

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Aplicación de la tecnología HPGR al circuito de chancado para
aumentar el tonelaje en molienda**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Cristian Anthony Picón Tocto

 0009-0007-7219-9150

Asesor

Dr. Ricardo Castillo Ungaro

 0000-0001-8044-3079

LIMA – PERÚ

2023

Citar/How to cite	Picón Tocto [1]
Referencia/Reference	[1] C. Picón Tocto, “ <i>Aplicación de la tecnología HPGR al circuito de chancado para aumentar el tonelaje en molienda</i> ” [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2023.
Estilo/Style: IEEE 2020)	

Citar/How to cite	(Picón, 2023)
Referencia/Reference	Picón, C. (2023). <i>Aplicación de la tecnología HPGR al circuito de chancado para aumentar el tonelaje en molienda</i> [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*A mis padres Gilberto y Delia, a mi hermana Naddia,
quienes son mi mayor motivación y siempre han creído en mí.*

*Gracias por su amor, por su sacrificio y por enseñarme
a nunca rendirme ante los obstáculos de la vida.*

Este logro también es suyo.

Agradecimientos

Me gustaría expresar mi agradecimiento a Dios por darme la voluntad y la fuerza para poder realizar esta tesis.

A mi familia por ser mi principal apoyo en este proyecto, gracias por estar presente no solo en esta etapa tan importante de mi vida, sino en todo momento ofreciéndome y buscando lo mejor para mi persona.

A mi asesor, Ing. Ricardo Castillo por brindarme su apoyo, tiempo y sus aportes en la elaboración de este proyecto.

Resumen

A medida que avanza la etapa de minado, el mineral que es alimentado a Planta sufre un cambio litológico, es decir, se encuentran rocas de mayor dureza, menor ley y de mineralogía más compleja. La necesidad de procesar este tipo de minerales hace que se busquen nuevas e innovadoras tecnologías para mantener una eficiente etapa de conminución y de esta manera cumplir con los objetivos de producción. La conminución es la etapa con mayor consumo de energía dentro de una Planta Concentradora (80%), por lo tanto, la optimización y control del consumo de energía en la reducción del tamaño de partícula desempeñan un papel fundamental.

Es así como, desde las últimas tres décadas, la tecnología de los rodillos de alta presión (HPGR) surge como una alternativa atractiva en las operaciones de conminución, funcionando como una pre-molienda o una etapa final de chancado.

El HPGR tiene la ventaja de tratar minerales de alta dureza, disminuyendo el work index del mineral alimentado a molienda debido al uso eficiente de la energía durante el mecanismo de ruptura. La presente investigación es para describir el proceso de aplicación de la tecnología HPGR en una Planta Concentradora al sur del país realizando primero un análisis metalúrgico del proyecto, seguido de una descripción detallada de los equipos necesarios para su implementación para finalmente realizar un análisis estadístico comparativo entre los valores operacionales de la planta (tonelaje procesado, work index, consumo de energía, consumo de medios moledores y tiempo de vida útil de los forros de las chancadoras) antes y después de la aplicación de dicha tecnología. Los resultados obtenidos demuestran que la aplicación de la tecnología HPGR logra aumentar el tonelaje de planta en un 10.8 %, disminuir el work index del mineral alimentado a molinos en un 9.8%, reducir el consumo energía en 9.9 %, reducir el consumo de medios moledores en 14.1% y aumentar la vida útil de los forros de las chancadoras terciarias en un 27.2 %.

Palabras claves — HPGR, work index, consumo de energía, pre-molienda.

Abstract

As the mining stage progresses, the ore that is fed to the Plant undergoes a lithological change, that is, rocks of greater hardness, lower grade and more complex mineralogy are found. The need to process this type of mineral leads to the search for new and innovative technologies to maintain an efficient comminution stage and thus meet production objectives. Comminution is the stage with the highest energy consumption within a Concentrator Plant (80%), therefore, the optimization and control of energy consumption in reducing particle size play a fundamental role.

This is how, since the last three decades, the technology of high pressure grinding rolls (HPGR) has emerged as an attractive alternative in comminution operations, working as a pre-grinding or a final stage of crushing.

The HPGR has the advantage of treating high hardness minerals, decreasing the work index of the mineral fed to the grinding due to the efficient use of energy during the breaking mechanism. The present investigation is to describe the application process of HPGR technology in a concentrator plant in the south of the country, first carrying out an analysis of the economic viability of the project, followed by a detailed description of the equipment necessary for its implementation, to finally perform a comparative statistical analysis between the operational values of the plant (processed tonnage, work index, energy consumption, consumption of grinding media and lifetime of crushers liners) before and after the application of said technology. The results obtained show that the application of HPGR technology manages to increase plant tonnage by 10.8%, decrease the work index of the mineral fed to mills by 9.8%, decrease energy consumption by 9.9%, decrease the consumption of grinding media by 14.1% and increase the lifetime of tertiary crushers liners by 27.2%.

Keywords — HPGR, work index, energy consumption, pre-grinding.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xviii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades	1
1.1.1 Ubicación.....	1
1.1.2 Accesibilidad.....	1
1.2 Planteamiento del problema	3
1.2.1 Definición del problema	3
1.2.2 Formulación del Problema	4
1.3 Objetivos	4
1.3.1 Objetivo General.....	4
1.3.2 Objetivos específicos.....	4
1.4 Justificación	4
1.5 Alcances y limitaciones.....	5
1.5.1 Alcances.....	5
1.5.2 Limitaciones.....	5
1.6 Hipótesis.....	6
1.6.1 Hipótesis General	6
1.6.2 Hipótesis Específicas.....	6
1.7 Variables e indicadores.....	6
1.7.1 Variables Independientes	6
1.7.2 Variables Dependientes.....	7
Capítulo II. Marcos Teórico y conceptual	8
2.1 Marco teórico.....	8
2.2 Geología, mineralogía, alteración y tipo de yacimiento	9

2.2.1 Geología regional y local	9
2.2.2 Mineralización.....	9
2.2.3 Alteración	10
2.2.4 Yacimiento.....	16
2.2.5 Geología económica.....	19
2.3 Descripción del proceso productivo de la concentradora	19
2.3.1 Aspectos Generales	19
2.3.2 Chancado Primario	21
2.3.3 Chancado Secundario y Terciario.....	23
2.3.4 Molienda.....	28
2.3.5 Flotación colectiva de Cu-Mo.....	30
2.3.6 Flotación de Mo	33
2.3.7 Planta de Filtros.....	37
2.4 Tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls).....	40
2.4.1 Funcionamiento del equipo.....	40
2.4.2 Partes principales del equipo.....	43
2.4.3 Fabricantes del equipo	44
2.4.4 Controles operacionales del equipo	45
2.4.6 Factores que influyen en el desgaste de los rodillos	51
2.4.7 Descripción de los HPGR POLYSIUS.....	53
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	60
3.1 Tipo de investigación	60
3.2 Enfoque	60
3.3 Diseño	61
3.4 Descripción de los principales parámetros operacional del circuito de chancado antes de la aplicación de la tecnología HPGR.....	61
3.5 Descripción de equipos a implementar con la tecnología HPGR	63
3.5.1 Faja transportadora N° 14.....	65

3.5.2 Faja transportadora N° 15.....	66
3.5.3 Faja transportadora N° 16.....	66
3.5.4 Tolvín HPGR	67
3.5.5 Rodillos HPGR Polycom	67
3.5.6 Faja transportadora N° 17.....	72
3.5.7 Faja transportadora N° 18.....	72
3.6 Descripción de los principales parámetros operacional del circuito de chancado después de la aplicación de la tecnología HPGR.....	73
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados	76
4.1 Impacto de la tecnología HPGR en el tonelaje molido	76
4.2 Impacto de la tecnología HPGR en el work index del mineral alimentado a molinos.....	82
4.3 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía de molienda.....	85
4.3.1 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía del molino Fuller	85
4.3.2 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía de los molinos de barras... ..	89
4.3.3 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía de los molinos de bolas	92
4.3.4 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía de la molienda convencional.	97
4.3.5 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía total de la molienda.	102
4.4 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de acero de la molienda	108
4.4.1 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de bolas de 3.5" y 4" del molino Fuller	108
4.4.2 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de barras de 3.5" de los molinos primarios ..	112
4.4.3 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de bolas de 2.5" de los molinos secundarios.....	117
4.4.4 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de acero de la molienda convencional.....	121
4.4.5 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo total de acero de la molienda. ...	125
4.5 Impacto de la tecnología HPGR en la vida útil de los forros de las chancadoras terciarias.....	130
Conclusiones	136

Recomendaciones	138
Referencias bibliográficas	139

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Principales rutas de acceso a la unidad minera	1
Tabla 2: Tipos de alteración – Asociación mineralógica.....	11
Tabla 3: Principales equipos de la etapa de Chancado Primario	21
Tabla 4: Principales equipos de la etapa de Chancado Secundario y Terciario	25
Tabla 5: Principales equipos de la etapa de Molienda	28
Tabla 6: Principales equipos de la etapa de Flotación colectiva Cu-Mo	30
Tabla 7: Principales equipos de la etapa de Flotación selectiva de Mo.....	33
Tabla 8: Principales series de modelos de HPGR disponibles en empresa KHD.....	45
Tabla 9: Principales controles operacionales del HPGR.	46
Tabla 10: Vida útil de revestimientos tachonados, fabricante KHD.	50
Tabla 11: Modelos, series y tamaños de los Polycom® HPGR, Thyssenkrupp.....	59
Tabla 12: Principales parámetros operacionales del circuito de chancado antes de la aplicación del HPGR.....	63
Tabla 13: Lista de equipos de la Planta HPGR.	65
Tabla 14: Principales datos técnicos de la faja N° 14.....	66
Tabla 15: Principales datos técnicos de la faja N° 15.....	66
Tabla 16: Principales datos técnicos de la faja N° 16.....	67
Tabla 17: Principales datos técnicos del equipo HPGR	68
Tabla 18: Principales datos técnicos del Sistema hidráulico del HPGR.....	68
Tabla 19: Principales datos técnicos del sistema de engrase del HPGR.....	71
Tabla 20: Principales datos técnicos del sistema de refrigeración HPGR	72
Tabla 21: Principales datos técnicos de la faja N° 17.....	72
Tabla 22: Principales datos técnicos de la faja N° 18.....	73
Tabla 23: Principales parámetros operacionales del circuito HPGR.....	73
Tabla 24: Principales parámetros operacionales del circuito de chancado antes y después del HPGR.	75

Tabla 25: Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el tonelaje procesado por molienda.....	81
Tabla 26: Impacto de la tecnología HPGR en el aumento de utilidades anuales por cobre y molibdeno.....	81
Tabla 27: Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el work index del mineral alimentado a molinos.....	85
Tabla 28: Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el consumo de la energía de la molienda	107
Tabla 29: Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el consumo de acero de la molienda	130
Tabla 30: Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el tiempo de vida de los forros de las chancadoras terciarias	135

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Mapa de ubicación de la Planta Concentradora	2
Figura 2: Diorita con cuarzo (Qz) primario vista al microscopio, biotitas primarias	11
Figura 3: Vista al microscopio de sección de roca en brecha	12
Figura 4: Vetilla de anhidrita, calcopirita y yeso	13
Figura 5: Anhidrita en afloramiento de roca intrusiva rellena cavidades en matriz de cuarzo-sericita	14
Figura 6: Perfil de alteraciones en el yacimiento en estudio	18
Figura 7: Diagrama de flujo de Chancado Primario	22
Figura 8: Diagrama de flujo de Chancado Secundario y Terciario	24
Figura 9: Diagrama de flujo de Molienda	29
Figura 10: Diagrama de flujo de la Flotación colectiva Cu-Mo	31
Figura 11: Diagrama de flujo de la Flotación Selectiva de M	34
Figura 12: Diagrama de flujo de la planta de filtros	39
Figura 13: Representación del HPGR, incluyendo el sistema de amortiguamiento hidráulico	40
Figura 14: Conminución de alta presión y proceso de rotura entre rodillos	42
Figura 15: Conminución por presión entre partículas	43
Figura 16: Partes principales de un HPGR	44
Figura 17: Diseño de los rodillos: (a) Rodillos sólidos, (b) Llantas sobre un eje y (c) segmentos	48
Figura 18: Superficies de revestimientos para rodillos: (a) Welded, (b) Chevron, (c) Studded y (d) Hexadur	49
Figura 19: Superficie autógena en el rodillo	51
Figura 20: Polycom® HPGR, Thyssenkrupp	55
Figura 21: Placas laterales giratorias	56
Figura 22: Limitación de desvío controlada	57
Figura 23: Lubricación con aceite	58

Figura 24: Balance de masa del circuito de chancado secundario-terciario – Línea B	62
Figura 25: Distribución granulométrica del alimento y descarga del circuito de chancado antes del HPGR.....	63
Figura 26: Diagrama de flujo de la Planta HPGR	64
Figura 27: Descripción del modelo HPGR utilizado para el proceso	68
Figura 28: Sistema hidroneumático del HPGR.....	69
Figura 29: Sistema hidráulico del HPGR cuando se encuentra parado.....	69
Figura 30: Sistema hidráulico del HPGR cuando se encuentra listo para alimentar	70
Figura 31: Sistema hidráulico del HPGR cuando se encuentra en operación	71
Figura 32: Balance de masa del circuito de chancado con HPGR	74
Figura 33: Distribución granulométrica del alimento y descarga del circuito HPGR	75
Figura 34: Grafica del tonelaje molido antes de la aplicación del HPGR.....	76
Figura 35: Grafica de probabilidad del tonelaje molido antes del HPGR	77
Figura 36: Histograma del tonelaje molido antes del HPGR.....	78
Figura 37: Grafica del tonelaje molido después de la aplicación del HPGR	78
Figura 38: Grafica de probabilidad del tonelaje molido después del HPGR	79
Figura 39: Histograma comparativo del tonelaje molido antes y después del HPGR	79
Figura 40: Gráfico de cajas comparativo del tonelaje molido antes y después del HPGR.....	80
Figura 41: Gráfico del work index del mineral antes de la aplicación del HPGR.....	82
Figura 42: Gráfico del work index del mineral después de la aplicación del HPGR.....	83
Figura 43: Gráfico comparativo del work index del mineral antes y después de la aplicación del HPGR	84
Figura 44: Gráfico del consumo de energía del molino Fuller antes del HPGR.....	86
Figura 45: Histograma del consumo de energía del molino Fuller antes del HPGR	87
Figura 46: Gráfica del consumo de energía del molino Fuller después del HPGR	88
Figura 47: Histograma del consumo de energía del molino Fuller después del HPGR....	88
Figura 48: Diagrama de cajas comparativo del consumo de energía del molino Fuller ...	89
Figura 49: Consumo de energía de los molinos de barras antes del HPGR.....	90

Figura 50: Consumo de energía de los molinos de barras después del HPGR	91
Figura 51: Gráfica comparativa del consumo de energía de los molinos de barras antes y después del HPGR	92
Figura 52: Consumo de energía de los molinos de bolas antes del HPGR	92
Figura 53: Histograma del consumo de energía de los molinos de bolas antes del HPGR.....	93
Figura 54: Consumo de energía de los molinos de bolas después del HPGR	94
Figura 55: Histograma del consumo de energía de los molinos de bolas después del HPGR.	95
Figura 56: Diagrama de cajas comparativo del consumo de energía de los molinos de bolas.	96
Figura 57: Gráfico comparativo del consumo de energía de los molinos de bolas antes y después del HPGR	97
Figura 58: Consumo de energía de la molienda convencional antes del HPGR.....	98
Figura 59:Histograma del consumo de energía de la molienda convencional antes del HPGR	99
Figura 60: Consumo de energía de la molienda convencional después del HPGR.....	99
Figura 61: Histograma del consumo de energía de la molienda convencional	100
Figura 62: Diagrama de cajas comparativo del consumo de energía de la molienda convencional.....	101
Figura 63: Gráfico comparativo del consumo de energía de la molienda convencional antes y después del HPGR	102
Figura 64: Consumo de energía total de la molienda antes del HPGR	103
Figura 65: Histograma del consumo de energía total de la molienda antes del HPGR..	103
Figura 66: Consumo de energía total de la molienda después del HPGR.....	104
Figura 67: Histograma del consumo de energía total de la molienda después del HPGR	105
Figura 68: Diagrama de cajas comparativo del consumo de energía total de la molienda.	106
Figura 69: Gráfico comparativo del consumo de energía total de la molienda.....	107
Figura 70: Consumo de bolas de 3.5" y 4" antes de la aplicación del HPGR	108
Figura 71: Histograma del consumo de bolas de 3.5" y 4" antes del HPGR.....	109
Figura 72: Consumo de bolas de 3.5" y 4" después del HPGR.....	110
Figura 73: Histograma del consumo de bolas de 3.5" y 4" después del HPGR	111

Figura 74: Diagrama de cajas comparativo del consumo de bolas de 3.5" y 4"	112
Figura 75: Consumo de barras de 3.5" antes de la aplicación del HPGR.....	113
Figura 76: Histograma del consumo de barras de 3.5" antes de la del HPGR	114
Figura 77: Consumo de barras de 3.5" después de la aplicación del HPGR	114
Figura 78: Histograma del consumo de barras de 3.5" después del HPGR	115
Figura 79: Diagrama de cajas comparativo del consumo de barras de 3.5"	116
Figura 80: Gráfico comparativo del consumo de barras de 3.5"	117
Figura 81: Consumo de bolas de 2.5" antes de la aplicación del HPGR	117
Figura 82: Histograma del consumo de bolas de 2.5" antes del HPGR.....	118
Figura 83: Consumo de bolas de 2.5" después de la aplicación del HPGR.....	119
Figura 84: Histograma del consumo de bolas de 2.5" después del HPGR.....	119
Figura 85: Diagrama de cajas comparativo del consumo de bolas de 2.5".....	120
Figura 86: Gráfico comparativo del consumo de bolas de 2.5".....	121
Figura 87: Consumo de acero de la molienda convencional antes del HPGR.....	121
Figura 88: Histograma del consumo de acero de la molienda convencional antes del HPGR	122
Figura 89: Consumo de acero de la molienda convencional después de la aplicación del HPGR	123
Figura 90: Histograma del consumo de acero de la molienda convencional después del HPGR	124
Figura 91: Diagrama de cajas comparativo del consumo de acero de la molienda convencional.....	124
Figura 92: Gráfico comparativo del consumo de acero de la molienda convencional....	125
Figura 93: Consumo total de acero de la molienda antes de la aplicación del HPGR ...	126
Figura 94: Histograma del consumo total de acero de la molienda antes del HPGR.....	126
Figura 95: Consumo total de acero de la molienda después del HPGR	127
Figura 96: Histograma del consumo total de acero de la molienda después del HPGR	128
Figura 97: Diagrama de cajas comparativo del consumo total de acero de la molienda	128
Figura 98: Gráfico comparativo del consumo total de acero de la molienda.....	129

Figura 99: Duración de forros Ch. Terciarias antes del HPGR	131
Figura 100: Histograma de la duración de forros de las Chancadoras Terciarias antes del HPGR	132
Figura 101: Duración de forros de las Ch. Terciarias después del HPGR	133
Figura 102: Histograma de la duración de forros de las ChancadorasTerciarias después del HPGR	133
Figura 103: Diagrama de cajas comparativo del tiempo de vida de los forros de la chancadoras terciarias.....	134
Figura 104: Gráfico comparativo de la duración de los forros de las chancadoras terciarias	135

Introducción

La tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls) tiene más de 30 años de existencia, sin embargo, la aplicación en los circuitos de conminución no fue hasta principios de los años 2000.

Hacia el año 1979, el profesor Klaus Schönert demostró en su publicación llamada "Method of Fine and Very Fine Comminution of Materials Having Brittle Behavior" que el método más eficiente (energéticamente hablando) para triturar partículas, es comprimirlas entre dos rodillos. Es así como en el año 1984, Schönert y Knobloch inventaron los rodillos de molienda de alta presión para la compresión de un lecho de partículas entre dos rodillos que giran de manera opuesta.

La primera aplicación comercial del HPGR fue en 1985 y su éxito dio lugar a un número creciente de aplicaciones desde entonces, particularmente en la industria del cemento.

Se han desarrollado varias configuraciones de circuitos para la molienda del cemento energéticamente más eficiente. Por ejemplo, Wüstner en 1986 demostró que logró una reducción del 30% de reducción energética después de convertir un circuito cerrado de molinos de bolas a uno abierto que incluía HPGR. En general, las aplicaciones de HPGR en diferentes alternativas de circuito han resultado en un ahorro de energía entre el 10 y 50% en comparación con las operaciones tradicionales.

En la industria de los diamantes se usó a partir del año 1988 y las máquinas son utilizadas principalmente como trituradoras secundarias y re-trituradoras. En la industria del hierro, la mayoría de los equipos se encuentran en producción de alimentación para Pellets.

Adicionalmente, durante todo este periodo se pudo apreciar que debido a las microfisuras creadas por fuerzas de compresión muy altas en el lecho de partículas, la dureza del material se reduce aún más para las operaciones de molienda posteriores tal como lo mencionan Bleifuss (1997) y Benzer (2003) en sus investigaciones.

Es así como el éxito comprobado en la industria del cemento hizo que a la industria minera le resultara atractivo esta nueva tecnología. Como resultado de esto, el número de aplicaciones de HPGR en plantas de procesamiento de minerales fue en aumento, al año 2005 se tenían 29 aplicaciones en diamantes, 21 en minerales de hierro y 2 en cobre y oro. A la actualidad en el Perú se tienen varias plantas de procesamiento de minerales con esta tecnología, Southern Perú en sus unidades de Cuajone y Toquepala, Cerro Verde y Marcobre son algunos ejemplos prácticos.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

1.1.1 Ubicación

La Planta Concentradora en referencia, se encuentra en el sur del Perú; emplazado en el cuadrángulo de Moquegua, hoja (35-U) de la Carta Geográfica Nacional, políticamente en el departamento de Tacna, provincia de Jorge Basadre, distrito de Ilabaya. (Figura 1)

Geográficamente la unidad minera se ubica en la zona 19, banda K. en el flanco Occidental de la cordillera sur, entre los 2950 y 3880 m.s.n.m., a 17°13´ Latitud Sur y 70°36´ Longitud Oeste.

1.1.2 Accesibilidad

La Planta Concentradora es accesible mediante varias ciudades (Arequipa, Tacna, Ilo y Moquegua) por la carretera Panamericana Sur hasta el cruce de Camiara (Tabla 1), luego siguiendo una carretera asfaltada de 76 km hacia la mina. También presenta otra ruta de acceso que parte de la ciudad de Moquegua pasando por los yacimientos de Cuajone y Quellaveco cuyo recorrido sería de 73 km en carretera afirmada.

