se determinaron los F80 de cada uno, se determinaron su Wi de cada muestra, su variación de Wi es pequeña, ello es debido a la variación del tipo de mineral, ya que ellos provienen de distintas labores con composiciones mineralógicas con respecto a los minerales duros como la sílice.

La muestra A, se trajo a los laboratorios de la UNSAAC, se corrieron distintas pruebas, como gravedad específica, análisis granulométrico, pruebas experimentales de diseño factorial en la chancadora de rodillos del laboratorio de concentración de minerales de la Escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica y también se determinó el Wi, la misma que no tuvo mucha variación con la determinada en la Planta Concentradora La Joya Mining SAC.

CAPITULO VII

CONCLUSIONES Y SUGERENCIAS

CONCLUSIONES

PRIMERA

La implementación de la tecnología HPGR en la etapa de chancado terciario permitió alcanzar una reducción significativa del tamaño de partícula (F80 inicial de 5900–12000 μm a valores de 1900–3000 μm). Esto demuestra la viabilidad de la hipótesis planteada y responde directamente al objetivo de lograr la granulometría de producto deseada (P80), garantizando mejores condiciones de alimentación para la molienda.

SEGUNDA

El uso de HPGR incrementará la capacidad de tratamiento en al menos 93.33 toneladas métricas por día. Este resultado confirma la validez del objetivo de evaluar la influencia de esta tecnología en la productividad de la planta concentradora La Joya Mining S.A.C., en coherencia con el problema identificado de limitaciones en capacidad.

TERCERA

El consumo energético específico se reducirá de 1.96 kWh/t a 1.307 kWh/t, evidenciando un ahorro cercano al 33 %. Este hallazgo valida el objetivo de analizar la relación entre consumo de energía y razón de reducción, mostrando que la tecnología HPGR es más eficiente que los equipos convencionales en laboratorio y a escala industrial.

CUARTA

Los resultados experimentales confirman que la hipótesis de investigación es aceptada: la implementación del HPGR constituye la alternativa más factible para optimizar

simultáneamente la capacidad de procesamiento y el consumo de energía en la planta concentradora, solucionando el problema de ineficiencia detectado en el planteamiento del problema.

RECOMENDACIONES

PRIMERA: Evaluación costo–beneficio de HPGR

Se recomienda realizar un análisis económico detallado de costo–beneficio que considere el ahorro energético demostrado en esta investigación. Este análisis permitirá justificar la adquisición de equipos HPGR en empresas de escala similar a La Joya Mining S.A.C., promoviendo la eficiencia productiva y energética en el sector.

SEGUNDA: Ampliación de pruebas piloto y modelamiento matemático

Es conveniente ejecutar un mayor número de pruebas piloto bajo diferentes condiciones de mineralogía. Los resultados servirán de base para generar modelos matemáticos predictivos que aseguren la obtención del P80 deseado, fortaleciendo la aplicabilidad de la tecnología HPGR a distintos escenarios operativos.

TERCERA: Monitoreo granulométrico y control de parámetros operativos

Se recomienda implementar un sistema de monitoreo periódico de la granulometría de los minerales procesados, asegurando un P80 óptimo de chancado antes de la molienda. Asimismo, se debe establecer un protocolo de ajuste y control de parámetros operativos del HPGR, con el fin de mantener la eficiencia en el tiempo y prevenir desviaciones que afecten la productividad.

CUARTA: Caracterización de porosidad y permeabilidad

Es recomendable efectuar análisis de porosimetría en las muestras procesadas con HPGR. Estas pruebas permitirán confirmar el incremento de porosidad (entre 8 % y 12 % mayor) generado por las microfracturas, lo cual mejora la permeabilidad del mineral y, en consecuencia, potencia los procesos subsecuentes de molienda y lixiviación. Esta información

será valiosa para optimizar no solo el chancado, sino también las etapas posteriores de beneficio.