Tabla 1

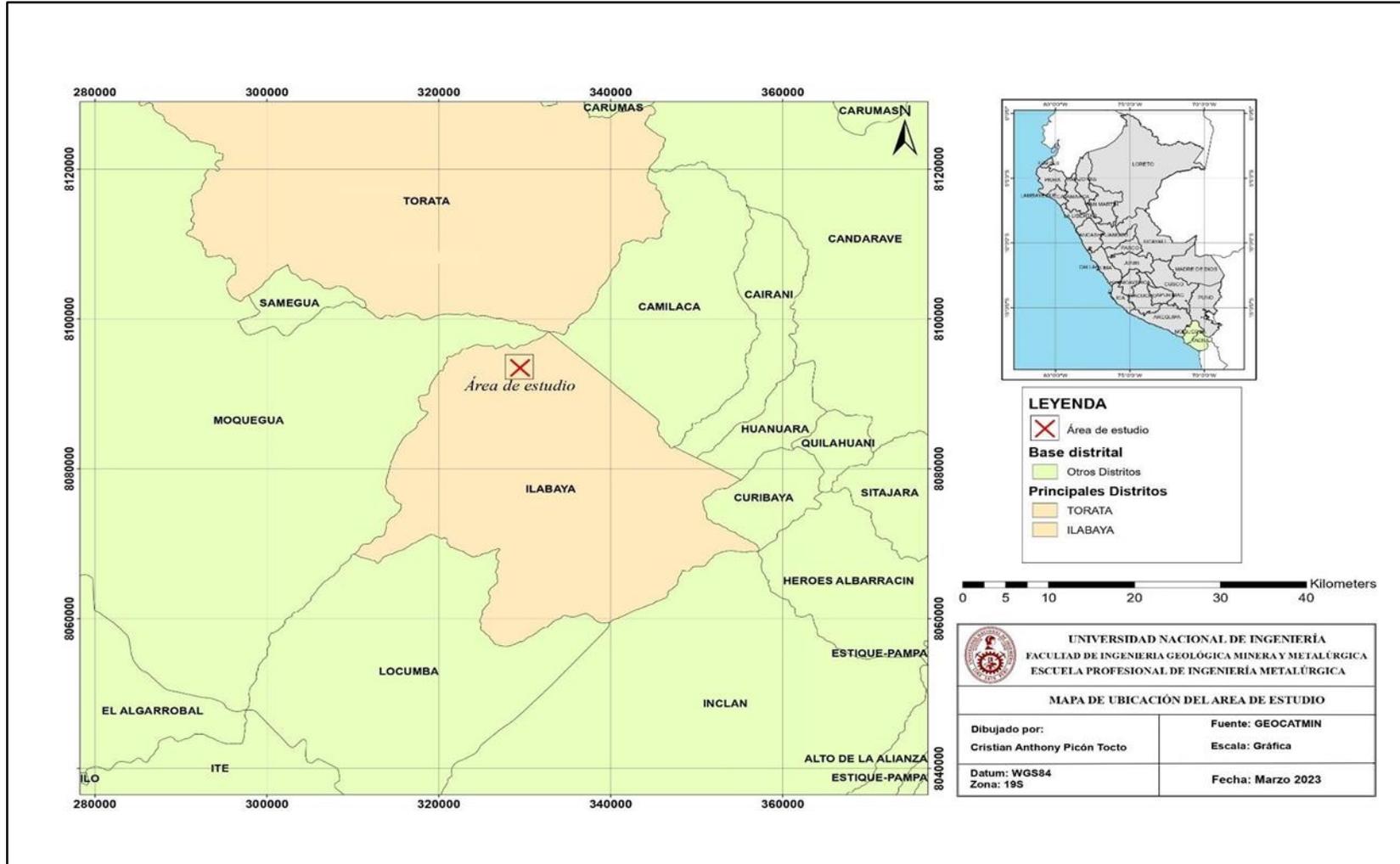
Principales rutas de acceso a la unidad minera

Ruta o acceso	Distancia (Km)	Tiempo
Arequipa – Camiara – Unidad Minera	381	4h 30min
Lima – Camiara – Unidad Minera	1304	22h
Moquegua – Camiara – Unidad Minera	135	2h
Tacna – Camiara – Unidad Minera	142	2h
Ilo – Camiara – Unidad Minera	115	1h 30min
Moquegua – Cuajone – Quellaveco - Unidad Minera	73	1h 15min

Nota. Adaptado de Google Earth

Figura 1

Mapa de ubicación de la Planta Concentradora



Nota: Elaboración propia.

1.2 Planteamiento del problema

1.2.1 Definición del problema

La Concentradora en estudio posee una capacidad nominal de 2500 TM/hr, este tonelaje procesado se vio seriamente afectado a partir del año 2013 en donde el mineral alimentado a planta empezó a incrementar su dureza (Work Index) debido en gran parte al cambio litológico que se presenta durante el avance de minado, encontrándose rocas de mayor dureza y en mayor proporción tales como dioritas, cuarzo y dacita porfirítica.

Es así, que entre los años 2007 y 2012 la dureza promedio del mineral era de 14.0 kW-h/TC pero a partir del año 2013 hasta el 2017 está dureza fue de 16.5 kW-h/TC, llegando inclusive a valores de 17.0 kW-h/TC.

Debido a este incremento en la dureza del mineral, el tonelaje procesado en molinos disminuyó considerablemente, es así como de 2500 TM/hr que se molían

normalmente se redujo a valores entre 2300 y 2350 TM/hr, por lo que el tonelaje diario se vio reducido de 60 000 a 56 000, siendo un gran impacto negativo para la producción.

Entonces se decide por optimizar el proceso de conminución, dado que esta etapa es un proceso que consume gran cantidad de energía y por ende se convierte en un desafío estudiar y desarrollar alternativas más eficientes. Para lograr una conminución más eficiente se debe aplicar la energía de forma directa sobre la partícula, además de una reducción selectiva de los tamaños que se deseen. Lo anterior se consigue incorporando equipos de clasificación o que optimicen el uso de la energía en los mecanismos de ruptura. Debido a este motivo, la tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls) surge como una alternativa interesante para el proceso siendo aplicado como la última etapa de chancado o una pre-molienda.

En este equipo el principal mecanismo de ruptura es inter-partícula, es decir, las partículas entre sí realizan fuerza de compresión directa entre ellas. Además, se generan micro-fisuras dentro de las partículas, lo que se asocia a una disminución del Work Index o dureza del mineral facilitando de esta manera la siguiente etapa del proceso (molienda).

En consecuencia, se decide optar por la tecnología de rodillos de alta presión (HPGR) para optimizar la capacidad de molienda.

1.2.2 *Formulación del Problema*

Es posible plantear el problema a partir de la siguiente pregunta:

¿La aplicación de la tecnología HPGR como etapa final del circuito de chancado hará posible que se incremente el tonelaje en la etapa de molienda?

1.3 *Objetivos*

1.3.1 *Objetivo General*

Optimizar la capacidad de molienda, aumentar el tonelaje, mediante la aplicación de la tecnología HPGR en la etapa final del circuito de chancado en una empresa minera la sur del país.

1.3.2 *Objetivos específicos*

- Comprobar que la aplicación de la tecnología HPGR en el proceso de chancado reduce el work index del mineral alimentado a la etapa de molienda en una empresa minera al sur del país.
- Comprobar que la aplicación de la tecnología HPGR en el proceso de chancado reduce el consumo de energía específico en la etapa de molienda en una empresa minera al sur del país.
- Comprobar que la aplicación de la tecnología HPGR en el proceso de chancado reduce el consumo de la carga moledora en la etapa de molienda en una empresa minera al sur del país.
- Comprobar que la aplicación de la tecnología HPGR en el proceso de chancado incrementa la vida útil de los forros de las chancadoras terciarias en una empresa minera al sur del país.

1.4 *Justificación*

Con el transcurrir de los años y el avance de la tecnología surgen opciones más eficientes para el tratamiento de los minerales, es así como ante la realidad problemática de procesar minerales de alta dureza se tienen diferentes alternativas a emplear en la

etapa final de chancado tales como: implementar tecnología convencional con trituradoras de cono y zarandas en circuito cerrado, implementar tecnología de trituradoras de impacto de eje vertical autógeno e implementar tecnología con rodillos de alta presión (HPGR).

La tecnología HPGR se muestra como la alternativa más viable debido a que presenta indicadores de viabilidad económica positivos, garantiza una granulometría adecuada hacia molienda, reduce el work index del mineral alimentado a molinos, reduce el consumo de energía, reduce el consumo de medios moledores y por sobre todo asegura el incremento de la capacidad de molienda. Es por esto que la presente investigación contribuye al conocimiento para la implementación de la tecnología HPGR como etapa final de chancado.

1.5 Alcances y limitaciones

1.5.1 Alcances

La presente investigación representa un alcance aplicativo, que se desarrollará con una base de datos recolectada desde 5 años atrás y 5 años después a la aplicación de la tecnología HPGR.

Involucra los análisis económicos de viabilidad para el proyecto, descripción del proceso y equipos para su implementación, así como todos los controles operacionales para su correcto funcionamiento.

La base de comparación para evaluar el impacto en la producción de la tecnología HPGR será el tonelaje diario procesado, el work index, el consumo de energía y el consumo de medios moledores.

Aplicable a plantas concentradoras donde se presente una mineralogía de alta dureza con valores de work index iguales o mayores a 16 Kw-h/TC que afecten directamente su producción en toneladas molidas.

1.5.2 Limitaciones

Cada proyecto minero presenta sus propias limitaciones en cuanto a este trabajo, partiendo desde la mineralogía que es muy particular y presenta sus propios desafíos y complejidades para cada unidad minera.

Pero la limitación más importante es sin duda el costo de inversión que se requiere para la aplicación de la tecnología HPGR ya que se tienen que considerar los costos para la preparación del sitio, para la ingeniería y logística, para la implementación de los equipos (fajas, silo, tolván y rodillos) y para el comisionamiento y arranque de la Planta HPGR.

También se tienen que considerar los costos operativos, como son, por ejemplo, el consumo de energía y los repuestos para su mantenimiento.

1.6 Hipótesis

1.6.1 Hipótesis General

La implementación de la tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls) como etapa final de chancado dentro del proceso de conminución permitirá el incremento de la capacidad de molienda de una planta concentradora al sur del país.

1.6.2 Hipótesis Específicas

- La utilización de la tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls) permitirá estimar en cuanto se reduce la dureza del mineral (Work Index) alimentado a la etapa de molienda dentro de una planta concentradora al sur del país.
- La utilización de la tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls) permitirá estimar en cuanto se reduce el consumo de energía específica en la etapa de molienda dentro de una planta concentradora al sur del país.
- El uso de la tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls) reducirá el consumo de acero en la etapa de molienda dentro de una planta concentradora al sur del país.
- El uso de la tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls) incrementará la vida útil de los forros de las chancadoras terciarias en una planta concentradora al sur del país.

1.7 Variables e indicadores

1.7.1 Variables Independientes

Como variable independiente se ha considerado al mineral de alta dureza alimentado a la etapa de molienda aplicando la tecnología HPGR.

Xi: Mineral de alta dureza con circuito HPGR

Indicadores de variable independiente:

- Tipo de roca
- Mineralización

1.7.2 Variables Dependientes

Como variable dependiente se ha considerado el tonelaje procesado en la etapa de molienda.

Yi: Tonelaje procesado en molienda

Indicadores de variable dependiente

- Work index
- Consumo de energía
- Consumo de medios moledores

Capítulo II. Marcos Teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

Antecedentes Referenciales

La tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls) tiene más de 30 años de existencia, sin embargo, la aplicación en los circuitos de conminución no fue hasta principios de los años 2000.

Hacia el año 1979, el profesor Klaus Schönert demostró en su publicación llamada "Method of Fine and Very Fine Comminution of Materials Having Brittle Behavior" que el método más eficiente (energéticamente hablando) para triturar partículas, es comprimirlas entre dos rodillos. Es así que al año 1984, Schönert y Knobloch inventaron los rodillos de molienda de alta presión para la compresión de un lecho de partículas entre dos rodillos que giran de manera opuesta.

La primera aplicación comercial del HPGR fue en 1985 y su éxito dio lugar a un número creciente de aplicaciones desde entonces, particularmente en la industria del cemento. Desde la década de 1980, los rodillos de alta presión (HPGR) han sido introducidos en las plantas de beneficio de minerales para en parte reducir el consumo de energía en la conminución, entre un 10% y un 40%. (S. Chehreh Chelgani, H. Nasiri & A. Tohry, 2021, pág. 2.)

Se han desarrollado varias configuraciones de circuitos para la molienda del cemento energéticamente más eficiente. Por ejemplo, Wüstner en 1986 demostró que logró una reducción del 30% de reducción energética después de convertir un circuito cerrado de molinos de bolas a uno abierto que incluía HPGR. En general, las aplicaciones de HPGR en diferentes alternativas de circuito han resultado en un ahorro de energía entre el 10 y 50% en comparación con las operaciones tradicionales.

En la industria de los diamantes se usó a partir del año 1988 y las máquinas son utilizadas principalmente como trituradoras secundarias y re-trituradoras. En la industria del hierro, la mayoría de los equipos se encuentran en producción de alimentación para

Pellets.

Adicionalmente, durante todo este periodo se pudo apreciar que debido a las microfisuras creadas por fuerzas de compresión muy altas en el lecho de partículas, la dureza del material se reduce aún más para las operaciones de molienda posteriores tal como lo mencionan Bleifuss (1997) y Benzer (2003) en sus investigaciones.

Es así como el éxito comprobado en la industria del cemento hizo que a la industria minera le resultara atractivo esta nueva tecnología. Como resultado de esto, el número de aplicaciones de HPGR en plantas de procesamiento de minerales fue en aumento, al año 2005 se tenían 29 aplicaciones en diamantes, 21 en minerales de hierro y 2 en cobre y oro. A la actualidad en el Perú se tienen varias plantas de procesamiento de minerales con esta tecnología, Southern Perú en sus unidades de Cuajone y Toquepala, Cerro Verde y Marcobre son algunos ejemplos prácticos.

2.2 Geología, mineralogía, alteración y tipo de yacimiento

2.2.1 Geología regional y local

El yacimiento de pórfidos de cobre de la Unidad Minera en estudio está ubicado en la vertiente oeste de la Cordillera Occidental, al sur de la Cordillera de los Andes del Perú. El yacimiento está situado en un área que fue sometida a intensa actividad ígneo- eruptiva, de magmas riolíticos y andesíticos que se registró hace 70 M.A (Cretáceo - Terciario); esta actividad produjo enormes cantidades de material volcánico, el cual se acumuló en una serie de mantos de lava, hasta completar un espesor de 1500 metros, está compuesto por derrames alternados de riolitas, andesitas y aglomerados inclinados ligeramente hacia el oeste. A esa actividad volcánica le siguieron etapas sucesivas de intensa erosión, asociadas a variaciones del nivel freático que ocasionaron el lavado (Lixiviación) de la parte superior de la zona mineralizada y una concentración de minerales de cobre en profundidad (Zona de Enriquecimiento Secundario).

2.2.2 Mineralización

Posee una mineralización simple, siendo la distribución de leyes de Cu casi uniforme, tanto lateralmente como en profundidad. Los minerales económicos se

encuentran en estado de sulfuros diseminados y venillas a través de toda la roca, también rellenando cavidades en las brechas.

El área mineralizada está restringida a la zona de mayor fracturamiento, brechamiento y alteración. Los límites laterales y de profundidad del cuerpo mineralizado están controlados estructuralmente por el grado de brechamiento y de fracturamiento tipo “stockwork” de la roca encajonante.

En la mina en estudio, uno de los principales controles de mineralización es el estructural por medio del sistema de fallamiento Micalaco-Yarito por ser éste una zona de debilidad propicia para el ascenso de sustancias mineralizantes.

Otro control es la ocurrencia o tope de yeso, el cual viene a ser un tipo de barrera para las zonas de enriquecimiento, que no se presentan conjuntamente con el yeso.

Los principales minerales de mena que se presentan en la mina de Toquepala son:

- Pirita: Sulfuro de Hierro (FeS_2)
- Calcopirita: Sulfuro de Cobre y Hierro (CuFeS_2)
- Molibdenita: Sulfuro de Molibdeno (MoS_2)
- Calcosita: Sulfuro de Cobre (Cu_2S)
- Covelita: Sulfuro de Cobre (CuS_2)
- Bornita: Sulfuro de Cobre y Hierro (Cu_5FeS_4)

Otros minerales que se encuentran en la mina, pero que no tienen un valor económico para su tratamiento son:

- Magnetita: Óxido de Hierro (Fe_2O_4)
- Arsenopirita: Sulfuro de Arsénico y Hierro (FeAsS)
- Pirrotita: Sulfuro de Hierro (Fe_{1-x}S)
- Yeso: Sulfato de Calcio Hidratado ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$)
- Anhidrita: Sulfato de Calcio (CaSO_4)

2.2.3 Alteración

El pórfido en estudio se halla asociado a cuatro zonas de alteración hidrotermal; incluye una pequeña zona central potásica expuesta de 400 metros de ancho y una

envolvente fílica mejor preservada a la periferia del yacimiento de 700 metros, rodeada a su vez por una zona propílitizada que se extiende a más de 2 kilómetros y un remanente de zona argílica situada al Norte del yacimiento. (Tabla 2)

Tabla 2

Tipos de alteración – Asociación mineralógica

Alteración	Asociación	Relación Py/Cpy
Propílica	Epidota – Clorita - Calcita	20:1
Fílica	Cuarzo Sericita	10:1
Argílica Supérgena	Caolín y arcillas	
Potásica – Fílica	Biotita – Clorita Ortosa – Biotita Anhidrita - Magnetita	1:2

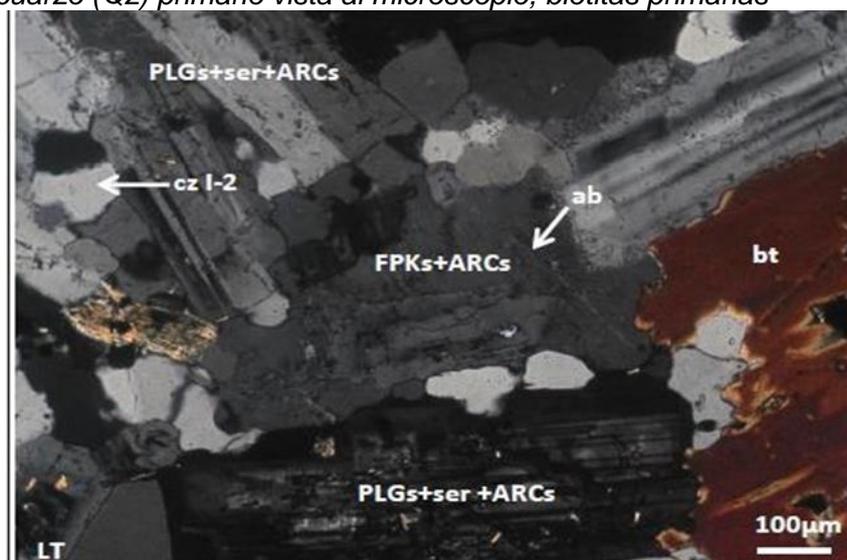
Nota: Datos propios de la Unidad Minera en estudio

Evento temprano

Este proceso se asocia al pórfido cuarzodiorítico y diorita premineral, aflorante al Oeste de la Falla Micalaco, esta roca intrusiva posee plagioclasas con superficies con débil alteración por sericitización y agilizadas con cuarzo, primario cristales de biotita y anfíboles débilmente cloritizados, feldespatos potásicos con exsoluciones de albita y cristales de esfena y minerales ferromagnesianos (biotita) y agregados criptocristalinos de arcillas. (Figura 2)

Figura 2

Diorita con cuarzo (Qz) primario vista al microscopio, biotitas primarias



Nota. Adaptado del informe interno realizado por BizaLab en 2019.

Evento Potásico Filico

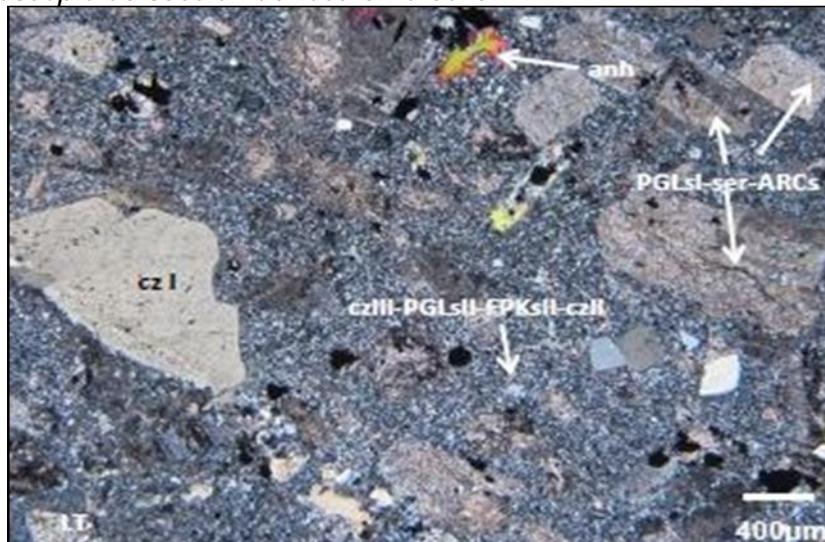
Evento que se localiza al centro del depósito, definido como stock work, posee un intenso fracturamiento por la presión de los magmas ascendentes. Es la etapa principal, se produce la introducción de mineralización de Cu y Mo con presencia de vetillas de cuarzo con mineralización de sulfuros de Cu y Mo.

Los fragmentos de roca constituyentes de la brecha se encuentran alterados por sericita que afecta a fenocristales y matriz y con cavidades rellenas por agregados de turmalina, fenocristales de cuarzo y plagioclasas alteradas a sericita y arcillas en matriz de pequeños cristales de cuarzo.

La anhidrita hace su aparición manifestándose como cristales de formas irregulares que ocurren como relleno de fracturas acompañados de cuarzo, calcopirita, piritita y relictos de feldespatos potásicos que se presentan como cristales tabulares fracturados con bordes corroídos con macla de Carlsbad, algunos de ellos se han depositado en las fracturas junto a la anhidrita y mineralización de sulfuros.

Figura 3

Vista al microscopio de sección de roca en brecha



Nota. Adaptado del informe interno realizado por BizaLab en 2019.

El emplazamiento del intrusivo de Dacita Porfírica, como un evento posterior aporta mineralización de sulfuros. Este proceso se asocia a la generación de magmas relacionados con mineralización son moderadamente hidratados y ricos en metales,

presencia de cuarzo primario y cristales de plagioclasas alteradas a biotita secundaria y sericita en sus intersticios. En esta etapa se produjo la alteración potásica en el núcleo del sistema gradando a una alteración filica en la periferia. La presencia de anhidrita-yeso en el yacimiento Toquepala es una guía importante que relaciona la filiación del mineral económico de Cu-Mo, su presencia es un indicativo de zonas de actividad hidrotermal importante cuyo fluido encontró en las cajas el ambiente ideal para la precipitación de sulfuros, sulfatos y carbonatos. La Dacita porfírica es la roca caja presente en el yacimiento en el halo potásico- filico, macroscópicamente se encuentra alterada por cuarzo-sericita, macroscópicamente es de color blanco, compacta, presenta una textura porfírica con cristales de plagioclasas, cuarzo y feldespato potásico, la matriz es afanítica silicificada, posee venillas que incluyen cristales de pirita y calcopirita. (Figura 4)

Figura 4

Vetilla de anhidrita, calcopirita y yeso



Nota. Adaptado del informe interno realizado por BizaLab 2019.

Esta roca posee un microfacturamiento y cavidades que han sido rellenas por cristales de cuarzo muy fino acompañados por minerales opacos, yeso y anhidrita. (Figura 5). La anhidrita se presenta como cristales anhedrales con formas irregulares, una primera ocurrencia se da como rellenos de fracturas y cavidades junto con mineralización de calcopirita, pirita y bornita, sílice y yeso, pero también una segunda ocurrencia se presenta

en oquedades y microfracturas de plagioclasas y cuarzo primario, lo cual evidencia su génesis posterior por el fluido hidrotermal que precipita sulfato en estos microambientes. Es destacable también la presencia de yeso en una primera generación como agregados fibrosos rellenando cavidades junto con mineralización de calcopirita, pirita y anhidrita. La presencia de carbonatos como cristales pequeños rellenando finas fracturas y como alteración de las plagioclasas. Otra de las rocas caja presentes es la Dacita porfírica brechada con fenocristales de plagioclasas, cuarzo y feldespato potásico, vista macroscópicamente, la matriz es afanítica silicificada, la anhidrita en este ambiente se encuentra rellenando fracturas, la matriz está reemplazada por cristales de cuarzo muy finos con presencia de sericita en sus intersticios y con fracturas y cavidades rellenas por anhidrita, pirita y calcopirita. La anhidrita está constituida por cristales anhedrales que rellenan cavidades y fracturas muy finas del orden del milímetro acompañadas por mineralización de calcopirita y pirita y sílice y también dentro de oquedades de las plagioclasas y cuarzo primario. La mineralización de calcopirita viene con la anhidrita, la matriz esta reemplazada por pequeños agregados de cuarzo y a la vez con sericita microescamosa donde también la anhidrita está presente.

Figura 5

Anhidrita en afloramiento de roca intrusiva rellena cavidades en matriz de cuarzo-sericita



Nota. Adaptado del informe interno realizado por BizaLab 2019.

Evento Filico

La mineralización se da en vetillas y la alteración forma el ensamble cuarzo-sericita-Pirita, es destacable la presencia de yeso hidrotermal, sumamente importante, formando la tercera generación como guía para la mineralización de mineral de baja ley de Cobre y Molibdeno, se encuentra también presente en el Yacimiento finalizando el halo filico hacia el halo propilitico en rocas del tipo diorita. De manera análoga, el yeso fibroso se presenta en parte de una microfractura rodeada por la alta alteración cuarzo-sericita de la matriz microgranular, en la cual coexisten cristales muy finos de cuarzo y mineralización de pirita. Una tercera generación de yeso es la presente en fracturas que cortan a mineralización de pirita y calcopirita y a la vez corta la matriz alterada a sericita y cristales de cuarzo primario relicticos con mineralización de pirita diseminada.

Evento Propilitico

Evento que se localiza en la periferia del depósito, es el halo que mayor desarrollo tiene y que afecta a rocas volcánicas y a intrusivos dioríticos, zona donde ocurren procesos de hidrólisis, hidratación, carbonatación.

El mineral característico es la presencia de epidota y/o clorita, el agua, carbonatos y azufre pueden agregarse a la roca y comúnmente se presentan también albita, calcita y pirita. Este tipo de alteración representa un grado bajo de hidrólisis de los minerales de las rocas y por lo mismo su posición en zonas alteradas tiende a ser marginal.

Los minerales constituyentes de los stocks dioríticos como las plagioclasas y anfíboles se encuentran cloritizados, la albita se presenta en forma de exsoluciones en las superficies de los feldespatos, los piroxenos y anfíboles se encuentran cloritizados.

El cuarzo se presenta también como agregados policristalinos que rellenan fracturas en la matriz de la roca acompañados de sericita y carbonatos, epidota y anfíboles.

Evento Argílico Supérgeno

Evento que se localiza al extremo Nor-Oeste, quedando como un remanente en la periferia del depósito, es el halo que mayor desarrollo tiene y que afecta a rocas volcánicas y a intrusivos dioríticos, zona donde ocurren procesos de hidrólisis, hidratación y

carbonatación. Se reconoce la alteración argílica intermedia, la cual consiste en arcillas (caolinita, montmorillonita), muscovita, calcita \pm cuarzo; se desarrolla en rangos de pH entre 4 y 5.

La caolinita se forma a temperaturas $<300^{\circ}\text{C}$, típicamente en el rango $<150^{\circ}\text{-}200^{\circ}\text{C}$; a $>300^{\circ}\text{C}$ la fase estable es pirofilita y la dickita se forma en el rango intermedio; la

halloysita (grupo del caolín) se presenta como alteración supérgena. Los capping determinados son el Hematítico y el Jarositico, que es el ciclo de lixiviación y enriquecimiento con Jarosita en un 30%, hematita en un 60% y Goethita en un 10% del sector de la zona identificada como argílica.

Evento Hidrotermal Tardío: Yeso/Anhidrita

La presencia de este mineral (Sulfato de Calcio) debido a un evento hidrotermal tardío que se ha emplazado en el Pit principalmente en los niveles más profundos de este, la primera evidencia o el tope de yeso se tiene en el nivel 3100 zona Oeste del tajo y posee un buzamiento hacia el Este donde se evidencia en el nivel 2990 controlado por las estructuras locales más importantes como la falla Micalaco en el sector Sur donde se pierde al interceptar la falla así como otras estructuras importantes.

Existen 2 tipos de yeso característico en el yacimiento, el alabastro que se puede encontrar en las partes más superficiales de la ocurrencia del sulfato y por otra parte el yeso anhidrita que se puede observar principalmente en los niveles más profundos del Pit donde se presenta rellenando cavidades en las brechas y diseminado en la matriz de las rocas intrusivas, muy puntualmente se encuentra el yeso selenita o cristalizado en la zona Norte del Pit asociado a la presencia de brechas hidrotermales.

2.2.4 Yacimiento

El yacimiento es de gran tamaño (más de 1 km de diámetro, por más de 1Km de profundidad). De forma exterior cónica y de paredes verticales. Pórfido de Cobre subordinado a una chimenea de brecha y pórfido dacítico.

Ha sufrido procesos de erosión, oxidación y enriquecimiento secundario. Su sobrecarga estéril está compuesta aproximadamente por 150 m de material lixiviado. Antes

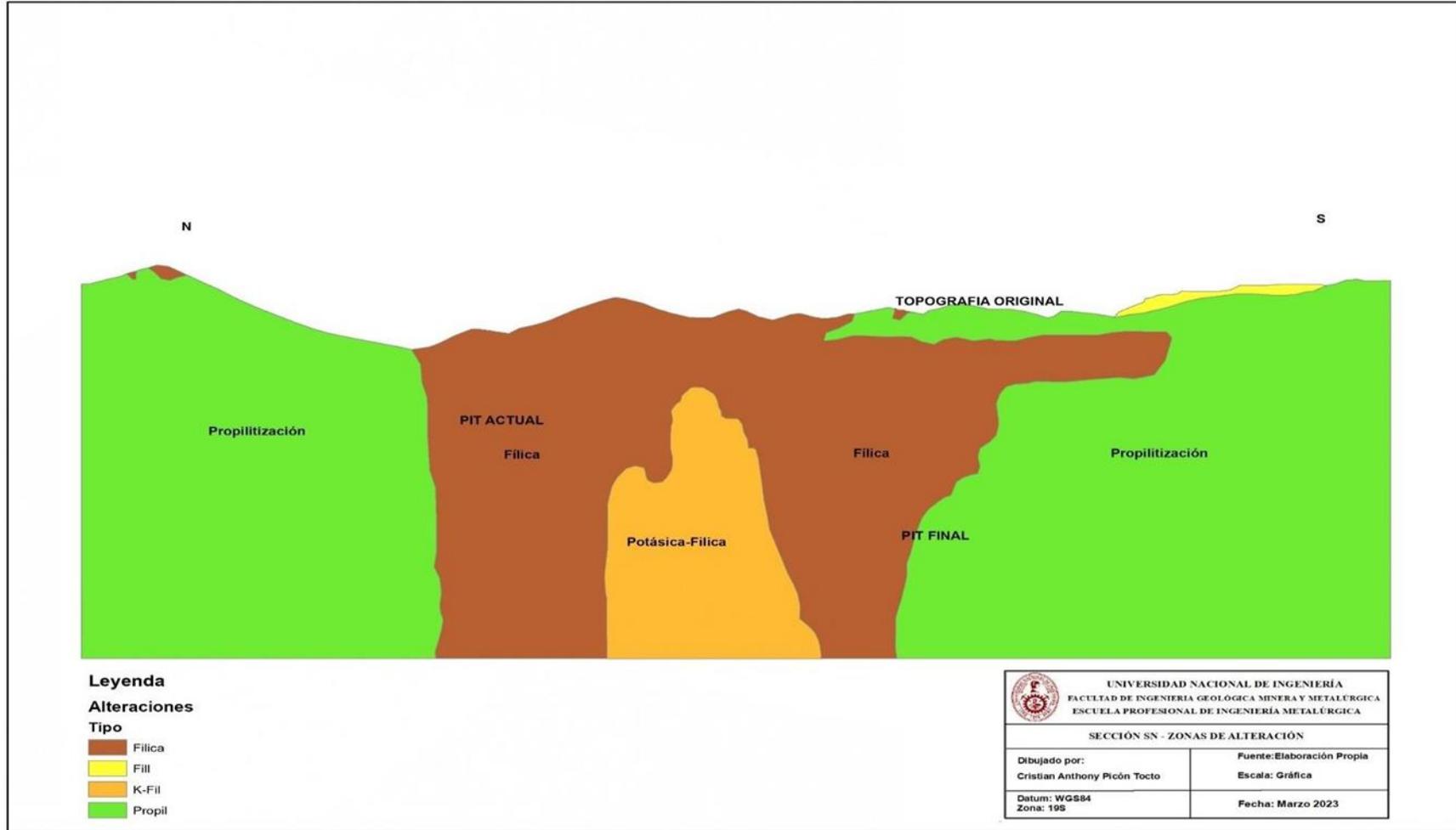
de iniciarse la explotación se calculó en más de 150 metros.

El depósito está situado en un terreno que fue sometido a intensa actividad ígnea, incluyendo gran variedad de fenómenos eruptivos, los que se registraron hace 70 millones de años – periodo Cretáceo Terciario; esta actividad produjo en enormes cantidades de material ígneo, el que fue acumulado en una serie de mantos de lava volcánica, hasta completar un espesor de 1500 metros y que constituyeron el basamento regional el mismo que está compuesto por derrames alternados de andesita, andesita y aglomerados inclinados ligeramente hacia el oeste.

La evolución del yacimiento de la Unidad Minera en estudio está genéticamente relacionada a dos tipos de eventos magmáticos, el primero de naturaleza volcánica con la deposición de derrames intercalados de andesitas y riolitas, el segundo de tipo intrusivo con emplazamientos sucesivos de cuerpos mayores de diorita-granodiorita, seguida de pequeños stocks de dacitas, monzonitas cuarcíferas y latitas, ocurridos en el Terciario inferior y ubicados a pocos kilómetros de la superficie.

Figura 6

Perfil de alteraciones en el yacimiento en estudio.



Nota. Elaboración propia.

2.2.5 Geología económica

Económicamente, la mina en estudio extrae principalmente, sulfuros de cobre como calcopirita (CuFeS_2), calcosita (Cu_2S), bornita (Cu_5FeS_4), por concentración y lixiviación. En segundo lugar, presenta molibdenita (MoS_2), como un subproducto de la concentración del cobre.

El yacimiento es a cielo abierto con un diámetro promedio de 1,9 km. y desarrollado en bancos de 15 m desde el nivel 3,655 hasta el 2620.

La unidad minera registró una producción de cobre en el año 2021 de 878.2 millones, 56.0 millones de libras menos que las 934.3 millones de libras producidas en el año 2020 y 180.7 millones de libras menos producidas en el año 2022 de acuerdo con un reciente informe de resultados. La disminución neta en la producción de cobre dentro de la unidad minera en el período anual mencionado se debió a las menores leyes de mineral resultado del reinicio de actividades de desbroce que tuvieron que ser reprogramadas el año 2021 a consecuencia de la pandemia.

En tanto, la producción de molibdeno, su principal subproducto, en el año 2021 la producción de molibdeno fue de 32.7 millones de libras, comparada con 31.4 millones de libras en 2020, que representa un aumento de 1.3 millones de libras y para el año 2022 la producción fue de 24.9 millones, 7.8 millones menos a lo producido en el 2021.

Finalmente, la producción de plata en el año 2022 fue de 4.5 millones de onzas, comparadas con 5.7 y 5.4 millones de onzas en el año 2020 y 2021 respectivamente.

Fuente: Ministerio de Energía y Minas - DPM. 2021-2022.

2.3 Descripción del proceso productivo de la concentradora

2.3.1 Aspectos Generales

La Planta Concentradora en estudio se encuentra ubicada en el distrito de Ilabaya, provincia de Jorge Basadre y departamento de Tacna a unos 3100 msnm.

La planta procesa minerales de cobre-molibdeno y el tonelaje nominal de tratamiento es de 60, 000 TM/día siendo la ley promedio de cabeza 0.6 % de Cu y de 0.035 % para Mo.

El tipo de proceso metalúrgico que se utiliza es primeramente una flotación colectiva de Cu-Mo para luego ser separados bajo una flotación diferencial y obtener un concentrado de Cu y otro de Mo.

La planta cuenta con 6 secciones principales las cuales son: Chancado primario, Chancado Secundario y terciario, Planta de Cobre (molienda y flotación colectiva), Planta de Molibdeno (flotación diferencial), Planta de filtros y Relaves.

La Sección de Chancado primario cuenta con dos chancadoras giratorias (capacidad nominal de 6,500 TM/hr) y se encuentra ubicado cerca al tajo minero. El producto de chancado primario es aproximadamente de 6.5".

La Sección de Chancado secundario y terciario cuenta con 3 líneas de producción (1000 TM/Hr cada línea), cada una de las cuales poseen chancadoras cónicas y zarandas vibratorias. Esta sección opera en circuito abierto y su producto final es de 12% + M 1 / 2".

La Sección molienda recibe el mineral chancado y cuenta en total con 33 molinos (barras y bolas) tanto para molienda primaria y secundaria, el producto de molienda es de 17%+M65, que es enviado a la flotación colectiva.

La Sección flotación de la Planta de cobre pasa primero por una flotación Rougher, siendo el concentrado obtenido enviado a los molinos de remolienda (8 en total) y la cola es enviado a los espesadores de relaves. El producto remolido es flotado en las celdas columna donde se obtiene el concentrado Bulk (Cu&Mo) y la cola es enviada a una flotación Scavenger. La Planta de Molibdeno recibe el concentrado colectivo previamente espesado de laPlata de cobre, donde mediante la adición de NaSH se logra deprimir el cobre y flotar el molibdeno. La cola de la Planta de Molibdeno (concentrado de cobre) es enviado a la Planta de Filtros y el concentrado filtrado es almacenado en bolsas de aproximadamente 2 Ton para su posterior comercialización.

La Planta de Filtros cuenta con 2 filtros horizontales Larox que filtran el concentrado de cobre hasta una humedad de 8 a 9% que es depositado en vagones para su posterior traslado a la fundición de Ilo.

La Sección Relaves cuenta con 3 espesadores que se encargan de recuperar el

agua que será usada nuevamente en la Planta Concentradora. La descarga de los espesadores es enviada al embalse de relaves.

2.3.2 Chancado Primario

En esta sección se cuenta con 2 chancadoras primarias del tipo giratoria (1 en stand-by) de dimensiones 60' x 113', una potencia de 1000 HP y capacidad nominal de 6500 TM/hr. Estas chancadoras tienen una abertura de alimentación de 60" (1525 mm) y un set de descarga de 6.5".

La descripción de los principales equipos numerados en el diagrama de flujo de chancado primario se muestra en la Tabla 3.

Tabla 3

Principales equipos de la etapa de Chancado Primario

N°	Descripción	Dimensiones	Potencia	Cantidad
1	Chancadora giratoria Fuller	60'x113'	300 HP	2
2	Alimentador de placas a faja de sacrificio	62"	-	2
3	Faja de sacrificio 2100	84" x 302'-8'	500 HP	1
4	Faja transportadora 2200	72" x 7394'-9"	1750 HP	1
5	Pila de intermedios N°1	140,000 TMS	-	1
6	Alimentador de placas área 2300	60"	150 HP	4
7	Faja transportadora 2300	60" x 662'-11'	400 HP	1
8	Plan de intermedios N° 2	78,000 TMS	-	1

Nota. Elaboración propia.

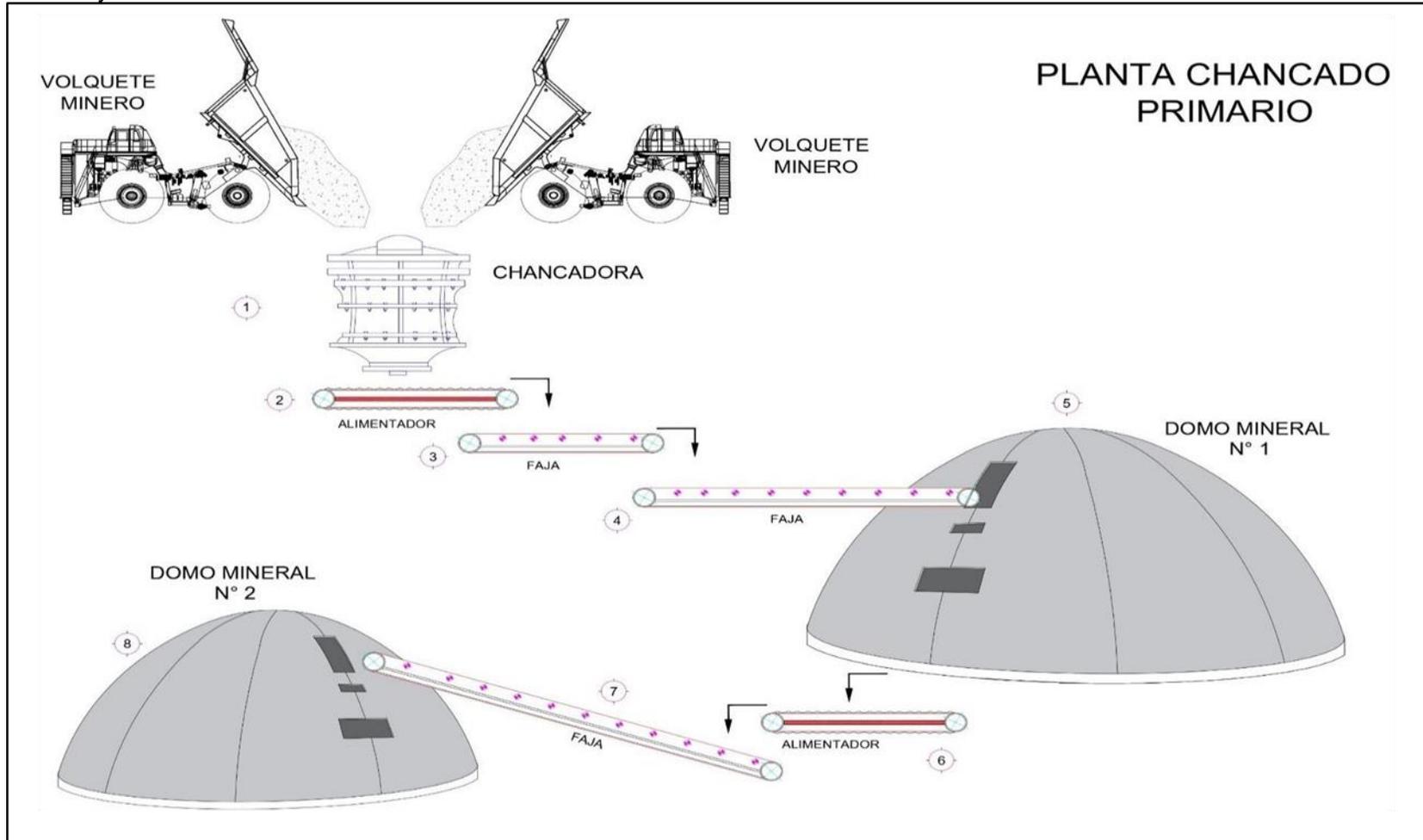
Por guardia aproximadamente se descargan alrededor de 220 volquetes mineros que hacen un tonelaje promedio de 70,00 TMH por día y el % de tiempo operativo de la chancadora es de 80 a 85 %.

La chancadora primaria está ubicada en mina y cuenta con una tolva de regulación de alimentación de 350 toneladas que recibe el mineral de la descarga de los volquetes y tritura las rocas obteniendo un tamaño aproximado de 6.5 pulgadas.

Además, cada chancadora primaria cuenta con un rompedor de rocas de Serie BXR 65 (Breaker Technology) que da 341-488 golpes/minuto en carrera larga y 454-649 golpes/minuto en carrera corta. Este mecanismo se encarga de romper las rocas que son demasiado grandes para ser alimentadas directamente a la chancadora.

Figura 7

Diagrama de flujo de Chancado Primario



Nota. Elaboración propia.

El mineral triturado por cada chancadora primaria es depositado en una tolva de compensación en la descarga de la chancadora de 720 Toneladas y luego es conducido mediante 2 alimentadores hacia la faja de sacrificio (faja 2100), que cuenta con un detector de metales y un electroimán en la cabecera de la faja para evitar que materiales inchancables afecten en los procesos de conminución posteriores.

La faja de sacrificio tiene un motor de 500 HP, una velocidad de 3.99 m/s y una capacidad de 8275 TM/hr. En esta área también se cuenta con 2 colectores de polvo.

Luego, el mineral es llevado de la faja de sacrificio hacia la faja 2200, que transporta dicho mineral por medio de un túnel hacia la pila de intermedios N° 01. Esta faja cuenta con 2 motores de 1750 HP, tiene una velocidad de 4.57 m/s y una capacidad de 8275 TM/hr.

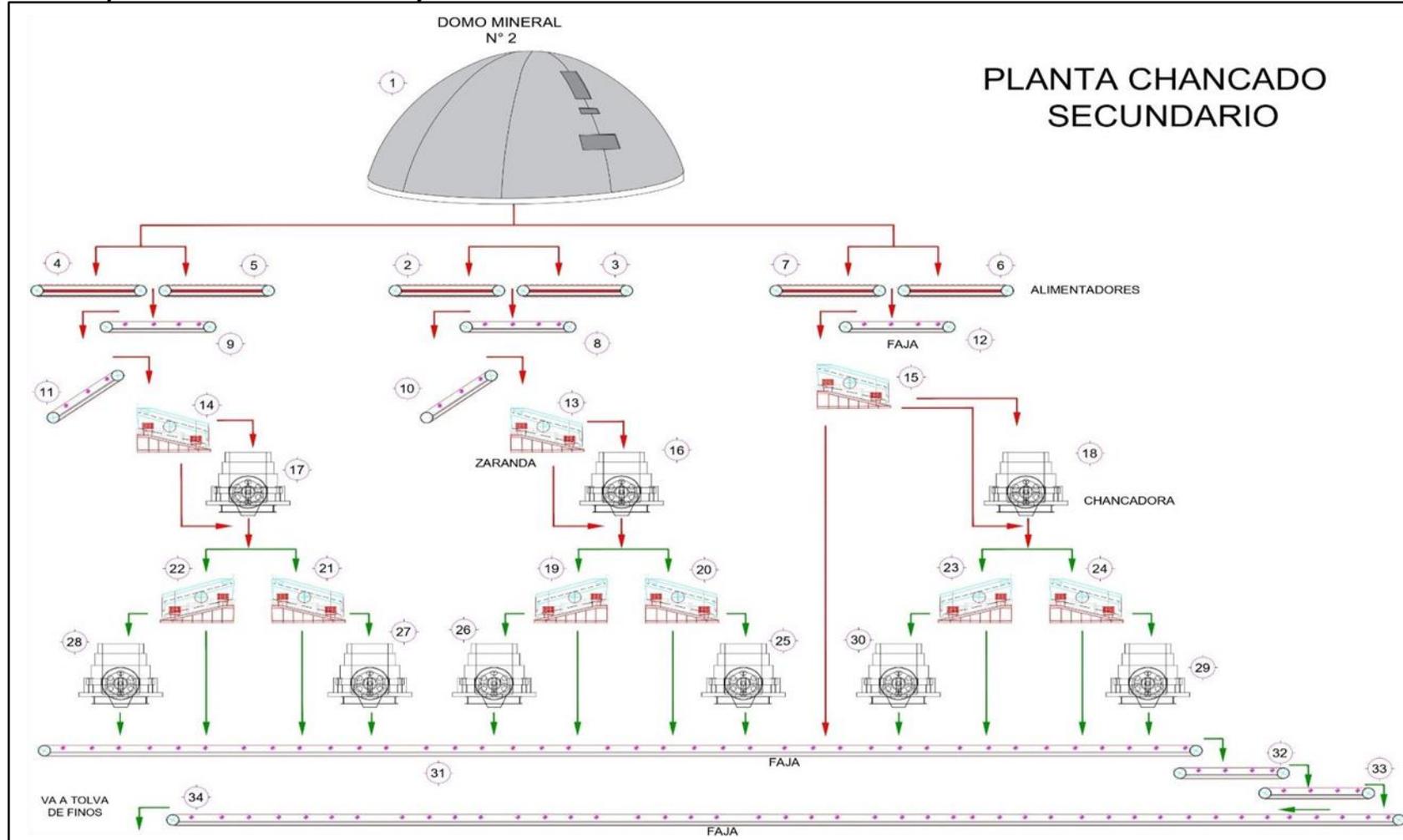
Posteriormente, el mineral es transportado por 4 alimentadores de placas (AF 001, AF 002, AF 003 y AF 004) y una faja transportadora (Área 2300) hacia una segunda pila de intermedios, donde es almacenado para posteriormente ser alimentado a las chancadoras secundarias. La faja transportadora del área 2300 tiene un motor de 400 HP, una velocidad de 3.81 m/s, una capacidad de 3436 TMPH y también cuenta con un detector de metales y un electroimán en la cabecera de la faja.