Bibliografía

- Broeckmann, C. y. (2005). *Developments in High Pressure Grinding Rolls Technology.* Ottawa-Canada: canadienses.
- Cepededa V., L. F. (2016). *Modelamiento y simulación de un controlador mediante MPC de un molino de rodillos de alta presión (HPGR).* Universidad de las fuerzas armandas, innovación para la excelencia. Latacunga-Ecuador: ESPE.
- Collantes, P. A. (2021). *Impacto en la Producción Aplicando la Tecnología de Rodillos de Molienda de Alta Presión HPGR Como Chancado Cuaternario en Concentradora Toquepala.* Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa-Facultad de Ingeniería de Procesos.
- Daniel, M. J., & Morrel, S. (2004). *HPGR model verification and scale-up.* Australia: ELSEVIER.
- Delgado S., D. M., & Machado Y., A. H. (2021). *Implementación de la tecnología de rodillos de alta presión (HPGR) como chancado cuaternario para incrementar la capacidad de molino.* Lima. Lima: Universidad Nacional de San Marcos.
- Espinoza, T. E. (2018). *Implementación y Optimización del Circuito HPGR en Minería Peñasquito.* México: Instituto Politécnico Nacional.
- Gasca Torres, J. A. (2016). *Carbón activado de carácter básico para recuperar oro de lixiviados y cianurados.* Instituto Potosino de Investigación Científica y Tecnológica A.C, México.
- Gutierrez R., L. &. (1986). *Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática.* Santiago, Chile: CIMM.
- Klymowsky R., Patzelt N., Knecht J., & Burchardt E. (2006). *Selection and sizing of high pressure grinding rolls. Mineral processing plant, practice and control.*
- Linares G., N. (2020). *Procesamiento de minerales.* Tacna, Perú: UNJBG.

- Machado, D. &. (2021). *Implementación de la tecnología de rodillos de alta presión (HPGR) como chancado cuaternario para incrementar la capacidad de molienda.* Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica.
- minero, A. s. (8 de Agosto de 2019). *Facebook.* Obtenido de Facebook.
- Pavez, O. (2013). Molinos HPGR. *II Encuentro Internacional, Metalurgia, plantas y procesos* (pág. 57). Lima: INTERMET.
- Quiroz N., I. (1986). *Operaciones unitarias en procesamiento de minerales.* Lima: UNI.
- Rivera, Z. J. (2003). *Compendio de Conminución.* Lima: UNMSM.
- Romero, J. O. (2020). Extracción del Oro mediante Procesos de lixiviación con el reactivo Sandioss del Yacimiento Minero Chocrocoña, Llusco-Chumbivilcas, Región Cusco. *Tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico.* Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, Cusco.
- Taco, F. (2022). *Estudio de flotación de minerales oxidados de cobre mediante pruebas experimentales a nivel de laboratorio (Tesis de pre-grado).* Arequipa-Perú: Universidad Nacional de San Agustín, Facultad de Ingeniería de Procesos.
- Torres R., M. E. (2010). *Modelación y simulación de molienda con rodillos a alta presión-HPGR.* Santiago: Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
- Vizcardo C., E. (2018). Molienda HPGR. *Effect of High Pressure Grinding Roll (HPGR, Pre grinding)* (pág. 54). Lima: UNMSM.
- Yan, D. (2016). *Mineral Processing Design and Operations.* Australia, Australia: EL SEVIER.