2.3.3 Chancado Secundario y Terciario

Esta sección cuenta con 3 lados de conminución del mineral ubicados en paralelo: Lado A, Lado B y el Lado C (Figura 8).

Figura 8

Diagrama de flujo de Chancado Secundario y Terciario



Nota. Elaboración propia.

Tabla 4*Principales equipos de la etapa de Chancado Secundario y Terciario*

N°	Descripción	Dimensiones	Potencia	Cantidad
1	Pila de intermedios N° 02	78,000 TMS	-	1
2	Alimentador de placas 2A	48"	15 HP	1
3	Alimentador de placas 3A	48"	15 HP	1
4	Alimentador de placas 2B	48"	15 HP	1
5	Alimentador de placas 3B	48"	15 HP	1
6	Alimentador tipo belt feeder 2C	54" x 4.5 m	18.8 HP	1
7	Alimentador tipo belt feeder 3C	54" x 4.5 m	18.8 HP	1
8	Faja transportadora 3A	54" x 82'	7.5 HP-	1
9	Faja transportadora 3B	54" x 82'	7.5 HP	1
10	Faja transportadora 4A	54" x 592'	200 HP	1
11	Faja transportadora 4B	54" x 592'	200 HP	1
12	Faja transportadora 4C	54" x 592'	200 HP	1
13	Zaranda vibratoria N° 05	7' x 14'	-	1
14	Zaranda vibratoria N° 06	7' x 14'	-	1
15	Zaranda vibratoria N° 09	8' x 16'	-	1
16	Chancadora secundaria MP 800-1	-	800 HP	1
17	Chancadora secundaria MP 800-2	-	800 HP	1
18	Chancadora secundaria MP 800-3	-	800 HP	1
19	Zaranda vibratoria N° 01	7' x 14'	-	1
20	Zaranda vibratoria N° 02	7' x 14'	-	1
21	Zaranda vibratoria N° 03	7' x 14'	-	1
22	Zaranda vibratoria N° 04	7' x 14'	-	1
23	Zaranda vibratoria N° 07	8' x 16'	-	1
24	Zaranda vibratoria N° 08	8' x 16'	-	1
25	Chancadora terciaria HP 700-1	-	700 HP	1
26	Chancadora terciaria HP 700-2	-	700 HP	1
27	Chancadora terciaria HP 700-3	-	700 HP	1
28	Chancadora terciaria HP 700-4	-	700 HP	1
29	Chancadora terciaria HP 800-5	-	800 HP	1
30	Chancadora terciaria HP 800-6	-	800 HP	1
31	Faja transportadora N° 05	60" x 267'	-	1
32	Faja transportadora N° 06	54" x 394'	-	1
33	Faja transportadora N° 07	54" x 754'	-	1
34	Faja transportadora N° 08	54" x 1670'	-	1

Nota. Elaboración propia.

Descripción del Lado A de Ch. Secundario

El mineral de la Pila de Intermedios N° 2 es transportado a la faja 3A mediante 2 alimentadores (2A y 3A) tipo oruga de 48" y 15 HP de potencia.

La faja 3A de 54" x 82' tiene una potencia de 7.5 HP, una velocidad de 1.33 m/s y una capacidad de 1089 TM/hr, esta faja traslada el mineral hasta la faja 4A de 54" x 592', una potencia de 200 HP, una velocidad de 1.78 m/s y una capacidad de 1089 TM/hr que deposita el mineral en la zaranda secundaria N° 5.

Esta zaranda de 7' x 14' presenta solo un deck de abertura 76 x 100 mm y clasifica el mineral producto de chancado primario. El over size (sobre-tamaño) de la zaranda es enviado hacia la chancadora secundaria de tipo cónica MP 800-1 que presenta una potencia de 800 HP, una capacidad de 750 TM/hr y un set de descarga de 1 ½".

La descarga de esta chancadora se junta con el under size de la zaranda N° 5 y son enviados al distribuidor de carga para las zarandas terciarias.

Las zarandas terciarias N° 1 y N° 2 son de dimensiones 7' x 14' teniendo un solo deck de abertura 14 x 14 mm. Los over size de estas zarandas son enviados a las 2 chancadoras terciarias del tipo cónicas HP 700-1 y HP 700-2. Estas chancadoras tienen una potencia de 700 HP, una capacidad de 382 TM/hr y un set de descarga de 1/2". Las descargas de estas chancadoras se juntan con los under-size de las zarandas en la faja N°5 formando el producto final de chancado Lado A.

Descripción del Lado B de Ch. Secundario

El mineral de la Pila de Intermedios 2 es transportado a la faja 3B mediante 2 alimentadores (2B y 3B) tipo oruga de 48" y 15 HP de potencia. La faja 3B de 54" x 82' tiene una potencia de 7.5 HP, una velocidad de 1.33 m/s y una capacidad de 1089 TM/hr, esta faja traslada el mineral hasta la faja 4B de 54" x 592', una potencia de 200 HP, una velocidad de 1.78 m/s y una capacidad de 1089 TM/hr que deposita el mineral en la zaranda secundaria N° 6.

Esta zaranda de 7' x 14' presenta solo un deck de abertura 76 x 100 mm y clasifica el mineral producto de chancado primario. El over size (sobre-tamaño) de la zaranda es enviado hacia la chancadora secundaria de tipo cónica MP 800-2 que presenta una potencia de 800 HP, una capacidad de 750 TM/hr y un set de descarga de 1 ½". La descarga de esta chancadora se junta con el under size de la zaranda N° 6 y son enviados

al distribuidor de carga para las zarandas terciarias.

Las zarandas terciarias N° 3 y N° 4 son de dimensiones 7' x 14' teniendo un solo deck de abertura 14 x 14 mm. Los over size de estas zarandas son enviados a las 2 chancadoras terciarias del tipo cónicas HP 700-3 y HP 700-4.

Estas chancadoras tienen una potencia de 700 HP, una capacidad de 382 TM/hr y un ser de descarga de 1/2". Las descargas de estas chancadoras se juntan con los under-size de las zarandas en la faja N°5 formando el producto final de chancado Lado B.

Descripción del Lado C de Ch. Secundario

El mineral de la Pila de Intermedios 2 es transportado a la faja 4C mediante 2 alimentadores (3C y 4C) tipo Belt Feeder de 54" x 4.5 m, 18.8 HP de potencia, velocidad de 0.38 m/s y una capacidad de 1200 TM/hr.

La faja 4C de 54" x 592' tiene una potencia de 200 HP, una velocidad de 1.46 m/s y una capacidad de 1200 TM/hr, esta faja deposita el mineral en la zaranda secundaria N° 9. Esta zaranda secundaria de 8' x 14' es de doble deck de aberturas 50 x 104 mm y 14 x 14 mm clasificando el mineral producto de chancado primario.

El over size del primer deck de la zaranda es enviado hacia la chancadora secundaria de tipo cónica MP 800-3 que presenta una potencia de 800 HP, una capacidad de 750 TM/hr y un set de descarga de 1 1/2". La descarga de esta chancadora se junta con el over size del segundo deck de la zaranda secundaria N° 9 y son enviados al distribuidor de carga para las zarandas terciarias.

Las zarandas terciarias N° 7 y N° 8 son de dimensiones 8' x 16' teniendo doble deck de aberturas 33 x 113 mm y 14x14 mm. Los over size de estas zarandas son enviados a las 2 chancadoras terciarias del tipo cónicas MP 800-5 y MP 800-6. Estas chancadoras tienen una potencia de 800 HP, una capacidad de 382 TM/hr y un ser de descarga de 1/2". Las descargas de estas chancadoras se juntan con los under-size de las zarandas terciarias y el under size del segundo deck de la zaranda secundaria N° 9 en la faja N°5 formando el producto final de chancado Lado C.

2.3.4 Molienda

El mineral producto de chancado es enviado hacia la tolva de finos con capacidad de 25,000 TMS que alimenta a las 5 secciones de molienda de la Planta Concentradora (Figura 9).

Las primeras 4 secciones cuentan cada una con 2 semi-secciones respectivamente, cada una de las cuales tiene 4 fajas horizontales N° 9 de velocidad variable y de 31 a 93 TM/hr de capacidad, estas fajas reciben el mineral chancado de la tolva de finos y lo transportan hacia la faja horizontal N° 10 de 5 HP de potencia y 300 TM/hr de capacidad, estas fajas N° 10 a su vez transportan el mineral hacia la faja inclinada N° 11, de 7.5 HP y 300 TM/hr, que alimenta al molino de barras Marcy de 10' x 14' y 800 HP de potencia (circuito abierto directo).

Tabla 5

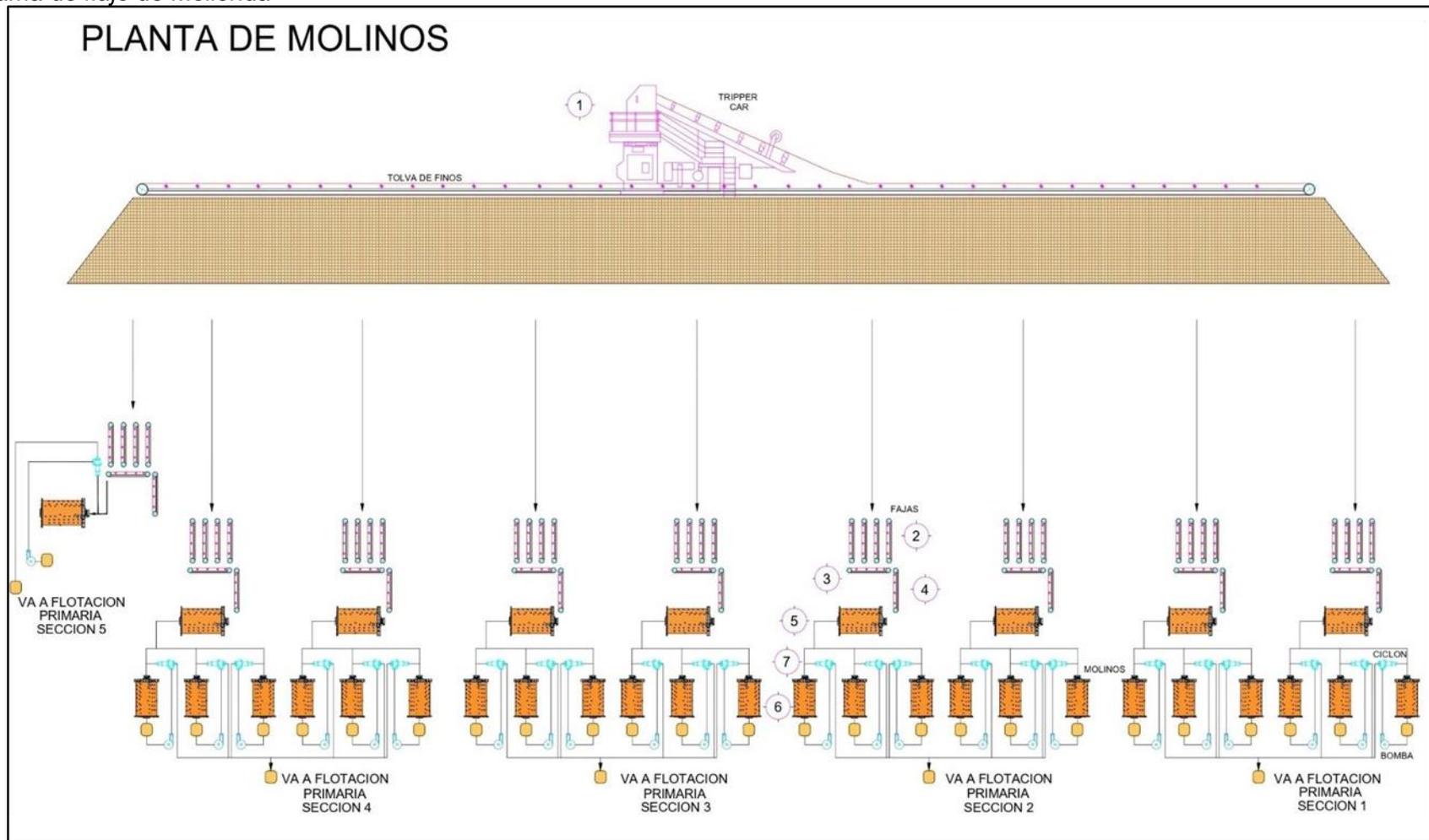
Principales equipos de la etapa de Molienda

N°	Descripción	Dimensiones	Potencia	Cantidad
1	Tolva de finos	25, 000 TMH	-	1
2	Fajas trasportadoras N° 9	48" X 109 '	5 HP	32
3	Fajas trasportadoras N° 10	30" X 168'-2"	5 HP	8
4	Fajas trasportadoras N° 11	30" X 132' - 3"	7.5 HP	8
5	Molinos de barras	10' X 14 '	800 HP	8
6	Molinos de bolas	10.5'X 13'	800 HP	24
7	Hidrociclones Krebs	D-26"	-	24
8	Molino de Bolas Fuller	21' X 33.5'	9500 HP	1
9	Nido de hidrociclones Krebs	D-26"	-	8

Nota. Elaboración propia.

Figura 9

Diagrama de flujo de Molienda



Nota. Elaboración propia.

La descarga de cada molino de barras alimenta a 3 molinos de bolas de 10.5' x 13' en circuito cerrado directo trabajando cada molino con un hidrociclón inclinado tipo Krebs de 26 pulgadas de diámetro. El rebose de los hidrociclones sale con tamaño de partícula de 200 um que es enviado a las celdas de flotación colectiva.

La sección 5 está conformada por un molino de bolas Fuller de 21' x 33.5' y 9500 HP que recibe el mineral directamente de la tolva de finos por medio de las fajas N° 10 y N° 11 de la sección 5. Este molino de bolas opera en circuito cerrado directo con un nido de 8 hidrociclones Krebs (2 en stand-by) de 26 pulgadas de diámetro. El rebose del nido de hidrociclones con tamaño de partícula de 200 um también es enviado a las celdas de flotación colectiva.

2.3.5 Flotación colectiva de Cu-Mo

A continuación, en la Tabla 6 se muestra la descripción de los principales equipos de la sección de flotación colectiva Cu – Mo.

Tabla 6

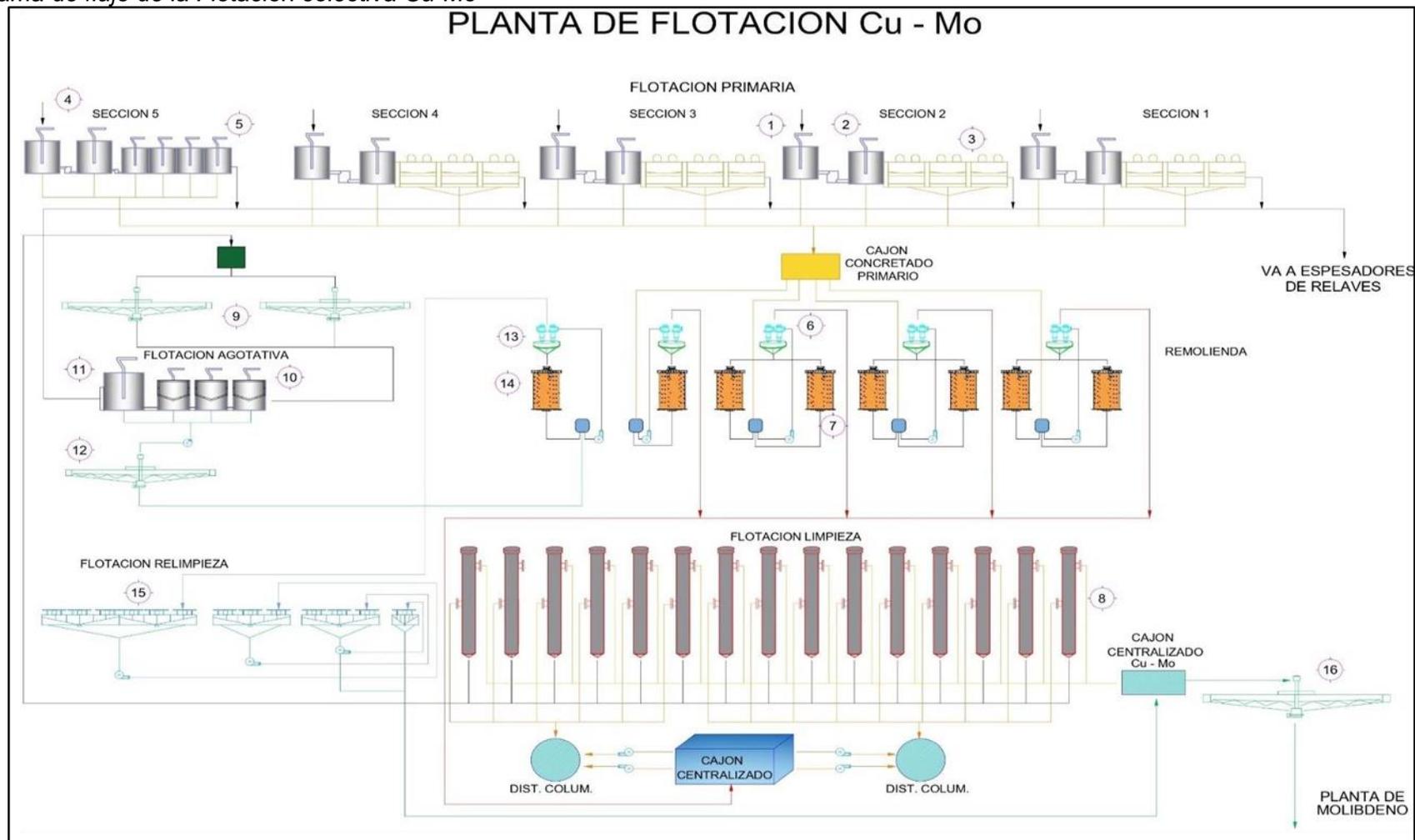
Principales equipos de la etapa de Flotación colectiva Cu-Mo

N°	Descripción	Dimensiones	Potencia	Cant.
1	Celda de flotación wemco	130 m3	200 HP	4
2	Celda de flotación Outokumpu OK	100 m3	180 HP	4
3	Celda de flotación Wenco	42 m3	125 HP	24
4	Celdad de flotaciónWemco Sección 5	130 m3	200 HP	2
5	Celdad de flotaciónWemco Sección 5	60 m3	100 HP	4
6	Hidrociclones Krebs (Remolienda Conc, Rougher)	D-15"	-	7
7	Celdas de flotación Columna	8' X 13'	350 HP	7
8	Espesadores intermedios Midding N° 1 y N°2	8' X 40'	-	15
9	Nido de hidrocarburos Jrebs	-	-	2
10	Celda de flotación Outokumpu OK	50 m3	100 HP	3
11	Celdad de flotación Wemco (Flotación Svavenger)	60 m3	-	1
12	Espesadores intermedios Midding N° 4	-	-	1
13	Hidrociclones Krebs (Remolienda Conc, Scavenger)	D-15"	-	1
14	Molino de bolas (Remolienda Conc, Scavenger)	8' x 13'	350 HP	1
15	Celda de flotación Agitair	1.13 m3	-	48
16	Tanque de concentrado colectivo (Cu-Mo)	1140 x 10.5 '	7.5 HP	1

Nota. Elaboración propia.

Figura 10

Diagrama de flujo de la Flotación colectiva Cu-Mo



Nota. Elaboración propia.

La flotación colectiva Cu-Mo de la Planta Concentradora cuenta con 5 secciones de flotación primaria o Rougher.

Las 4 primeras secciones reciben el mineral del rebose de los hidrociclones (tamaño promedio de 200 μm y 36 % de sólidos) de molienda secundaria y cuentan cada una con 1 celda de flotación Wemco de 130 m^3 , 1 celda de flotación Outokumpu de 100 m^3 y 6 celdas de flotación Wemco de 42 m^3 . La sección 5 cuenta con 2 celdas de flotación Wemco de 130 m^3 y 4 celdas de flotación Wemco de 60 m^3 .

El concentrado de la flotación Rougher de las 5 secciones es enviado al cajón de concentrado primario, de donde se distribuye hacia los 7 molinos de remolienda 8' x 13' que operan en circuito cerrado inverso con hidrociclones Krebs de 10 pulgadas de diámetro. El rebose de los hidrociclones es enviado a un cajón centralizado que reparte la carga hacia las celdas columna de 8' x 40'. Las primeras 7 columnas de flotación son alimentadas por el Distribuidor Sur y las restantes 8 por el Distribuidor Norte. Estas celdas columna utilizan lanzas de aire Minovex y Slamjet. El concentrado de las celdas columna es el concentrado final de Cu-Mo y es enviado al cajón centralizado, de donde posteriormente se lleva al espesador de concentrado colectivo TK-140 de 140 x 16.5 pies.

Las colas de las celdas columna son enviadas hacia los espesadores intermedios Middling N° 1 y N° 2, la descarga de estos espesadores alimenta a la etapa de flotación Scavenger la cual cuenta con 3 celdas Outokumpu de 50 m^3 y una celda Wemco de 60 m^3 . La cola de la flotación Scavenger se junta con la cola de la flotación Rougher y conforman la cola final de la Planta de Cobre que es enviada hacia los espesadores de relaves. El concentrado de la flotación Scavenger es enviado hacia un espesador intermedio Middling N° 4 cuya descarga alimenta al molino de remolienda N° 8 (8 x 13 pies) que opera en circuito inverso con un hidrociclón Krebs de 10 pulgadas de diámetro.

El rebose de este hidrociclón alimenta a la etapa de Recleaner el cual consta de 48 celdas Agitair de 1.13 m^3 y 4 etapas Recleaner. La cola Recleaner se junta con las colas de las celdas columna y son enviadas hacia los espesadores intermedios Middling N° 1 y N° 2. El concentrado Recleaner es enviado al cajón centralizado de Cu-Mo de donde

posteriormente se manda al espesador de concentrado colectivo TK-140.

2.3.6 Flotación de Mo

A continuación, en la Tabla 7 se muestra la descripción de los principales equipos de la sección de flotación selectiva de Mo.

Tabla 7

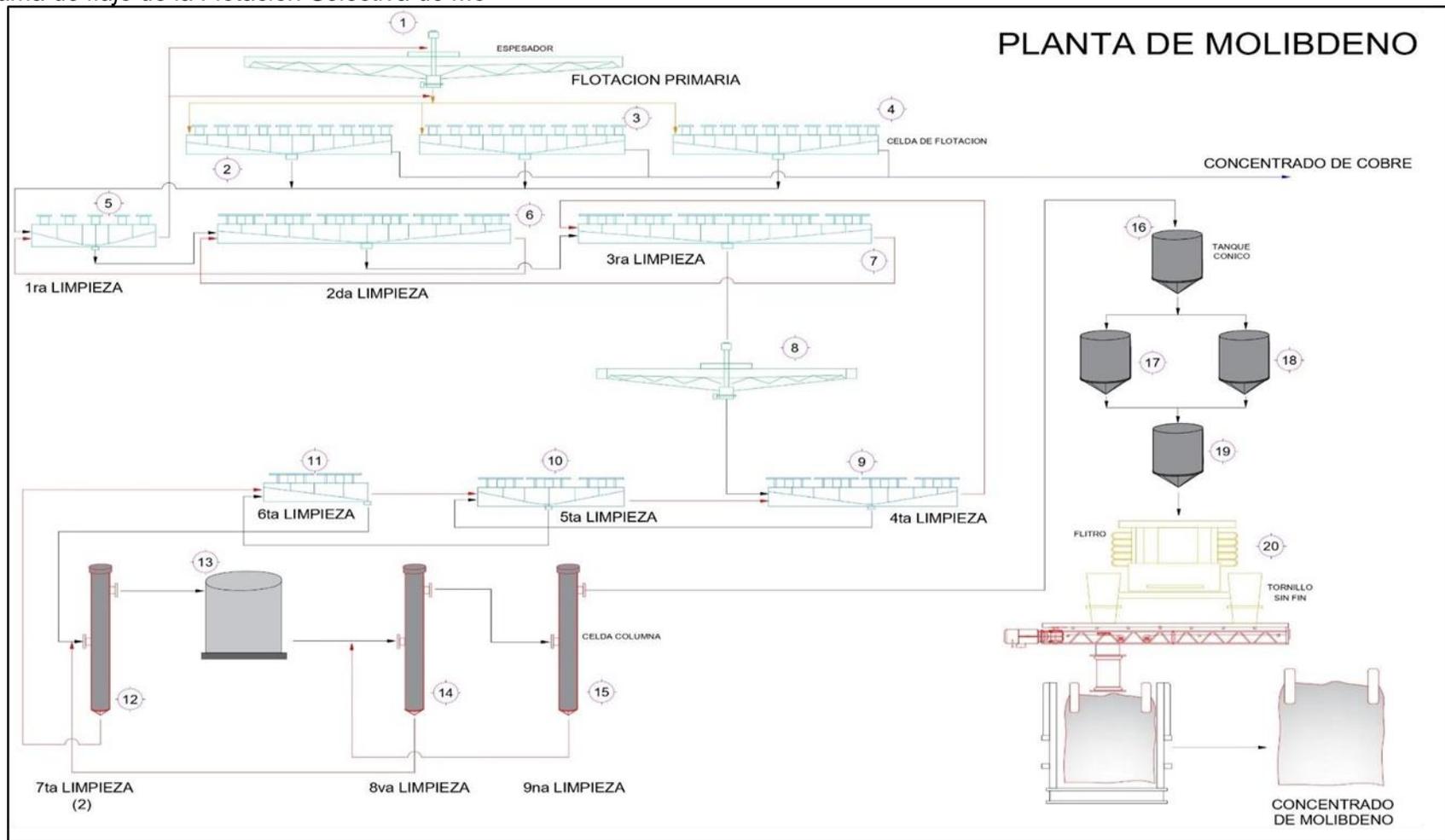
Principales equipos de la etapa de Flotación selectiva de Mo.

N°	Descripción	Dimensiones	Potencia	Cantidad
1	Tanque de concentrado colectivo (Cu-Mo)	140' X 16.5'	7.5 HP	1
2	Flotación Rougher Celdas Wemco (1 er Banco)	2.83 m3	-	10
3	Flotación Rougher Celdas Wemco (2 do banco)	2.83 m3	-	10
4	Flotación Rougher Celdas Wemco (3 er Banco)	2.83 m3	-	10
5	Primera limpieza Celdas Wemco	2.83 m3	-	5
6	Segunda limpieza Celdas Wemco	1.13 m3	-	12
7	Tercera limpieza Celdas Wemco	1.13 m3	-	12
8	Espesadores intermedios TK-50	50'x 16.5'	-	1
9	Cuarta limpieza Celdas Wemco	1.13 m3	-	8
10	Quinta limpieza Celdas Wemco	1.13 m3	-	6
11	Sexta limpieza Celdas Wemco	1.13 m3	-	4
12	Séptima limpieza celdas columna	3'x 40'	-	2
13	Intercambiador de calor	-	-	1
14	Octava limpieza celdas columnas	3.5' x 40'	-	1
15	Novena limpieza celdas columnas	2' x 40'	-	1
16	Tanque de decantación TK-3	10' x 15'	-	1
17	Tanque de decantación TK-1	10' x 10'	-	1
18	Tanque de decantación TK-4	10' x 10'	-	1
19	Tanque de decantación TK-2	10' x 10'	-	1
20	Filtro vertical Larox	40 TMSD	-	1

Nota. Elaboración propia

Figura 11

Diagrama de flujo de la Flotación Selectiva de Mo



Nota. Elaboración propia

La Planta de Flotación Selectiva o Planta de Molibdeno cuenta con una etapa de flotación Rougher y 9 etapas de flotación cleaner o limpiezas

El concentrado Bulk obtenido en la flotación colectiva es enviado al TK-140, tal como se mencionó anteriormente. La descarga de este tanque es el que alimenta a la Planta de Molibdeno. La pulpa de descarga del TK-140 es previamente acondicionada antes de entrar a la flotación Rougher de Molibdeno. Se adiciona ácido sulfúrico con tal de bajar el PH de la pulpa de 11.5 a valores entre 8.5 a 9. Se adiciona NaSH (Hidrosulfuro de Sodio) con tal de deprimir el Cu y hacer posible la flotación de molibdeno.

Una vez acondicionada la pulpa, se lleva a cabo la flotación Rougher de molibdeno. La Flotación Rougher cuenta con 3 filas de celdas (10 celdas cada fila) que funcionan independientemente dependiendo del galonaje de alimentación a la planta.

La Flotación Rougher así como la 1ra Limpieza operan con gas inerte (N₂) en vez de aire, El oxígeno tiende a afectar la flotación de la siguiente manera: Primero, formación de especies sulfoxidas tales como iones tiosulfato (S₂O₃⁻²), iones sulfito (SO₃⁻²), e iones sulfato (SO₄⁻²). Como resultado, los iones HS⁻ son consumidos por el oxígeno disuelto originando una mayor demanda de iones HS⁻. Segundo, es conocido el efecto adverso que tiene el oxígeno disuelto con los electrodos para la medición de potencial dando mediciones muchas veces equivocadas. Tercero, la rápida reacción del oxígeno con las superficies frescas de mineral (particularmente calcopirita) ocasionando la mala reacción del sulfhidrato de sodio con los sulfuros de cobre, pues el oxígeno actuará como una esponja absorbiendo iones sulfuros de manera constante.

La cola de la flotación Rougher es el concentrado de cobre final y se envía a los tanques espesadores TK 100-1 y TK 100-2. El concentrado de la Flotación Rougher es enviado a un tanque de paso en donde se junta con la cola de la 2da Limpieza para luego ser bombeados como alimentación de 1ra Limpieza. Parte de la cola de la 1ra Limpieza regresa hacia la alimentación del TK-140 y la otra parte retorna hacia el cajón de alimentación de la Flotación Rougher.

El concentrado de la Primera Limpieza se envía hacia un tanque de paso donde se

junta con la cola de la Tercera Limpieza para posteriormente ser bombeados como alimentación a la Segunda Limpieza.

La cola de la Segunda Limpieza retorna al cajón de alimentación de la Primera Limpieza. El concentrado de la Segunda Limpieza se envía hacia un tanque de paso donde se junta con la cola de la Cuarta Limpieza para posteriormente ser bombeados como alimentación a la Tercera Limpieza.

La cola de la Tercera Limpieza retorna al cajón de alimentación de la Segunda Limpieza. El concentrado de la Tercera Limpieza se envía hacia el espesador intermedio TK-50. Luego de hacer sólidos, se envía como alimentación a la Cuarta Limpieza.

La cola de la Cuarta Limpieza retorna al cajón de alimentación de la Tercera Limpieza. El concentrado de la Cuarta Limpieza se envía hacia un tanque de paso donde se junta con la cola de la Sexta Limpieza para posteriormente ser bombeados como alimentación a la Quinta Limpieza.

La cola de la Quinta Limpieza retorna al cajón de alimentación de la Cuarta Limpieza. El concentrado de la Quinta Limpieza se envía hacia un tanque de paso donde se junta con la cola de la Séptima Limpieza para posteriormente ser bombeados como alimentación a la Sexta Limpieza.

La cola de la Sexta Limpieza retorna al cajón de alimentación de la Quinta Limpieza. El concentrado de la Sexta Limpieza se envía hacia un tanque de paso donde se junta con la cola de la Octava Limpieza para posteriormente ser bombeados como alimentación a la Séptima Limpieza

La Séptima Limpieza cuenta con 2 celdas columna de 3' x 40'. La cola de la Séptima Limpieza retorna al cajón de alimentación de la Sexta Limpieza. El concentrado de la Séptima

Limpieza se envía hacia el intercambiador de calor que acelera el proceso de depresión del cobre para poder así obtener un concentrado limpio de molibdeno. Luego del intercambiador de calor, el concentrado de la Séptima Limpieza se envía hacia la alimentación de la Octava Limpieza.

La Octava Limpieza cuenta con 1 celda columna de 3.5' x 40'. La cola de la Octava Limpieza retorna como alimentación de la Séptima Limpieza. El concentrado de la Octava Limpieza sirve como alimentación a la Novena y última Limpieza.

La Novena Limpieza cuenta con 1 celda columna de 3.5' x 40'. La cola de la Novena Limpieza retorna hacia la alimentación de la Octava Limpieza y el concentrado de la última Limpieza (concentrado final de molibdeno) es enviado al tanque de decantación TK-3 de dimensiones 15 x 10 pies.

Debido al bajo % de sólidos del concentrado final, este se envía del TK-3 hacia el tanque de sedimentación TK-1 donde se comienza a hacer sólidos mediante varios procesos de decantación de pulpa. Primero se llena por completo todo el TK-1 con el concentrado final, luego se espera un cierto tiempo hasta que haya sedimentado la mayor parte de la carga, después se abren las válvulas de salida de agua ubicadas en la parte superior y media del tanque. Se decanta el agua, se cierran las válvulas y nuevamente se vuelve a llenar el TK-1 con el concentrado final. Así sucesivamente hasta obtener un % de sólidos entre 40 a 45%.

Una vez obtenido el % de sólidos necesario, se bombea la carga del TK-1 al tanque de decantación TK-2, donde se almacena la pulpa con el % de sólidos adecuado para alimentar al Filtro Larox.

Se bombea la pulpa del TK-2 hacia el Filtro horizontal Larox de 4 placas y capacidad de 40 TM/día. El filtro descarga un concentrado de molibdeno con humedad entre 8 a 10 %. Este concentrado filtrado se deposita en bolsas de casi 2 toneladas de capacidad y se almacenan para su posterior comercialización

2.3.7 Planta de Filtros

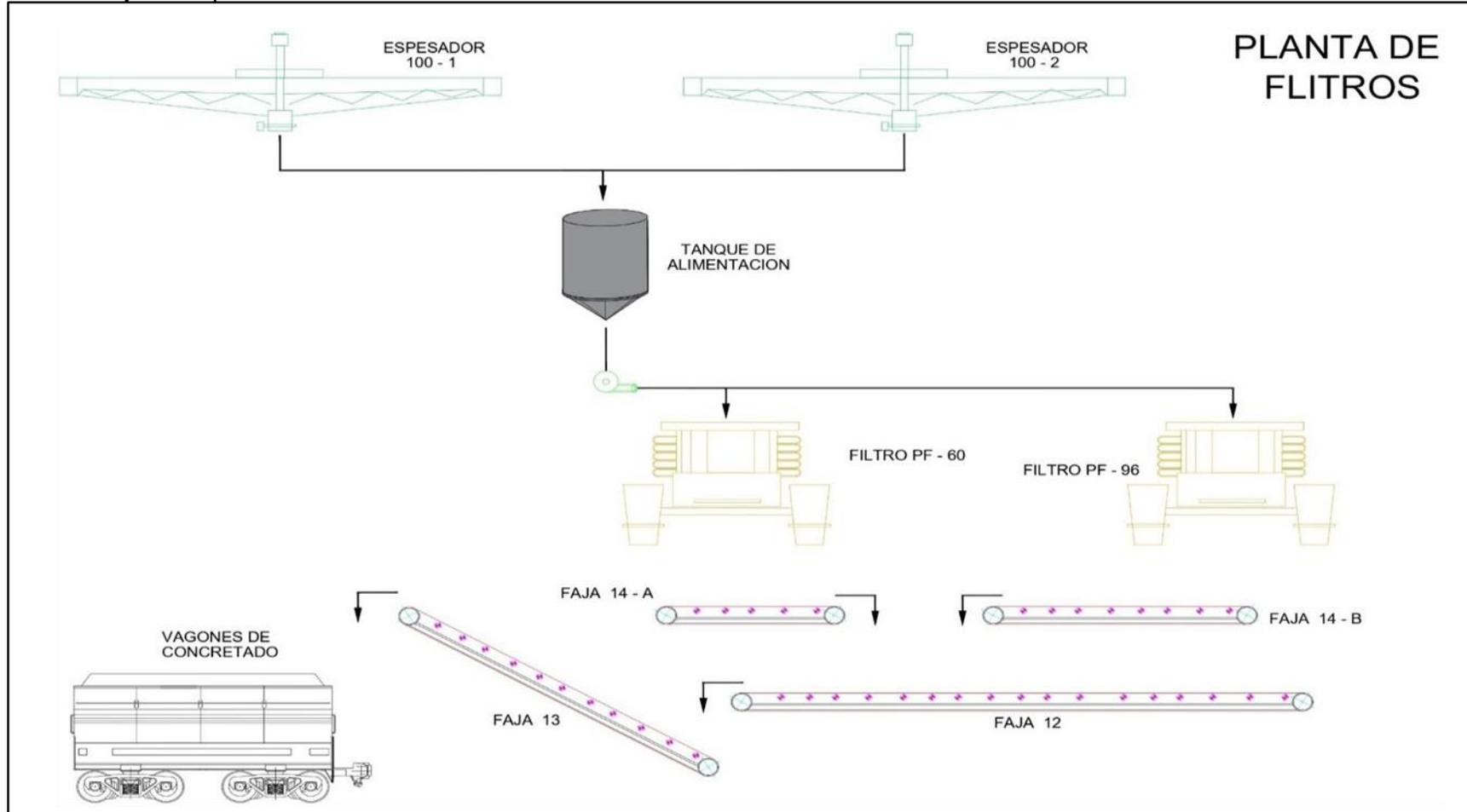
El concentrado de cobre final obtenido de la Planta de Molibdeno es enviado a los espesadores de Cu TK -100 N° 1 y N° 2. Estos espesadores son de 100 pies de diámetro por 13 pies de altura, reciben una alimentación entre 38 a 42 % de sólidos y su descarga contiene entre 60 a 70 % de sólidos.

La descarga de estos espesadores es enviada al tanque de alimentación, de donde

se bombea hacia los 2 filtros verticales Larox. El Filtro Larox PF 60 contiene 10 placas y 600 TM/día de capacidad mientras que el Filtro Larox PF-96 contiene 16 placas y 960 TM/día de capacidad. El concentrado del Filtro PF 60 descarga dos chutes que llevan a la faja horizontal 14 A y el concentrado del Filtro PF-96 descarga en dos chutes que llevan a la faja 14 B. Las fajas 14 A y 14 B descargan en la faja horizontal N° 12 de 60" x 87', de 45 TM/hr y 0.11 m/s de velocidad. La faja N° 12 descarga en la faja N° 13 y esta última descarga en los vagones de concentrado (80 TM) de Cu que posteriormente son enviados a la fundición de Ilo. El concentrado de Cu contiene entre 9 a 10 % de humedad.

Figura 12

Diagrama de flujo de la planta de filtros



Nota. Elaboración propia.

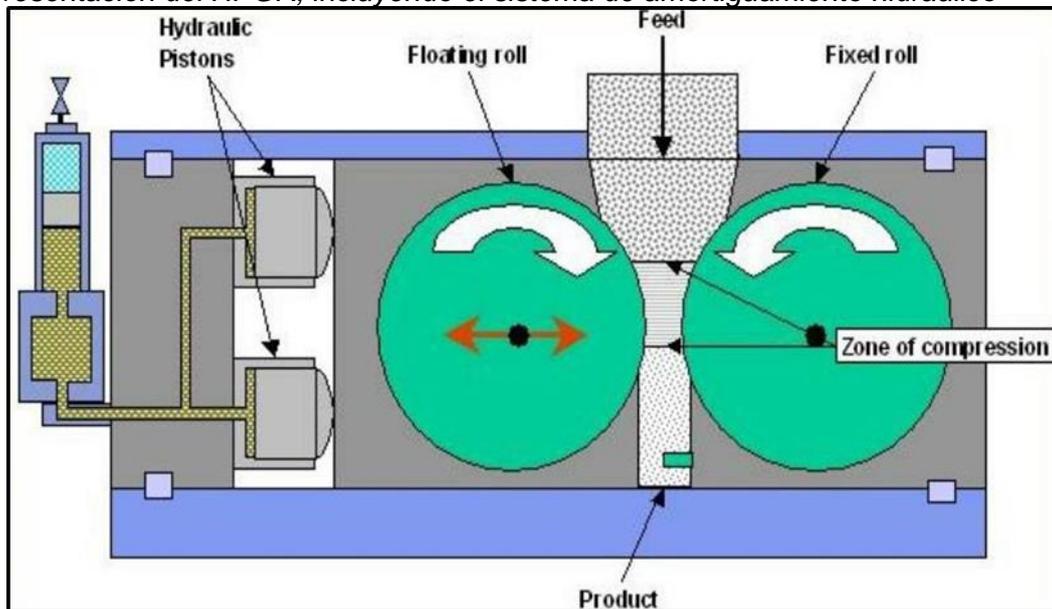
2.4 Tecnología HPGR (High Pressure Grinding Rolls)

2.4.1 Funcionamiento del equipo

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

Figura 13

Representación del HPGR, incluyendo el sistema de amortiguamiento hidráulico



Nota. Adaptado de Napier – Munn et al, 1996.

En el HPGR, las partículas se rompen por compresión en un lecho de partículas relleno, y no por medio del prensado directo de las partículas entre los rodillos.

Este lecho de partículas se crea por presión entre dos rodillos de rotación opuesta. Entre estos rodillos, se presiona un lecho de partículas a una densidad de hasta 85%

aproximadamente de la densidad real del material. Esta compresión se obtiene por medio de la aplicación de alta presión de hasta casi 300Mpa; un proceso que excede la fuerza de compresión del material de alimentación (Weir Minerals-KHD HPGR).

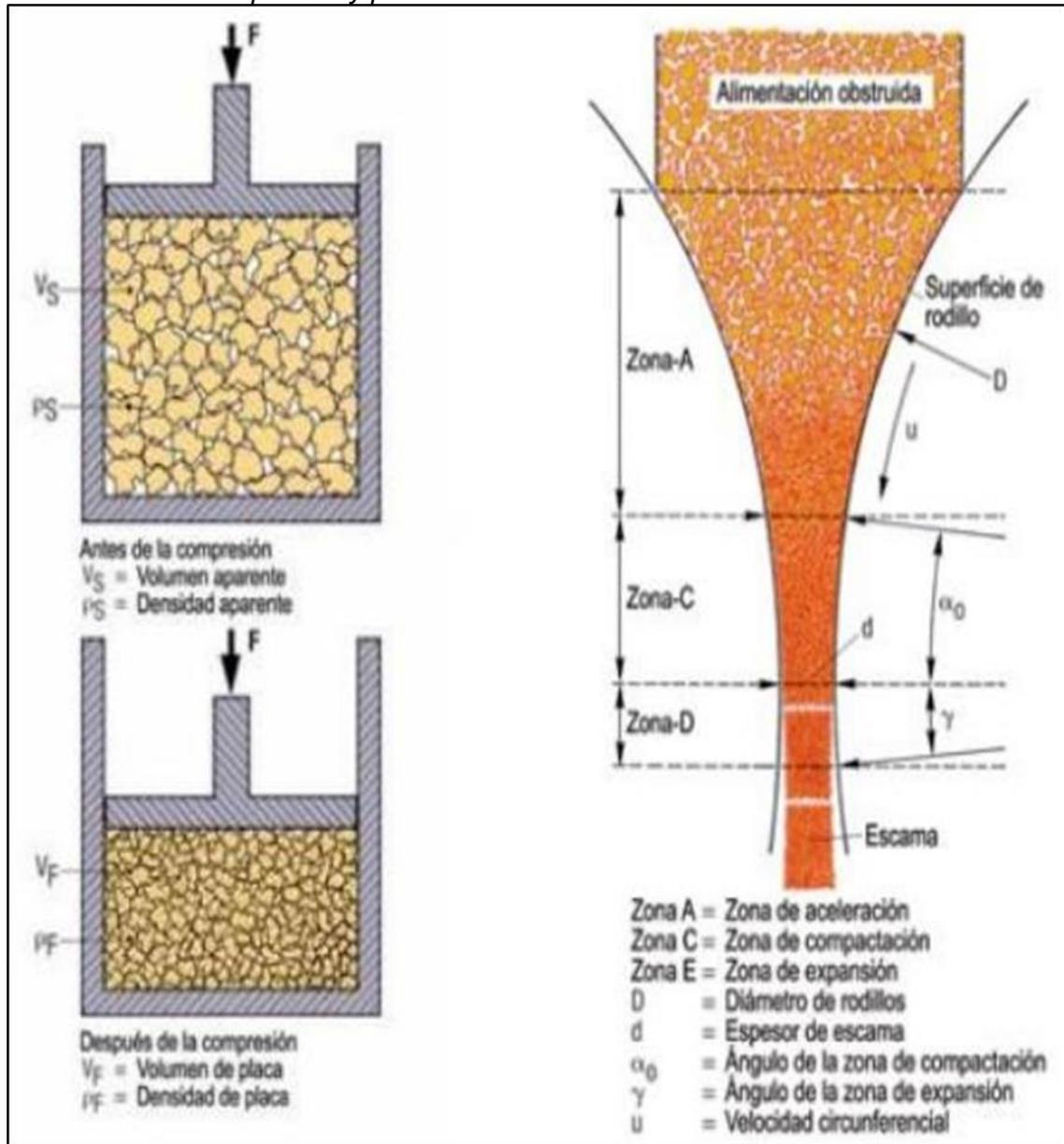
El proceso de ruptura se puede contemplar en dos etapas diferentes. En la primera, el material que ingresa al espacio ubicado entre los rodillos se somete a una aceleración para alcanzar la velocidad tangencial de rodillo. Como resultado del estrechamiento entre los rodillos, el material se compacta en forma gradual y las partículas más grandes se someten a un proceso de chancado previo. En la zona de pre-chancado, la fuerza de compresión es pequeña y la densificación de partículas es causada principalmente por la gravedad. En la zona de compresión que comienza con el ángulo de contacto, las partículas experimentan gran compresión de los rodillos, lo que resulta en una importante rotura de partículas (Yudong Zou & Chengwei Zhang, 2023, pág. 1)

En la siguiente etapa, el material resultante ingresa a una zona de compactación. En esta zona es donde se aplica la presión. La fuerza de presión actúa principalmente sobre todas las partículas que atraviesan la zona de compresión. Esto da como resultado la desintegración de la mayor parte de las partículas. Las diferentes zonas por las que pasan las partículas se aprecian en la Figura 14.