ANEXOS

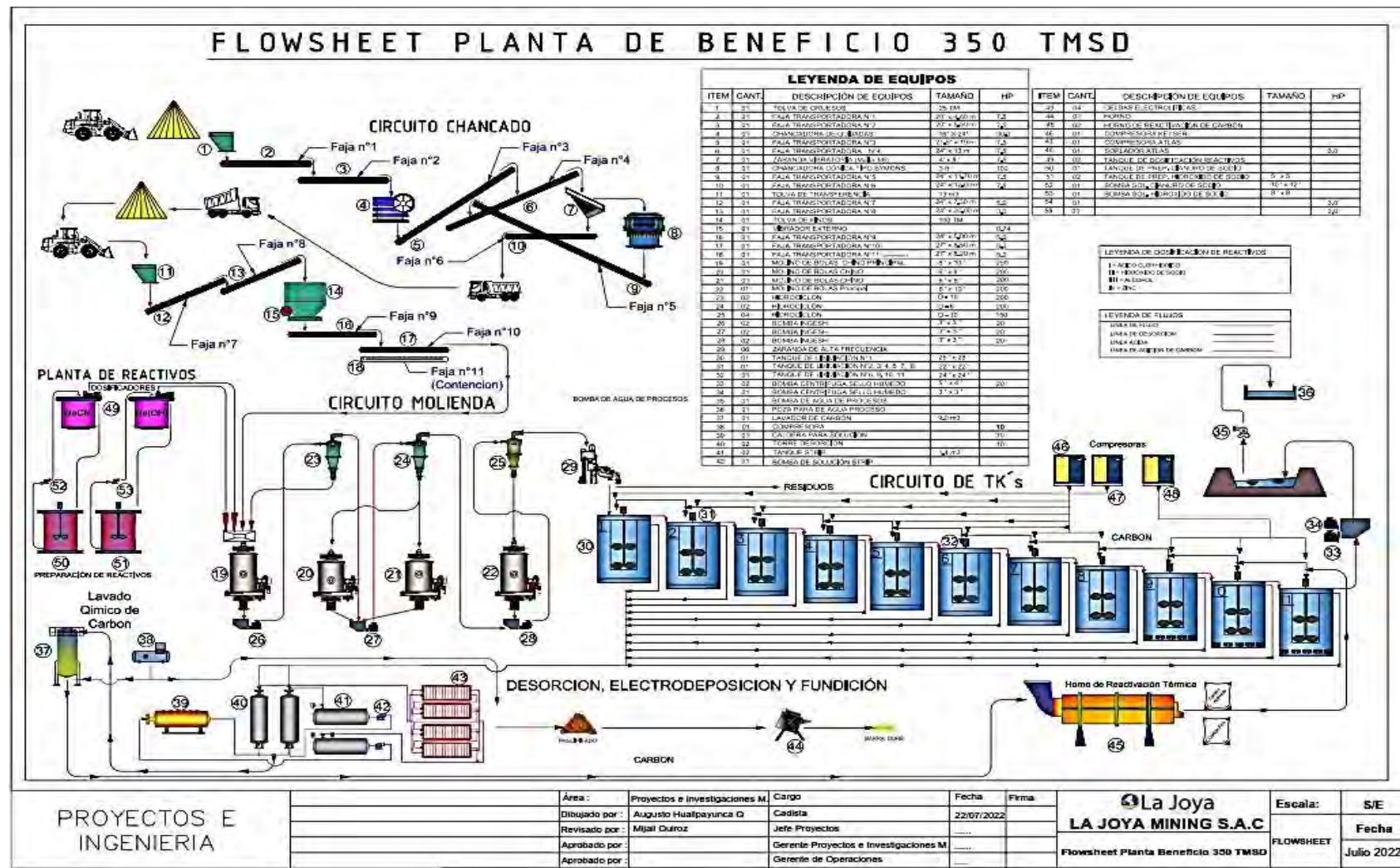
Anexo 1 MATRIZ DE CONSISTENCIA

Tabla 17 Matriz de consistencia

OPTIMIZACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA MEDIANTE LA IMPLEMENTACIÓN DE HPGR PARA LA PLANTA JOYA MINING S.A.C.				
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVOS GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLE DEPENDIENTE	METODOLOGIA
¿Cómo incide la implementación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) en la etapa de chancado terciario sobre la optimización del circuito de molienda de la planta concentradora La Joya Mining S.A.C., considerando la capacidad operativa, la eficiencia granulométrica y el consumo energético en el procesamiento de minerales auríferos?	Analizar la influencia de la implementación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) en la etapa de chancado terciario optimizando el circuito de molienda de la planta concentradora La Joya Mining S.A.C., con énfasis en la mejora de la capacidad operativa, la eficiencia granulométrica y la reducción del consumo energético en el procesamiento de minerales auríferos..	La implementación de prensas de rodillos de alta presión (HPGR) en la etapa de chancado terciario optimiza el circuito de molienda de la planta concentradora La Joya Mining S.A.C., incrementando la capacidad operativa, mejorando la eficiencia granulométrica y reduciendo el consumo energético en el procesamiento de minerales auríferos.	• Tamaño de descarga (P_{80}) de HPGR (Y1)	CLASE (enfoque de investigación) Cuantitativo TIPO Aplicada NIVEL Descriptivo Explicativo Predictivo DISEÑO Experimental: ^{2²}
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPOTESIS ESPECÍFICAS	VARIABLES INDEPENDIENTE	
PE1: ¿De qué manera el empleo de HPGR en la etapa de chancado terciario contribuye a alcanzar la granulometría de descarga requerida (P_{80}) y a reducir el número de etapas de molienda en la planta concentradora La Joya Mining S.A.C.?	OE1: Evaluar el efecto del HPGR en la obtención de la granulometría de descarga requerida (P_{80}) y su impacto en la reducción de etapas de molienda.	HE1: El uso del HPGR en la etapa de chancado terciario permite alcanzar la granulometría de descarga requerida (P_{80}), contribuyendo a la reducción del número de etapas de molienda. .	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Work index ▪ Tamaño de alimentación óptimo (F_{80}) para las prensas de rodillos de alta presión (HPGR) 	POBLACIÓN Mineral planta concentradora La Joya Mining MUESTRA: 100 Kg Técnicas e instrumentos: observación ensayos de laboratorio Diseño factorial, Excel.
PE2: ¿Cómo influye la incorporación del HPGR en el incremento de la capacidad de tratamiento de mineral y en la disminución del consumo energético del circuito de molienda?	OE2 Determinar la influencia del HPGR en el incremento de la capacidad de tratamiento de mineral y en la disminución del consumo energético del circuito de molienda.	HE2: La incorporación del HPGR incrementa la capacidad de tratamiento de mineral y disminuye significativamente el consumo energético en el circuito de molienda.	Variables intervinientes <ul style="list-style-type: none"> • Gap cero, tipo de mineral, humedad, gravedad específica, presión hidráulica de rodillos. 	

Nota. En la tabla se tiene la matriz de consistencia. Elaborado por tesistas.

Anexo 02: Diagrama de flujo de la planta La Joya Mining S.A.C



Anexo 02: Muestreo granulométrico y cálculos de consumo de energía del circuito de molienda realizado por el área de investigaciones metalúrgicas de la empresa joya Mining S.A.C.

DESCRIPCION	UNIDAD	MOLINOS			
		MOLINO 1	MOLINO 2	MOLINO 3	MOLINO 4
Marca		CHINO	CHINO	MOSERVIR	DELTA
Diametro	pies	7.4	5.5	5.5	5.5
Longitud	pies	9.6	9.6	7.6	7.6
Voltaje	V	440.00	440.00	440.00	440.00
Amperio	A	326.00	224.00	179.00	170.00
COS (Φ)		0.82	0.83	0.83	0.83
Velocidad Operación	rpm	20.0	23.00	23.00	23.00
Velocidad critica	rpm	28.17	32.68	32.68	32.68
Velocidad critica	%	71.00	70.39	70.39	70.39
Nivel de llenado	%	35	39	40	40
Potencia consumida	Kw	203.7	141.7	113.2	107.5
F80 Alimento	um	5925	161	105	73
P80 descarga	um	232	132	84	65
Ratio de reducción	um	25.52	1.22	1.26	1.12
mineral descarga molino	t/h	15.77	34.28	17.96	27.46
Consumo de Energia	Kw-h/t	12.92	4.13	6.30	3.92
F80 molinos	um	1913.4	160.94	105.37	73.16
P80 molino	um	232.20	132.15	83.61	65.45
Work Index molino	Kw-h/t	30.21	50.83	52.80	58.44
mineral fresco	t/h	15.77	15.77	15.77	15.77
F80 circuito	um	5924.8	147.17	86.94	61.74
P80 circuito	um	147.17	86.94	61.74	41.06
Work Index circuito	Kw-h/t	19.60	36.20	35.88	23.69
Work Index planta	Kw-h/t		35.10		
Densidad aparente	kg/m ³	5.49	5.46	5.42	5.33
Caudal pulpa	m ³ /h	18.99	22.66	13.22	26.58
Densidad pulpa	kg/m ³	2110	2025	1920	1700
Tiempo de residencia	min	4.14	2.09	2.87	1.43

Fuente: Elaboración Propia

Anexo 03: Imágenes de las pruebas realizada en el laboratorio metalúrgico.

Toma de imagen rodillos de alta Presion(HPGR)



En la imagen se aprecia el ingreso de muestra al PHGR

En la image se muestra la Toma de muestra del peso de muestra 3500 kg para pasar por el HPGR



En la imagen se muestra el resultado final del HPGR como chancado terciario en la panta joya mining SAC.



Fuente : Elaboración Propia