En la zona de compactación existe una distribución de presión a lo largo del rodillo. El perfil de presión a través del rodillo muestra una reducción de la presión hacia los bordes de este, lo que explica que el producto de la zona de los bordes de los rodillos presente granulometrías mayores a la zona del centro de estos. Esto es lo que se conoce como el “efecto borde” (Morrell, 1997). Durante el proceso, se generan micro-fisuras dentro de las partículas, y esto provoca un debilitamiento de estas para la siguiente etapa de molienda. La presión que se ejerce sobre un lecho de partículas reduce el desgaste debido a que el procedimiento principal de molienda no se produce entre la superficie del rodillo y el material, sino que tiene lugar entre las partículas, como se muestra en la Figura 14.

Figura 14

Conminución de alta presión y proceso de rotura entre rodillos.

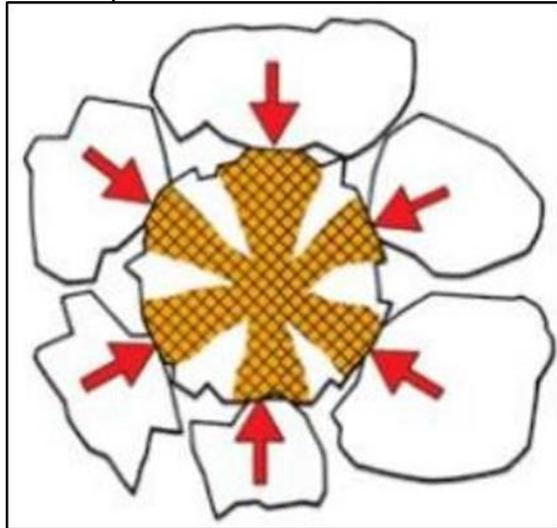


Nota. Adaptado de Napier – Munn et al, 1996.

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

Figura 15

Conminución por presión entre partículas.



Nota. Adaptado de Napier – Munn et al, 1996.

En la Figura 15 se muestra cómo es que se generan las micro-fisuras dentro de las partículas durante el proceso de conminución de los rodillos HPGR.

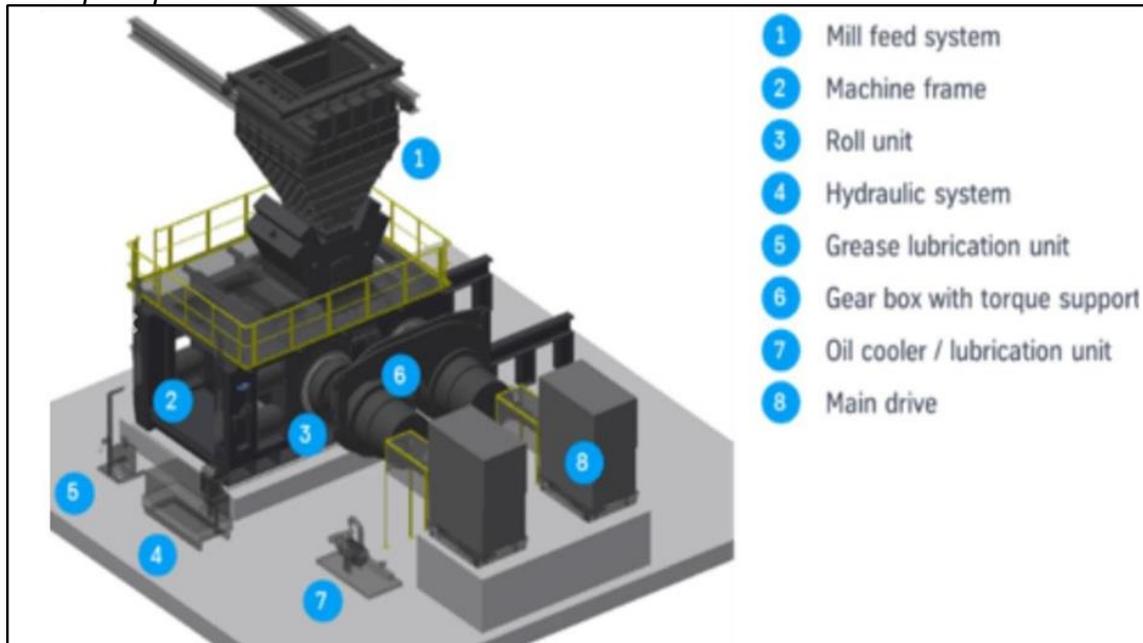
2.4.2 Partes principales del equipo

A continuación, se muestran en general las partes principales de un equipo HPGR:

- Tolva de alimentación
- Marco principal del equipo
- Rodillos móvil y fijo
- Sistema Hidráulico
- Sistema de engrase
- Reductor planetario del equipo
- Sistema de enfriamiento
- Accionamiento principal (motor eléctrico)

Figura 16

Partes principales de un HPGR.



Nota. Thyssenkrupp technical manual, 2020.

2.4.3 Fabricantes del equipo

Actualmente existen varios fabricantes de los rodillos HPGR, los cuales son:

- Polysius (Thyssen Krupp), Alemania.
- KHD (KHD Humboldt Wedag AG), Alemania.
- Köppern GmbH & Co. KG, Alemania.
- CITIC HIC, China.
- Metso- Outotec HRC, Finlandia.

Para la fabricación del equipo, la característica que define a la geometría de los rodillos corresponde a la razón Largo/Diámetro, dependiendo de esta razón se observan distintas características en la operación y diseño de los equipos: En los rodillos de razones $L/D < 1$ se ejercen toques de altas magnitudes, lo que se traduce en mayor potencia requerida, mientras que para los rodillos de razones $L/D > 1$, se deben utilizar rodamientos que posean un sistema de corrección del desalineamiento del rodillo móvil.

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 $L/D > 1$.

Tabla 8

Principales series de modelos de HPGR disponibles en empresa KHD.

Tamaño	Diámetro rodillo (cm)	Ancho del rodillo (cm)	Tasa de rendimiento (t/h)
Unidad piloto	80	25	30-80
RP 3.6	120	50-63	100-320
RP 5.0	120	80-120	200-750
RP S 7	140-170	80-110	300-900
RP S 10	140-170	110-140	400-1100
RP S 13	170	110-140	500-1500
RP S 16	170-200	140-180	650-2100
RP S 20	200-220	140-200	900-2900
RP S 25	250	220-240	1800-4200

Nota. Adaptado de KHD Humboldt Wedag, 2010.

2.4.4 Controles operacionales del equipo

A continuación, se mencionan los principales controles operacionales en el funcionamiento de los equipos HPGR.

Diseño del chute de alimentación

El diseño del chute de alimentación hacia el HPGR es de suma importancia para la operación del equipo.

La forma de alimentación de la faja transportadora hacia la tolva de alimentación del HPGR determina la segregación del mineral dentro del chute y por lo tanto la homogeneidad de la distribución de tamaños en la zona anterior a la formación de capas de partículas, en la faja se produce una mayor acumulación de mineral en el centro y del mismo modo, el diseño y llenado de la tolva determina el flujo de mineral: tolvas con ángulos de descarga bajos permiten la formación de zonas muertas en los extremos de esta.

Esto explica el que los extremos de los rodillos se desgasten a una tasa menor, el material que recubre la tolva es cerámico con el objetivo de maximizar su vida útil y evitar la adhesión de partículas de mayor humedad en las paredes de este. Con el fin de asegurar la formación de una capa de partículas, los chutes poseen una compuerta variable o nivelador de carga que permite el control de tonelaje sobre el lecho del mineral.

Control de variables en el equipo

El equipo está compuesto de una serie de componentes que necesitan trabajar en un rango establecido para una adecuada operación.

Tabla 9

Principales controles operacionales del HPGR.

Componente	Control Operacional
Motores	Temperatura de rodamientos y bobinados
Variadores de velocidad	Temperatura de variadores
Reductores	Temperatura y nivel de aceite de lubricación en reductores y sistema de enfriamiento
Rodillos	Temperatura de rodamientos, control de desgaste de studs, control de apertura entre rodillos (gap)
Sistema de engrase	Nivel, presión, temperatura y flujo de grasa a rodamientos
Sistema Hidráulico	Temperatura, presión, flujo y nivel de aceite hidráulico
Sistema de refrigeración	Flujo, temperatura y presión del refrigerante
Chutes de alimentación y descarga	Fugas de mineral por huecos

Nota. Elaboración propia

Porcentaje de humedad

Un porcentaje de humedad en la alimentación es beneficioso para la formación de la capa autógena para la protección de las superficies de los rodillos. Lo aceptable es de 5 a 11% de humedad.

Un exceso de humedad provoca que la alimentación fluya más rápido con respecto a la velocidad de los rodillos, provocando un mayor desgaste y un bajo porcentaje de humedad no permite la formación de la capa autógena.

El control de la humedad se establece según el circuito de chancado establecido, si se cuentan con zarandas húmedas como clasificación antes de molienda, este punto será donde se realice el control de humedad. Si, por el contrario, se cuenta con un proceso

de chancado totalmente seco, la humedad se controla por medio de aspersores ubicados en la faja de alimentación hacia los rodillos.

Granulometría

Un tamaño de alimentación aceptable fluctúa linealmente con el diámetro. En general, para rodillos pequeños de hasta 1.4 m de diámetro, el tamaño máximo de alimentación deberá ser de 1 1/2"; para rodillos de hasta 2 m de diámetro, el tamaño máximo deberá ser de 2"; y para rodillos de 2.4 m, el tamaño máximo deberá ser de 2 1/2".

El tamaño máximo de alimentación será determinado por la abertura de operación deseada y la dureza del mineral. Para minerales duros, con un Work Index mayor a 16, el tamaño máximo no deberá ser mayor a la abertura de operación. Para minerales suaves, con un Work Index menor a 14, el tamaño máximo podrá llegar a ser hasta 1.5 veces la abertura de operación.

Para minerales intermedios, el tamaño máximo no deberá exceder 1.25 la abertura de operación. Lo anteriormente mencionado se cumple para el tamaño del equipo y el tamaño máximo de partículas. Dependiendo del circuito, mantener periódicamente las mallas de las zarandas tanto en chancado secundario como molinos asegura el tamaño adecuado para la alimentación al HPGR.

Calibrar periódicamente el setting en las chancadoras cónicas (chancado secundario y/o terciario) permite controlar el tamaño de partícula del producto y que es también alimentación al HPGR.

Presión hidráulica

Típicamente, las presiones de operación están en el intervalo de 120 a 140 bar, pero puede ser tan alto como 160 bar.

La presión de operación depende mucho de las características del mineral (dureza, resistencia a la rotura, cantidad de finos), del porcentaje de humedad y de la velocidad de los rodillos.

Porcentaje de arcillas

Lo recomendable de la cantidad máxima de arcillas en el mineral a procesar es de

5%. Un mayor porcentaje de arcilla provoca acumulación de material tanto en la tolva de alimentación (Hopper) como en el chute de descarga del HPGR.

El mineral al contener un porcentaje de humedad genera que la arcilla se adhiera a las paredes del Hopper, disminuyendo el volumen total o provocando que el área de ingreso al HPGR sea menor o que se obstruya totalmente, originando pérdidas de producción, ya que se necesitaría limpieza o desatoro del mismo.

Velocidad de los rodillos

Los HPGR, al contar con variadores de velocidad permiten adaptarse a los requerimientos de producción, ofreciendo una mayor eficiencia en el procesamiento de minerales.

Es decir, la velocidad de los rodillos aumentará a medida que se desee pasar más tonelaje por el equipo.

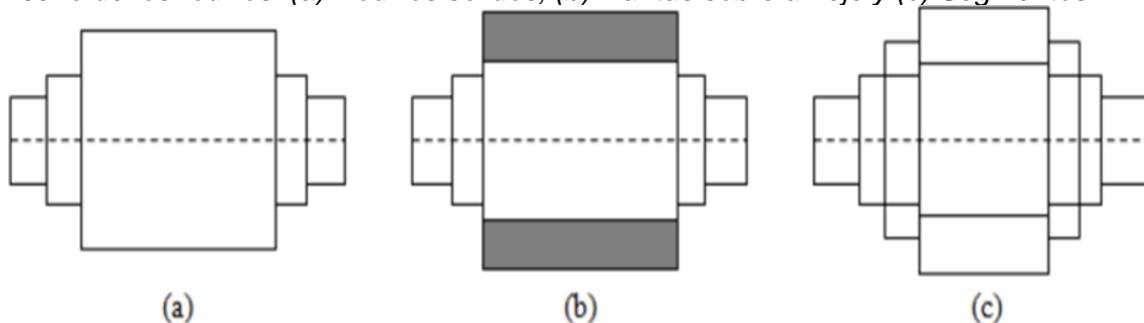
Una alta velocidad de rodillos también crea el inconveniente de generar el aumento de la granulometría produciendo una carga circulante mayor según el circuito de chancado que se tenga.

2.4.5 Revestimientos de los rodillos HPGR

Los revestimientos de los HPGR se caracterizan por el diseño de los rodillos y el tipo de superficie a utilizar.

Figura 17

Diseño de los rodillos: (a) Rodillos sólidos, (b) Llantas sobre un eje y (c) Segmentos



Nota. Adaptado de Van der Meer and Maphosa, 2011; Morley, 2010.

El diseño de los rodillos a escoger depende de la inversión realizada y de las políticas de mantenimiento de la empresa. Los rodillos sólidos pueden ser forjados o fundidos

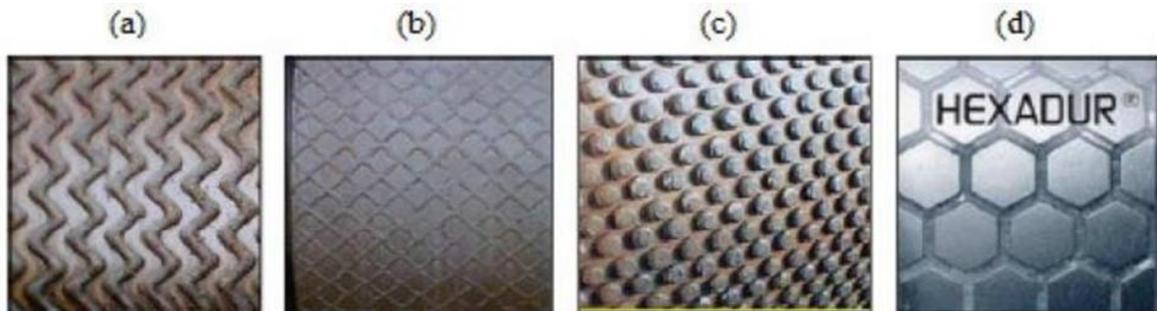
y se utilizan principalmente en la industria del cemento, la mayor desventaja observada en este tipo de diseño corresponde a las altas tasa de desgaste y a la inconveniencia de cambiar la pieza completa al momento de realizar el mantenimiento.

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. Por último, el diseño por segmentos no es aplicable en operaciones que requieren altas presiones de molienda y poseen altos costos de operación y altas tasas de desgaste. (Klymowsky R., 2002).

La superficie de los revestimientos dependerá de las características del mineral a tratar. 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

Figura 18

Superficies de revestimientos para rodillos: (a) Welded, (b) Chevron, (c) Studded y (d) Hexadur



Nota. Adaptado de Van der Meer and Maphosa, 2011; Morley, 2010.

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 Koppert. 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. (Broeckmann, 2005).

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 cerámico en una matriz de acero. Los hexágonos se encuentran unidos por un material de menor dureza y que permiten la acumulación de finos, del mismo modo que los espacios entre los cilindros en la superficie tachonada. Es por esta razón que se denominan revestimientos autógenos, puesto que los finos acumulados en los intersticios ayudan en la molienda. (Broeckmann, 2005).

La Tabla 10 muestra las duraciones mínimas y máximas alcanzadas por el revestimiento tachonado. 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.

Tabla 10

Vida útil de revestimientos tachonados, fabricante KHD.

Mineral	Horas de Operación	
	Mínimo	Máximo
Mena de hierro (pellets)	14000	36000
Mena de hierro	6000	14600
Menas de oro	4000	6000
Rocas Kimberlita	4000	6000
Fosfatos	6000	8000

Nota. Adaptado de KHD Humboldt Wedag, 2010.

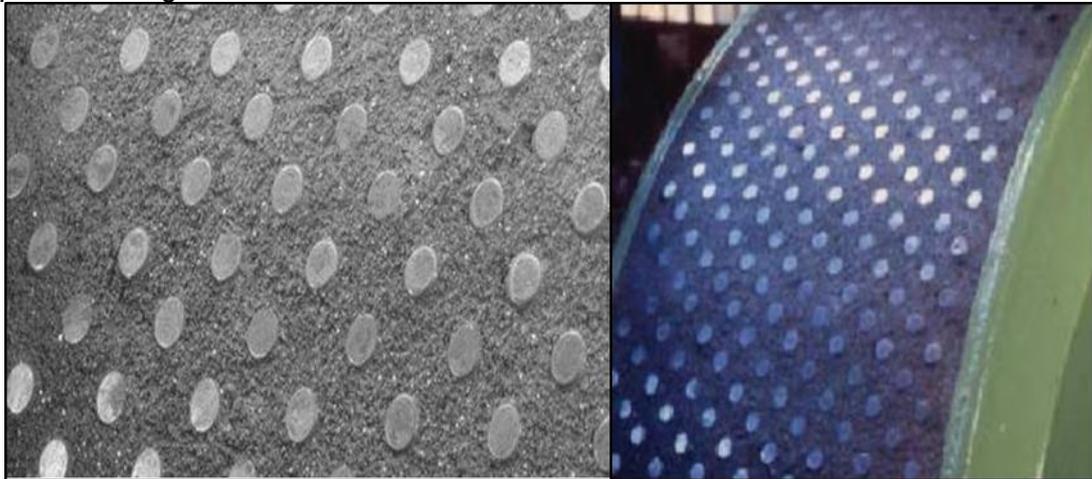
Aunque la superficie Hexadur no es muy popular en rocas abrasivas, los fabricantes aseguran una vida útil de hasta 25.000 horas (Broeckmann, 2005).

La inserción de una capa de desgaste autógena suele evitar el choque directo de las rocas de mayor tamaño sobre la superficie del rodillo, además de protegerlo contra el movimiento abrasivo del material alimentado, paralelo a la superficie del rodillo. Por esta razón, el desgaste se aplica principalmente en los estoperoles (studs) de metal duro que son más resistentes.

En las siguientes imágenes se observa la capa autógena compacta que se ubica entre los studs de la superficie del rodillo, protegiéndolo contra el desgaste.

Figura 19

Superficie autógena en el rodillo.



Nota. Adaptado de Van der Meer and Maphosa, 2011; Morley, 2010.

2.4.6 Factores que influyen en el desgaste de los rodillos

Características del mineral

Las tasas de desgaste de los studs son principalmente una función del índice de abrasión y tipo del mineral. Minerales duros son generalmente más abrasivos que los minerales suaves sin embargo se producen excepciones. Pequeñas cantidades de un mineral de arcilla (por ejemplo, la sericita) puede ser beneficioso ya que esto ayudará a pegar y conservar la capa autógena entre los studs.

Tamaño de partícula y dureza

Como regla general, cuanto mayor sea la fuerza aplicada al HPGR mayor será el desgaste en la superficie. Las partículas más grandes y duras requieren una fuerza superior para romperse y, por tanto, el desgaste se incrementará.

Las partículas grandes crearán altos picos de cargas locales en la superficie del rodillo durante la rotura y esta variación de la carga resultará en mayores cantidades de desgaste en la superficie del rodillo.

Humedad

En general, una pequeña cantidad de humedad es beneficiosa en la promoción de

una capa de desgaste autógena en la superficie de un rodillo con studs. El exceso de humedad puede traducirse en un alto desgaste en la superficie del rodillo (liso y con studs) que es causada por la erosión de las partículas de metal de la superficie.

La alimentación a un HPGR debe contener preferiblemente un poco de humedad (rango de 0,5% a 11% de humedad, y un promedio de alrededor de 5%). Esto ayuda en la generación de una superficie de desgaste autógena competente al utilizar rodillos con studs.

Si se opera en el extremo superior del límite de humedad y con altas presiones en los rodillos se pueden producir flujos de material y la extrusión entre los montantes de los rodillos. El flujo puede ser en dirección radial, diagonal y axial. El flujo axial produce canales de desgaste que sigue el patrón de los studs.

Diseño del chute de alimentación

El desgaste preferente en la superficie de uno de los rodillos en un HPGR puede ocurrir si el material se presenta preferentemente hacia un rodillo.

El resultado es una condición no simétrica de estrangulamiento resultando en un uso preferencial en uno de los rodillos. Esta condición puede ocurrir cuando el conducto de alimentación no está alineado simétricamente o si el mineral se alimenta preferentemente a un lado del rodillo, he ahí la importancia de un correcto diseño del chute de alimentación.

Fuerza de presión

La resistencia a la compresión del mineral, en combinación con el tamaño de partícula en la alimentación y presión de trabajo, determinará en gran medida la probabilidad de daño de los studs. Un aumento en la presión de trabajo supondrá un aumento en el desgaste de los revestimientos.

En una HPGR, el consumo de energía para la reducción del tamaño de las partículas se basa en la presión existente entre el rodillo flotante (el rodillo móvil) y el rodillo fijo en el marco. Esta presión puede variar de 5 a 18 MPa. (A. Tohry, S. Yazdani & E. Hadavandi, 2023, pág. 280.)

Velocidad del rodillo

El aumento de velocidad de los rodillos aumenta la turbulencia en la alimentación y el deslizamiento de la alimentación contra la superficie del rodillo, llevando a tasas de desgaste elevadas.

Operación intermitente del rodillo

Si el HPGR funciona de forma intermitente acelera el desgaste de la superficie de los cilindros de los studs.

La superficie de desgaste autógena se erosiona cuando esto ocurre, especialmente en un HPGR que no está equipado con motores de velocidad variable.

Además, se genera una carga cinética adicional para el rodillo móvil, una explicación para este fenómeno es que fuerzas cinéticas horizontales adicionales generadas durante el movimiento del rodillo flotante (causada por el sistema hidráulico) creará un desgaste adicional en el componente móvil. El movimiento horizontal no es grande (orden de magnitud de 2 a 6 mm), pero se produce de forma continua y ofrece picos de presión adicionales y, por tanto, un mayor desgaste.

Extrusión

La extrusión es el fenómeno por el cual el producto que emerge de la zona de compresión del rodillo va a una velocidad mayor que la superficie del rodillo causando el deslizamiento y el desgaste. El fenómeno es similar al efecto de extrusión bien conocido y observado en el laminado de metales.

La extrusión generalmente aumenta con el diámetro del rodillo, la presión aplicada y la humedad del alimento. Es más notable con rodillos lisos y disminuye notablemente con superficies de studs o perfilados.

2.4.7 Descripción de los HPGR POLYSIUS

La extrusión es el fenómeno por el cual el producto que emerge de la zona de compresión del rodillo va a una velocidad mayor que la superficie del rodillo causando el deslizamiento y el desgaste. El fenómeno es similar al efecto de extrusión bien conocido y

observado en el laminado de metales.

Los HPGR Polysius cuya tecnología fue desarrollada por Thyssenkrupp cuenta con más de 40 años de experiencia en la industria minera y más de 150 equipos HPGR instalados en todo el mundo colocándolos como líderes en este rubro.

Comenzando por la industria del cemento, los rodillos de molienda de alta presión han demostrado su utilidad, sobre todo debido a sus bajos requisitos de energía, y se han utilizado en todo el mundo durante décadas para moler materia prima de cemento, clínker de cemento, escoria granulada de alto horno y más recientemente minerales de alta dureza.

Además de su eficiencia energética, el Polycom HPGR presenta una alta disponibilidad y una tasa de desgaste muy baja de las superficies de los rodillos. El rodillo de molienda de alta presión (HPGR) se destaca como uno de los tipos de maquinaria de molienda más eficientes, en términos de consumo de energía y tasa de reducción de tamaño (Anticoi, Guasch, Oliva & Bascompta, 2019, pág. 5476).

El Polycom HPGR se puede emplear para diferentes aplicaciones como se muestra a continuación:

- HPGR empleado en plantas concentradoras: generalmente usado para tratar minerales de alta dureza (Chile y Perú) beneficiando en gran magnitud el proceso posterior de molienda. Además del ahorro masivo de energía a través de un índice de molienda reducido y mejores tasas de recuperación a través de la generación de micro fisuras, alto nivel de disponibilidad y facilidad de mantenimiento.
- HPGR en plantas de lixiviación en pilas: el empleo de los rodillos de alta presión para minerales de cobre y oro genera productos más finos y micro fisuras que dan como resultado tasas de recuperación mucho mejores que los minerales triturados convencionalmente.

Figura 20

Polycom® HPGR, Thyssenkrupp.



Nota. Adaptado de Technical manual Thyssenkrupp, 2020.

A continuación, se muestran las características principales para el funcionamiento de un Polycom HPGR.

Placas laterales giratorias

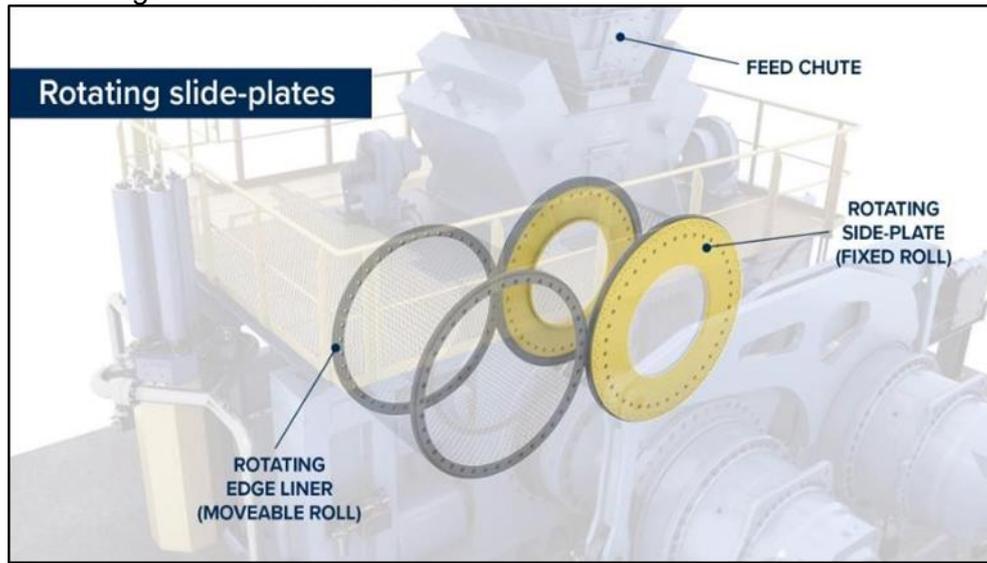
Las placas laterales giratorias mejoran la alimentación del material a los rodillos. Al eliminarse el llamado efecto de borde, las placas laterales giratorias garantizan un producto más fino y reducen la recirculación. Esto aumenta la producción en hasta un 20 % comparado con los equipos HPGR convencionales, mientras que se reduce en aproximadamente un 15% el consumo específico de energía de la máquina. Con las placas laterales giratorias se consigue también un perfil de presión uniforme y un desgaste más regular en toda la anchura de los rodillos. Esto aumenta significativamente la vida útil de los rodillos.

Segmentos antidesgaste protegen las placas laterales giratorias, pudiendo ajustarse o reemplazarse sin necesidad de desmontar los rodillos. Con un mantenimiento mínimo esto asegura una alimentación de material a moler constantemente buena y un perfil de presión uniforme.

- Hasta un 20 % más de producción.
- Hasta un 15 % menos de consumo de energía (kWh/ t).
- Mayor eficacia al reducirse las pérdidas por fricción.
- Hasta un 30 % más de duración de los rodillos.

Figura 21

Placas laterales giratorias del HPGR.



Nota. Adaptado de Technical manual Thyssenkrupp, 2020.

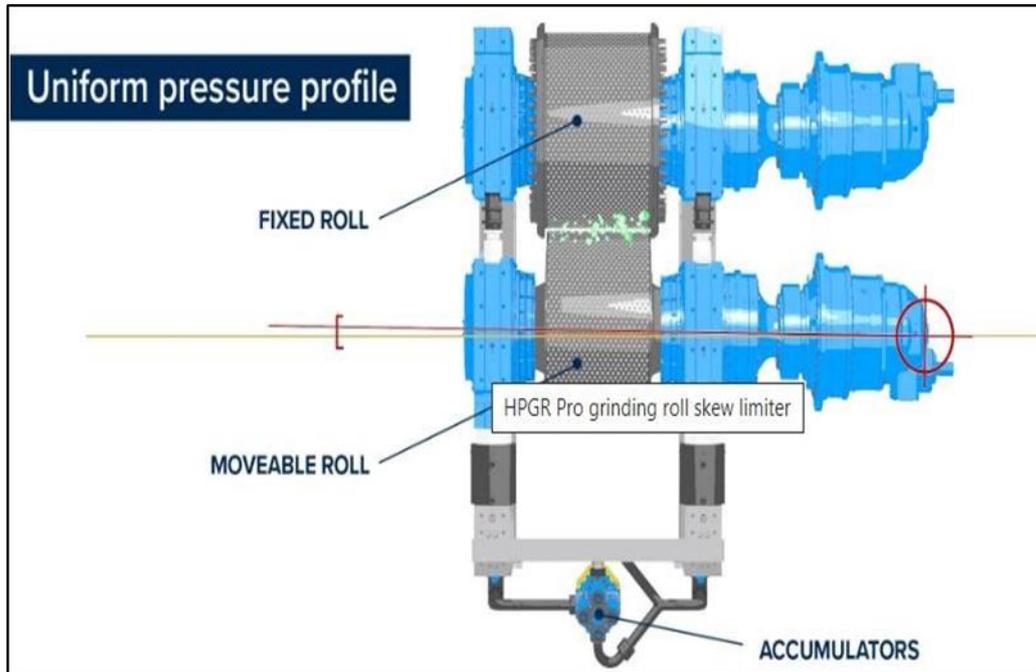
Limitación del desvío controlada

La limitación mecánica de desvío controlada emplea un dispositivo de bloqueo mecánico para limitar la desviación del movimiento de los rodillos. El rodillo se puede adaptar entonces a las diferentes condiciones de alimentación. De este modo, el perfil de presión uniforme que se consigue con las placas laterales giratorias es mantenido en toda la anchura del rodillo y no pierde la uniformidad. Esta función de limitación del desvío controlada previene que se sobrepasen los valores críticos y protege así las placas laterales giratorias del deterioro, incluso en un caso de emergencia o de error de operación. El resultado es menos interrupciones y paradas de la máquina.

- Perfil de presión uniforme.
- Mayor seguridad y menos desconexiones.
- Aumento de la disponibilidad de la máquina y menos paradas.
- Mejor calidad del producto.

Figura 22

Limitación de desvió controlada del HPGR.



Nota. Adaptado de Technical manual Thyssenkrupp, 2020.

Lubricación con aceite

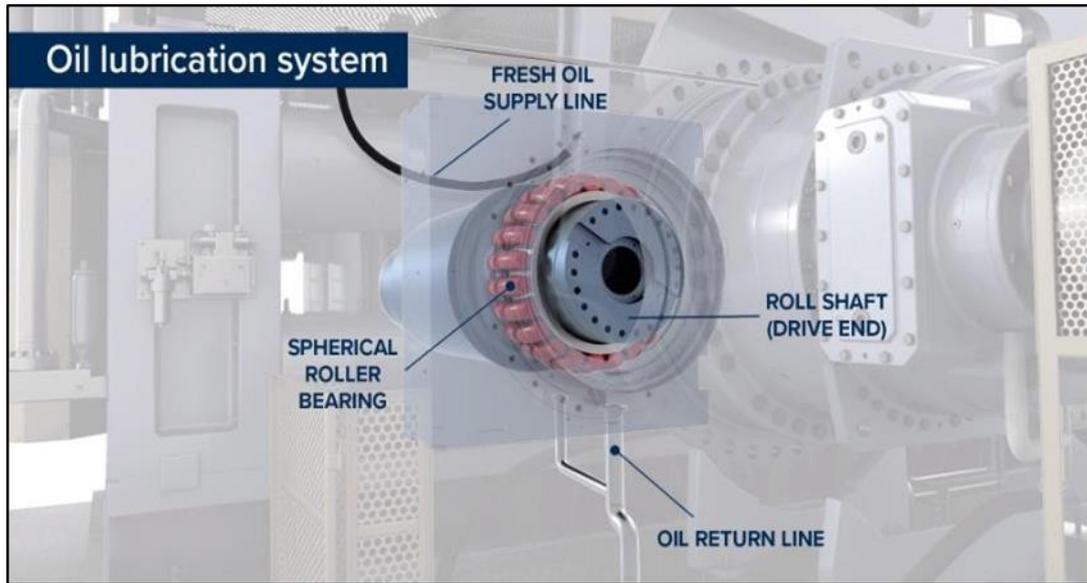
La lubricación automática de los rodamientos con aceite en lugar de grasa permite alcanzar mayores cargas de la máquina. Esto reduce también significativamente la temperatura de los rodamientos, lo que hace aumentar su vida útil.

El aceite se filtra y se limpia en un sistema cerrado. Esto también contribuye a aumentar la vida útil de los rodamientos y a un consumo más bajo de lubricante, lo que reduce los costos de operación, así como el impacto medioambiental.

- Mayor duración de los rodamientos
- Menor impacto medioambiental.
- Costos de operación reducidos menor consumo de lubricante

Figura 23

Lubricación con aceite del HPGR.



Nota. Adaptado de Technical manual Thyssenkrupp, 2020.

Digitalized expertise

El servicio de "digitalized expertise" ayuda a los usuarios mediante las últimas aplicaciones digitales y conocimientos de la tecnología y del proceso de largos años. Los expertos de Thyssenkrupp emplean los datos digitalizados más transparentes en los procesos de la máquina para ayudar a los usuarios a mejorar continuamente sus operaciones.

Dicha transparencia también permite un mantenimiento predictivo y planificable de las máquinas y acelera la generación de diagnósticos precisos (análisis de causa raíz).

Sistema de detección de studs

La disponibilidad del equipo HPGR aumenta más mediante el sistema de detección de studs. Mientras que la máquina está operando, la superficie de los rodillos es supervisada automáticamente y medida mediante laser, así se estará constantemente informado sobre el estado de los studs, edge blocks y los rodillos. De esta forma, el sistema de detección de studs puede predecir el mejor momento posible para sustituir los rodillos. Así ya no será necesario detener la máquina como medida de precaución, lo que permite ahorrar tiempo y dinero.

Sistema de protección avanzado

Gracias a un moderno sistema de sensores y el Sistema de protección de máquina avanzado, el equipo HPGR puede ser monitorizada y controlada automáticamente. Esto permite a la máquina funcionar siempre en el punto de trabajo óptimo, por ejemplo, en lo referente al consumo de energía o al rendimiento. De este modo se evitan vibraciones excesivas y sobrecarga. Las consecuencias son los mejores resultados de molienda posibles.

Tabla 11

Modelos, series y tamaños de los Polycom® HPGR, Thyssenkrupp

HPGR								
Sizes	Type	Roll Diameter (mm)	Roll Width (mm)	Grinding Force (KN)	Motor Power (Kw)	Length (mm)	Width (mm)	Height (mm)
PM0	9/7	950	650	2700	2 X 220	3240	1860	3800
PM1	11/8	1100	800	3400	2 X 450	3750	2150	4600
PM3	14/8	1400	1000	4300	2 X 500	3735	2164	54000
PM4	17/10	1700	1000	7000	2 X 800	4490	3030	68000
PM5	20/10	2000	1000	8600	2 X 1600	5950	3000	7500
PM6	20/15	2000	1500	11000	2 X 1850	6020	3460	8000
PM7	20/17	2000	1650	13500	2 X 2500	6550	3640	8800
PM8	24/17	2400	1650	17000	2 X 2800	7725	3820	9000
PM9	26/18	2600	1750	20000	2 X 3400	8500	4150	97000
PM10	30/20	3000	2000	25000	2 X 5000	9500	4600	11000

Nota. Adaptado de Technical manual Thyssenkrupp, 2020.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Tipo de investigación

Según el propósito de la presente investigación se puede considerar este trabajo como una investigación del tipo aplicativo ya que según su definición este tipo de investigaciones pretende alcanzar objetivos en específico para buscar dar solución a determinados problemas de la realidad y en este caso se busca lidiar con minerales de alta dureza es por ello la aplicación de la tecnología HPGR en el circuito de chancado de la Planta Concentradora.

Este tipo de investigaciones están orientadas a mejorar, perfeccionar u optimizar el funcionamiento de los sistemas, los procedimientos, normas, reglas tecnológicas actuales a la luz de los avances de la ciencia y la tecnología; por tanto, este tipo de investigación no se presta a la calificación de verdadero, falso o probable sino a la de eficiente, deficiente, ineficiente, eficaz o ineficaz (Ñaupas, 2013, pp. 69-70).

Según Piscoya (1987) pertenecería a una investigación del tipo tecnológico físico. La investigación en tecnologías físicas, están orientadas a crear, mejorar, optimizar maquinas, equipos, instrumentos, mecanismos, procedimientos, sistemas en el campo de la tecnología de ingenieros (civil, agrícola, agronomía, ambiental, pesquera, formales industrial, minera, geotécnica, de petróleo, etc.), de la medicina, en lo que se refiere a la curación de las enfermedades y principalmente a la cirugía y rehabilitación del paciente. Otros campos son los de astronáutica, farmacia, odontología, etc

3.2 Enfoque

Esta investigación presenta un enfoque cuantitativo debido a que la recolección de datos siguió un riguroso proceso de selección y se analizaron mediante métodos estadísticos asimismo los resultados representan una comparación estadística detallada de los principales parámetros operacionales antes y después de la aplicación de la tecnología HPGR.

3.3 Diseño

Esta investigación presenta un diseño no-experimental ya que no hay un control total sobre las variables y este trabajo se enfoca principalmente a la medición de estas variables como son: work index, tonelaje procesado en molienda, consumo de energía y consumo de medios moledores.

La investigación no experimental es aquella que se realiza sin manipular deliberadamente variables.

Como señala Kerlinger (1979, p. 116). "La investigación no experimental o ex-post-facto es cualquier investigación en la que no hacemos variar intencionalmente las variables independientes o asignar aleatoriamente a los sujetos o a las condiciones".

3.4 Descripción de los principales parámetros operacional del circuito de chancado antes de la aplicación de la tecnología HPGR

En esta etapa se muestran los principales parámetros de operación de la planta de chancado secundario y terciario antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

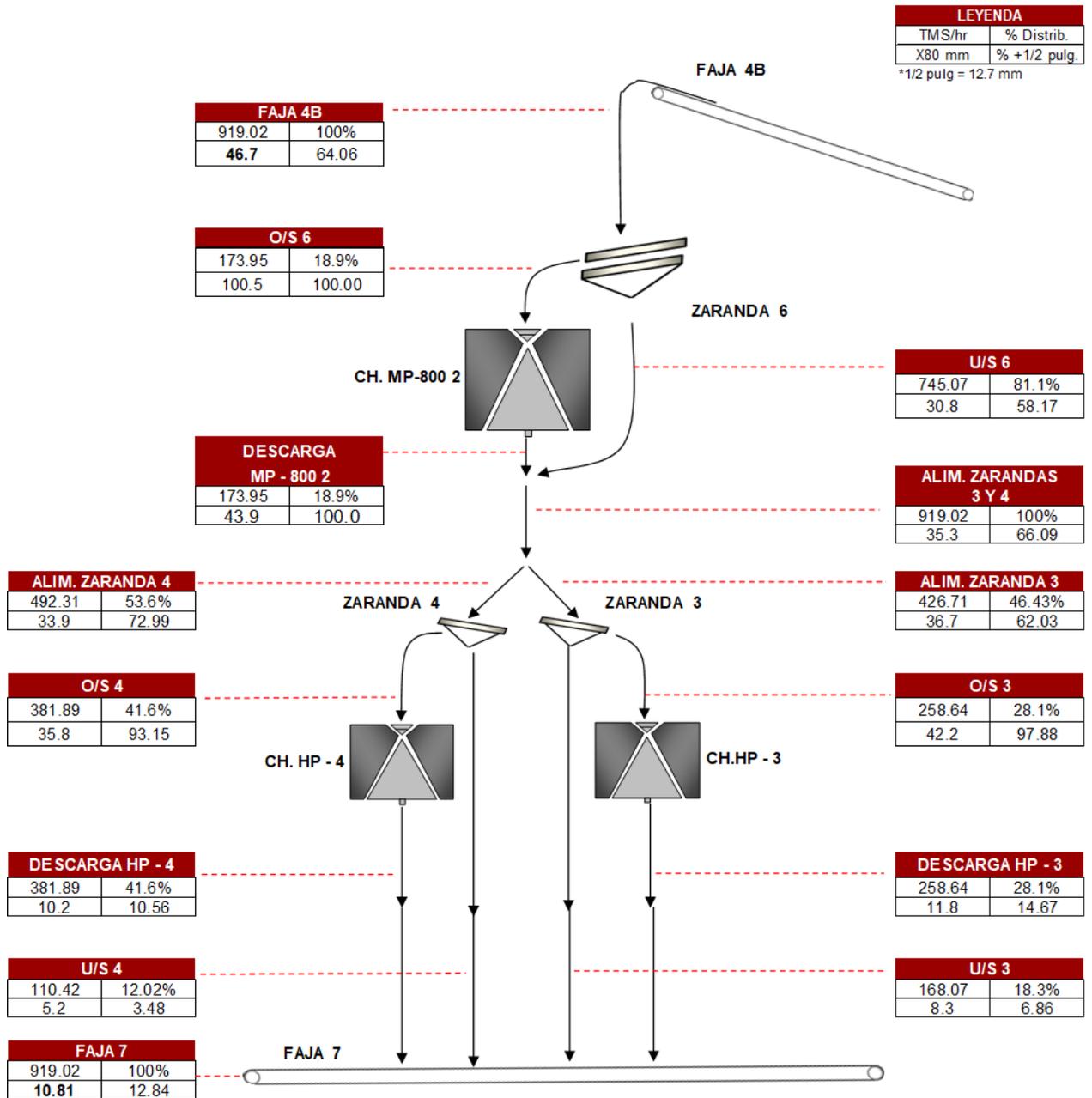
Se realizó un análisis granulométrico y un balance de masa en una de las 3 líneas que comprenden el circuito de chancado.

En la figura 24, se muestra un balance de masa de la línea B del circuito de chancado. En este diagrama se puede apreciar que el mineral alimentado al circuito de chancado proveniente de la faja 4B tiene un F80 de 46.7 mm con un porcentaje acumulado retenido en +1/2" de 64.06 %. También se puede apreciar que el producto de chancado muestreado en la faja N° 07 tiene un P80 de 10.8 mm con un porcentaje acumulado retenido en +1/2" de 12.84%.

Figura 24

Balance de masa del circuito de chancado secundario-terciario – Línea B

BALANCE DE CHANCADO SECUNDARIO LADO B



Nota. Elaboración propia.

De los datos anteriormente descritos podemos observar que el radio de reducción para la etapa de chancado secundario y terciario opera alrededor de 4.3.

Tabla 12

Principales parámetros operacionales del circuito de chancado antes de la aplicación del HPGR.

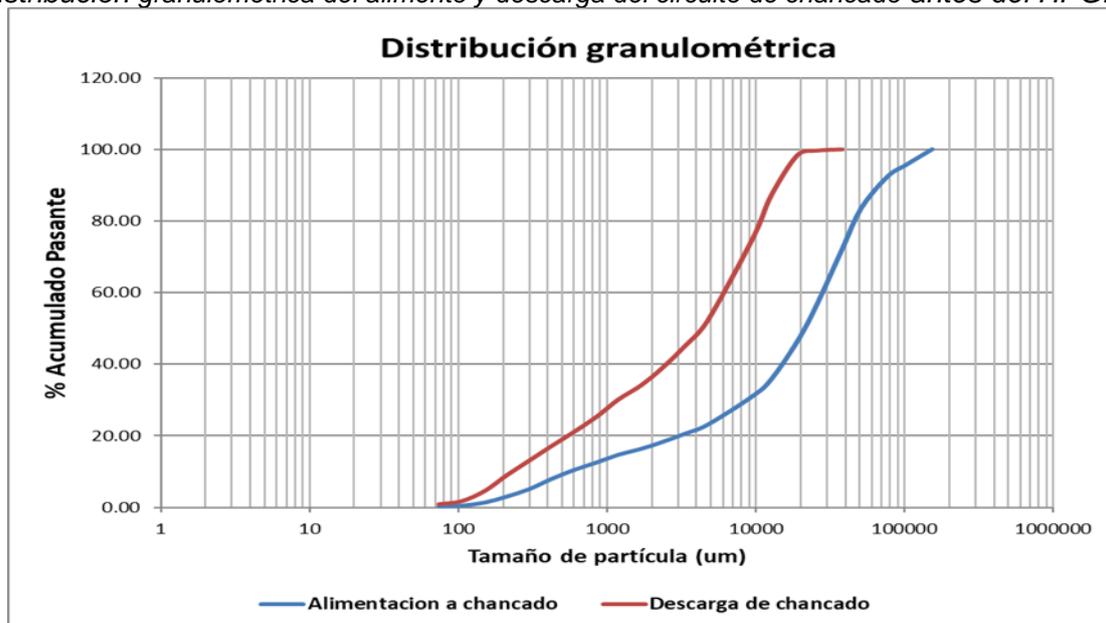
	Alimentación	Descarga
F80 (mm)	46.7	
P80 (mm)		10.8
+1/2" (%)	64.06	12.84
Rr	4.3	

Nota. Elaboración propia

En la figura 25, se muestra la distribución granulométrica del alimento y descarga del circuito de chancado secundario-terciario de la línea B.

Figura 25

Distribución granulométrica del alimento y descarga del circuito de chancado antes del HPGR.



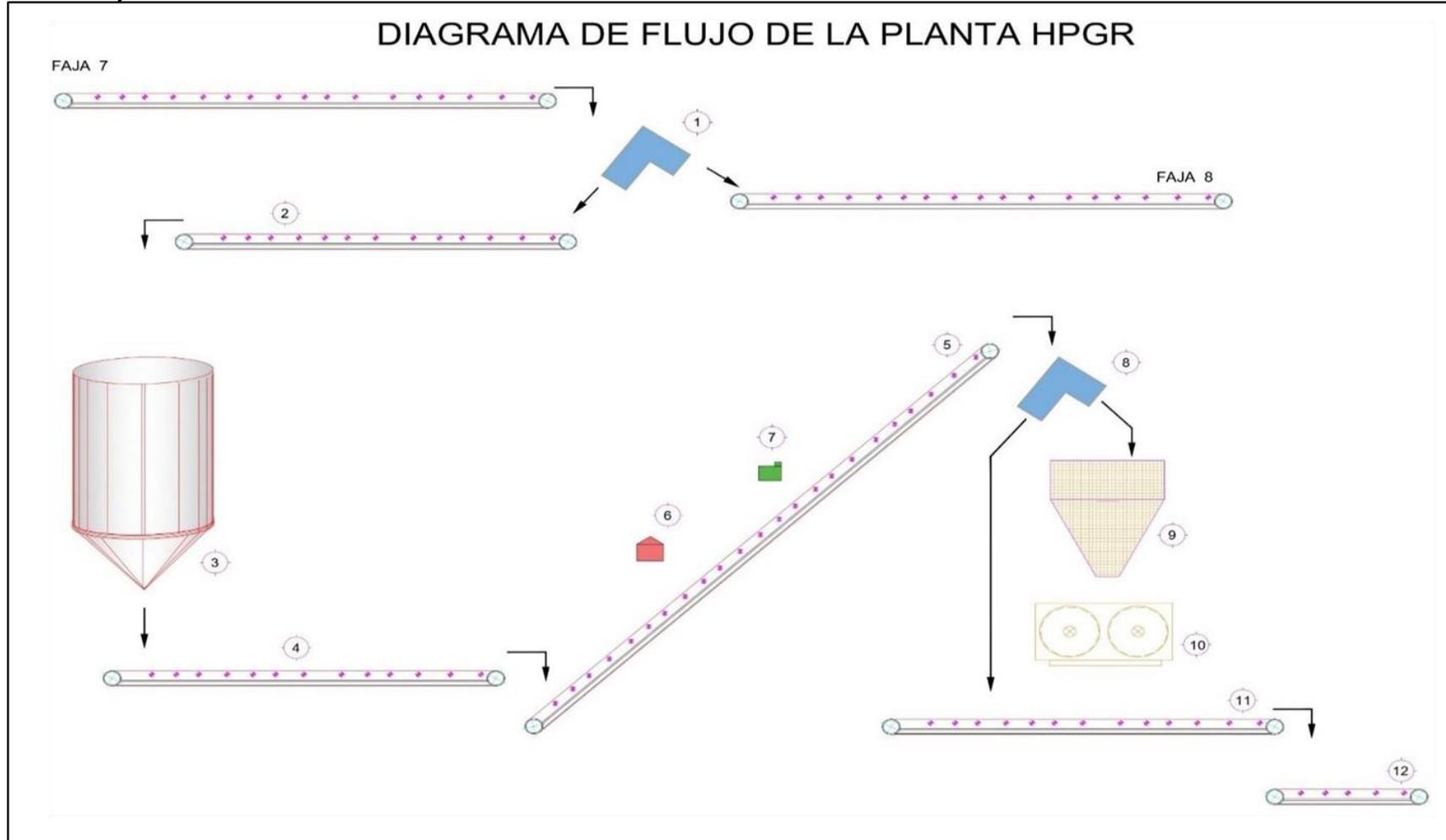
Nota. Elaboración propia.

3.5 Descripción de equipos a implementar con la tecnología HPGR

Para la implementación de la tecnología HPGR dentro del circuito de chancado se necesitó de la adquisición de nuevos equipos tales como el silo de mineral, el tolván, las fajas transportadoras y los rodillos HPGR con sus respectivos equipos auxiliares conformando todos estos el circuito HPGR de la Planta Concentradora (Figura 26)

Figura 26

Diagrama de flujo de la Planta HPGR



Nota. Elaboración propia.

En la Tabla 13 se muestran los equipos señalados en el diagrama de flujo de la Planta HPGR.

Tabla 13

Lista de equipos de la Planta HPGR.

N°	Descripción	Cantidad
1	Derivador de carga N° 01	1
2	Faja transportadora N° 14	1
3	Silo de mineral	1
4	Faja transportadora N° 15	1
5	Faja transportadora N° 16	1
6	Magneto para metales	1
7	Detector de metales	1
8	Derivador de carga N° 02	1
9	Tolvin de alimentación al HPGR	1
10	Rodillos HPGR	1
11	Faja transportadora N° 17	1
12	Faja transportadora N° 18	1

Nota. Elaboración propia.

3.5.1 Faja transportadora N° 14

El mineral producto de chancado secundario y terciario es descargado en la faja N° 07, esta faja pasa por un derivador de carga (Diverter N° 01) que puede enviar el mineral directamente hacia la faja N° 08 y de ahí a la tolva de finos o si no puede enviar la carga hacia el circuito HPGR mediante la faja N° 14.

La presencia de este derivador de carga hace que el circuito de chancado secundario- terciario sea independiente del circuito HPGR, es decir, si se tienen paradas del circuito HPGR por mantenimiento o problemas operacionales, el circuito de chancado secundario-terciario seguirá operando para poder de esta manera mantener el nivel en la tolva de finos que alimenta a molienda.

En la Tabla 14 se muestran los principales datos de la faja N° 14.

Tabla 14*Principales datos técnicos de la faja N° 14*

Faja N° 14	
Dimensiones	95 m largo x 60" ancho x 22.6 mm espesor
Capacidad	3500 TMH
Potencia del motor	100 HP / 74.6 kW
Amperaje del motor	104 A
Tipo de control	Arranque directo (no VFD)

Nota. Elaboración propia.

La faja N° 14 descarga el mineral en el Silo HPGR, este silo tiene una capacidad de 750 TM y su función principal es la de brindar un flujo de carga constante hacia el tolván para posteriormente alimentar a los rodillos.

3.5.2 Faja transportadora N° 15

La faja N° 15 recibe el mineral proveniente del Silo HPGR y alimenta a la faja N° 16. En la Tabla 15 se muestran los principales datos de la faja N° 15.

Tabla 15*Principales datos técnicos de la faja N° 15*

Faja N° 15	
Dimensiones	30 m largo x 72" ancho x 35.6 mm espesor
Capacidad	3500 TMH
Potencia del motor	150 HP / 111.9 kW
Amperaje del motor	165 A
Tipo de control	Velocidad variable (VFD)

Nota. Elaboración propia.

3.5.3 Faja transportadora N° 16

La faja N° 16 recibe el mineral proveniente de la faja N° 15 y descarga el mineral en el tolván del HPGR. Esta faja cuenta con un electroimán y un detector de metales para prevenir que estos lleguen hacia los rodillos y puedan dañar el equipo.

En la Tabla 16 se muestran los principales datos de la faja N° 16.

Tabla 16*Principales datos técnicos de la faja N° 16*

Faja N° 16	
Dimensiones	280 m largo x 60" ancho x 22.6 mm espesor
Capacidad	3500 TMH
Potencia del motor	402 HP / 300 kW
Amperaje del motor	53 A
Tipo de control	Velocidad variable (VFD)

Nota. Elaboración propia.

3.5.4 Tolvín HPGR

En la descarga de la faja N° 16 se cuenta con el derivador de carga N° 02 (diverter N° 02), este derivador de carga puede enviar el mineral al tolvín o en su defecto directamente hacia la faja N° 17. El diverter N° 02 actúa cuando se detecta un metal en la faja N° 16, en este caso para prevenir que el metal ingrese hacia el tolvín y posteriormente hacia los rodillos HPGR, el diverter manda toda la carga hacia la faja N° 17 protegiendo de esta manera los rodillos y manteniendo la operación constante de la planta.

El tolvín de capacidad 20 TM consiste en una tolva de acero y una zona de alimentación ajustable. Dependiendo del material de alimentación de la chancadora, la tolva internamente está forrada de liners que permiten proteger contra el desgaste. Asimismo, la alimentación esta soportada por un sistema de celdas de carga que permiten controlar el peso mediante un nivel de llenado adecuado, el sistema controla los parámetros de operación como velocidad del rodillo y unidad de alimentación, también cuenta con una puerta de inspección que permite revisar el interior de la tolva.

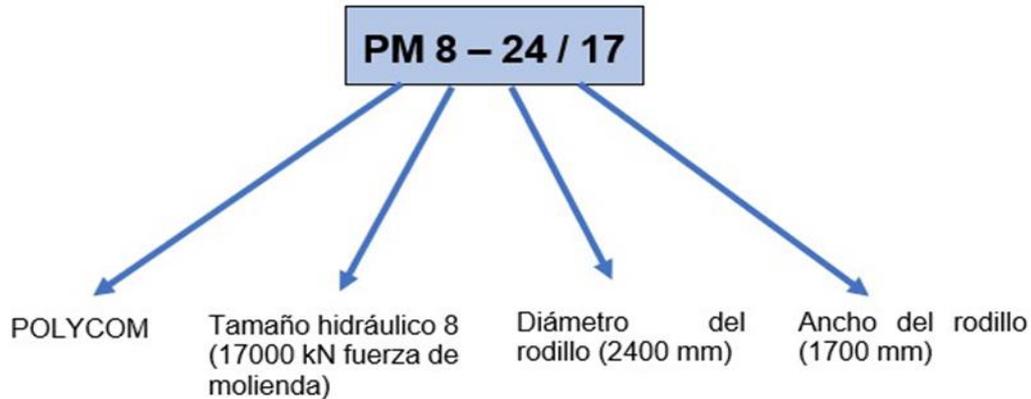
3.5.5 Rodillos HPGR Polycom

El equipo HPGR trabaja con dos motores eléctricos, dos reductores tipo planetario, 2 rodillos (uno móvil y otro fijo), un sistema hidráulico, un sistema de lubricación y sistema de enfriamiento.

El rodillo HPGR Polycom seleccionado para este proceso fue el de serie: PM 8 – 24/17.

Figura 27

Descripción del modelo HPGR utilizado para el proceso.



Nota. Adaptado de los datos técnicos de la empresa minera en estudio.

En la Tabla 17 se muestran los principales datos del equipo HPGR.

Tabla 17

Principales datos técnicos del equipo HPGR

	HPGR
Gap operacional	70 a 80 mm
Presión de trabajo	135 a 145 bares
Potencia del motor	3554 HP / 2650 kW
Amperaje del motor	593 A
Capacidad de diseño	3261 TM/hr

Nota. Adaptado de los datos técnicos de la empresa minera en estudio.

Sistema hidráulico del HPGR

El sistema hidráulico es el encargado de desplazar hacia adelante y hacia atrás el rodillo móvil generando la presión necesaria para poder reducir el mineral a un tamaño adecuado para molienda. En la Tabla 18 se muestran los principales datos técnicos.

Tabla 18

Principales datos técnicos del Sistema hidráulico del HPGR.

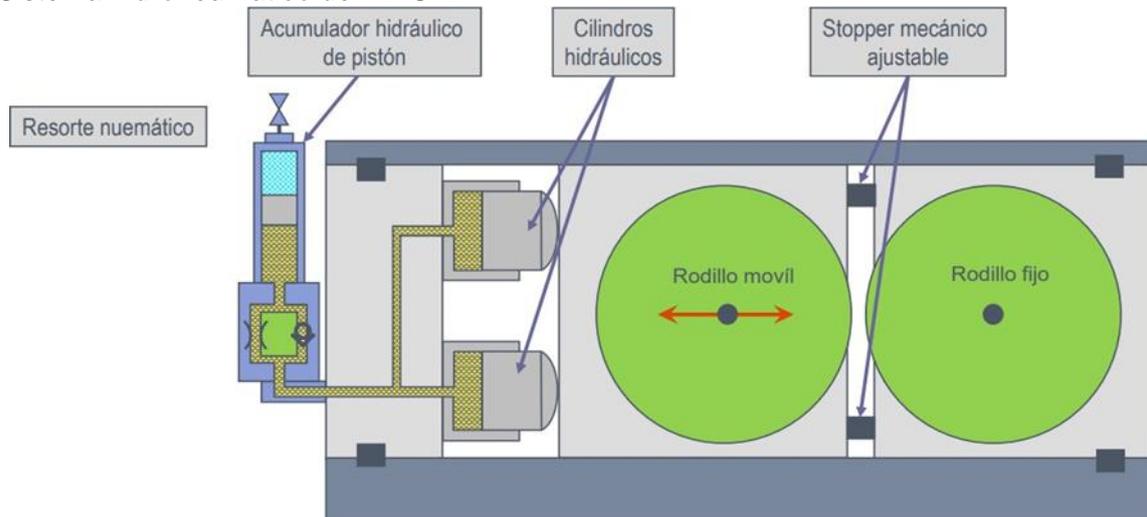
	Sistema Hidráulico
Unidad hidráulica	Tanque de aceite de 800 lts.
	02 bombas con motores de 30 kW
	01 filtro de flujo de retorno
Cilindros principales	04 cilindros de 560 mm de diámetro
Cilindros de empuje	04 cilindros de 125 mm de diámetro
Acumuladores	02 acumuladores de nitrógeno

Nota. Adaptado de los datos técnicos de la empresa minera en estudio.

Asimismo, sistema hidráulico del HPGR cuenta con sistema de resorte hidroneumático como se muestra en la Figura 28 y el cual es detallado a continuación.

Figura 28

Sistema hidroneumático del HPGR.



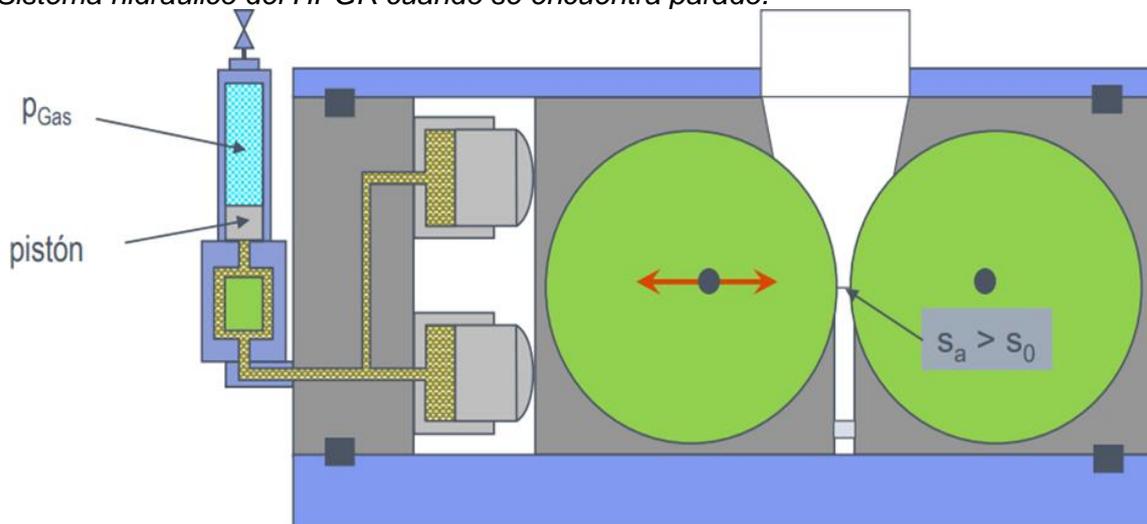
Nota. Adaptado de Technical manual Thyssenkrupp, 2020.

Cuando el HPGR se encuentra parado

Cuando el HPGR se encuentra parado, la presión hidráulica es igual a 0 bares por lo que la presión del gas (nitrógeno) será la presión del sistema. Además, la apertura inicial entre los rodillos será mayor a la apertura inicial de 40 mm ($S_a > S_0$) tal como se muestra en la Figura 29.

Figura 29

Sistema hidráulico del HPGR cuando se encuentra parado.



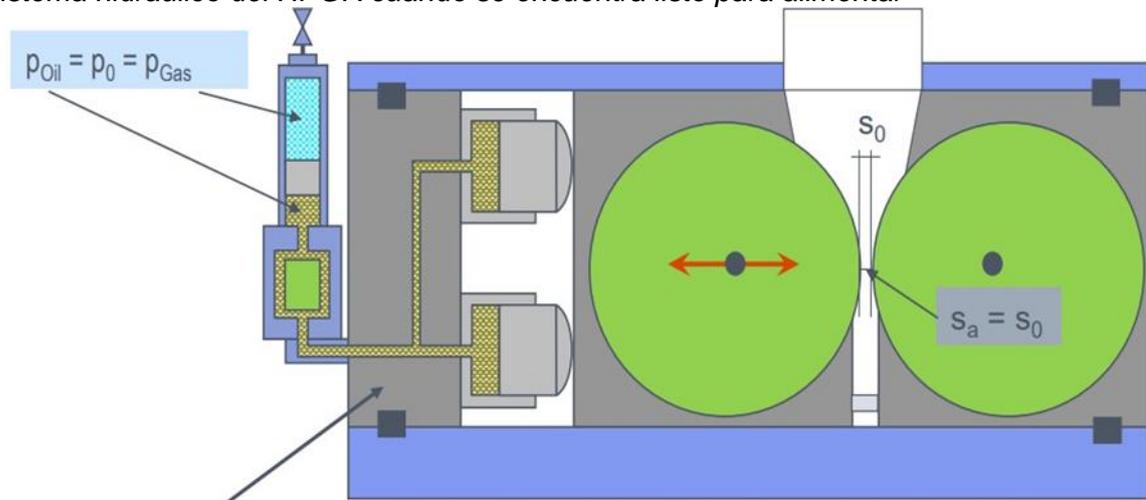
Nota. Adaptado de Technical manual Thyssenkrupp, 2020.

Cuando el HPGR se encuentra arrancado en vacío.

Cuando el HPGR se encuentra ya arrancado y listo para alimentar o en vacío, la presión de nitrógeno aumenta ya que se encuentra comprimido igualándose con la presión hidráulica del aceite y siendo este valor la presión del sistema. Además, la apertura entre los rodillos será igual a la abertura inicial de 40 mm ($S_a=S_0$) tal como se muestra en la Figura 30.

Figura 30

Sistema hidráulico del HPGR cuando se encuentra listo para alimentar



Absorción de presión por bloque de presión

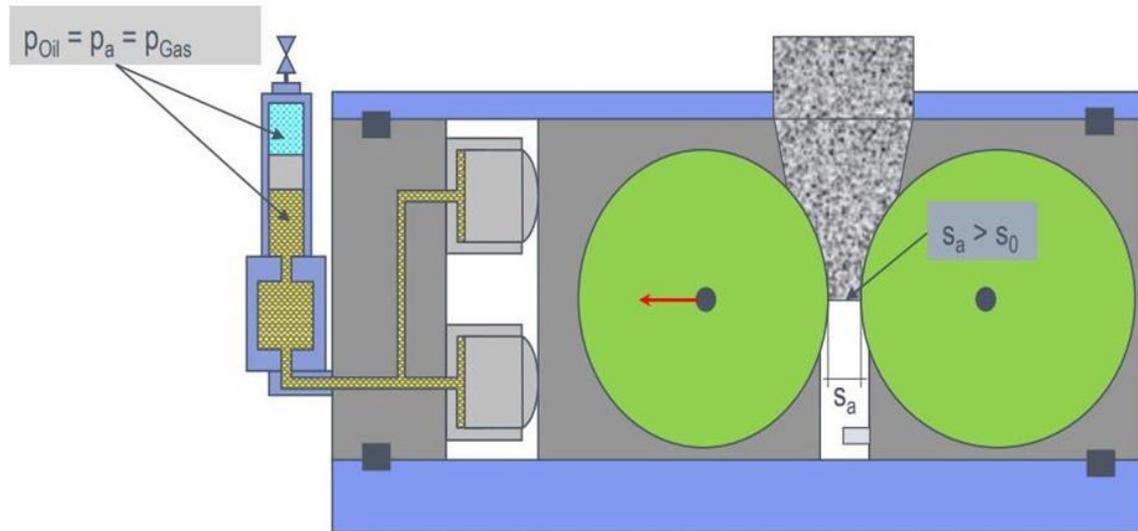
Nota. Adaptado de Technical manual Thyssenkrupp, 2020.

Cuando el HPGR se encuentra operando con carga

Cuando el HPGR se encuentra operando con carga, el rodillo móvil está siendo empujado por el material, el aceite hidráulico está presionado dentro del acumulador, asimismo, el nitrógeno está siendo comprimido haciendo que la presión aumente. Por lo tanto, la presión del gas será igual a la presión hidráulica esta será a su vez la presión del sistema. Además, la apertura inicial entre los rodillos será mayor a la abertura inicial de 40 mm ($S_a>S_0$) pero menor a la apertura en vacío.

Figura 31

Sistema hidráulico del HPGR cuando se encuentra en operación



Nota. Adaptado de Technical manual Thyssenkrupp, 2020.

Sistema de engrase de los rodillos

El sistema de engrase se encarga de mantener lubricados los carriles guía de los rodillos, así también los rodamientos del rodillo fijo y del rodillo móvil. La inyección de grasa se realiza mediante una bomba de pulsos, la cual transporta la grasa hasta la unidad de control, que consta de dos distribuidores, un filtro y dos válvulas solenoide. Los distribuidores se encargan de repartir la grasa a los puntos de lubricación para rodamientos de rodillos y de los rieles guía según se requiera.

En la Tabla 19 se muestran los principales datos del sistema de engrase de los rodillos HPGR.

Tabla 19

Principales datos técnicos del sistema de engrase del HPGR.

Sistema de engrase HPGR	
Presión de aire	4 a 5 bares
Tipo de lubricación	grasa
Volumen barril de grasa	200 lts.
Tiempo del ciclo	30 min.
Pulsos por ciclo de lubricación	33

Nota. Adaptado de los datos técnicos de la empresa minera en estudio.

Sistema de refrigeración

Se encarga de mantener la temperatura lo suficientemente baja en los soportes de los rodamientos y así prolongar más la vida de los rodamientos de los rodillos del HPGR, este sistema usa como medio refrigerante el glicol, cuyo flujo es direccionado por válvulas solenoide.

En la Tabla 20 se muestran los principales datos del sistema de refrigeración de los rodillos HPGR.

Tabla 20

Principales datos técnicos del sistema de refrigeración HPGR

Sistema de refrigeración	
Medio refrigerante	Glicol
Flujo hacia rodamientos	1 m3/hr
Flujo hacia rodillos	6 m3/hr

Nota. Adaptado de los datos técnicos de la empresa minera en estudio.

3.5.6 Faja transportadora N° 17

La faja N° 17 recibe directamente el producto de los rodillos HPGR o en su defecto recibe el mineral proveniente de la faja N° 16 cuando se activa el derivador de carga N° 02 por la detección de algún metal. La faja N° 17 descarga en la faja N° 18.

En la Tabla 21 se muestran los principales datos de la faja N° 17.

Tabla 21

Principales datos técnicos de la faja N° 17.

Faja N° 17	
Dimensiones	300 m largo x 60" ancho x 22.6 mm espesor
Capacidad	3500 TMH
Potencia del motor	603 HP / 450 kW
Amperaje del motor	79 A
Tipo de control	Arranque directo (no VFD)

Nota. Adaptado de los datos técnicos de la empresa minera en estudio.

3.5.7 Faja transportadora N° 18

La faja N° 18 recibe el mineral proveniente de la faja N° 17 y descarga en la faja N° 08 para posteriormente pasar a la tolva de finos y continuar con el circuito de molienda.

En la Tabla 22 se muestran los principales datos de la faja N° 18.

Tabla 22

Principales datos técnicos de la faja N° 18

Faja N° 18	
Dimensiones	29 m largo x 60" ancho x 22.6 mm espesor
Capacidad	3500 TMH
Potencia del motor	100 HP / 74.6 kW
Amperaje del motor	104 A
Tipo de control	Arranque directo (no VFD)

Nota. Adaptado de los datos técnicos de la empresa minera en estudio.

3.6 Descripción de los principales parámetros operacional del circuito de chancado después de la aplicación de la tecnología HPGR

En esta etapa se muestran los principales parámetros de operación de la planta de chancado secundario y terciario después de la aplicación de la tecnología HPGR.

Se realizó un análisis granulométrico y un balance de masa en línea B de chancado al igual que en la etapa previa cuando no se tenía el HPGR.

En la figura 32, se muestra un balance de masa de la línea B del circuito de chancado con HPGR. En este diagrama se puede apreciar que el mineral alimentado al circuito HPGR proveniente de la faja N° 07 ahora tiene un F80 de 16.06 mm con un porcentaje acumulado retenido en +1/2" de 37.15 %. También se puede apreciar que el producto del HPGR muestreado en la faja N° 17 tiene un P80 de 8.81 mm con un porcentaje acumulado retenido en +1/2" de 9.11%.

De los datos anteriormente descritos podemos observar que el radio de reducción en el circuito HPGR opera en el rango de 1.82 tal como se muestra en la Tabla 23.

Tabla 23

Principales parámetros operacionales del circuito HPGR

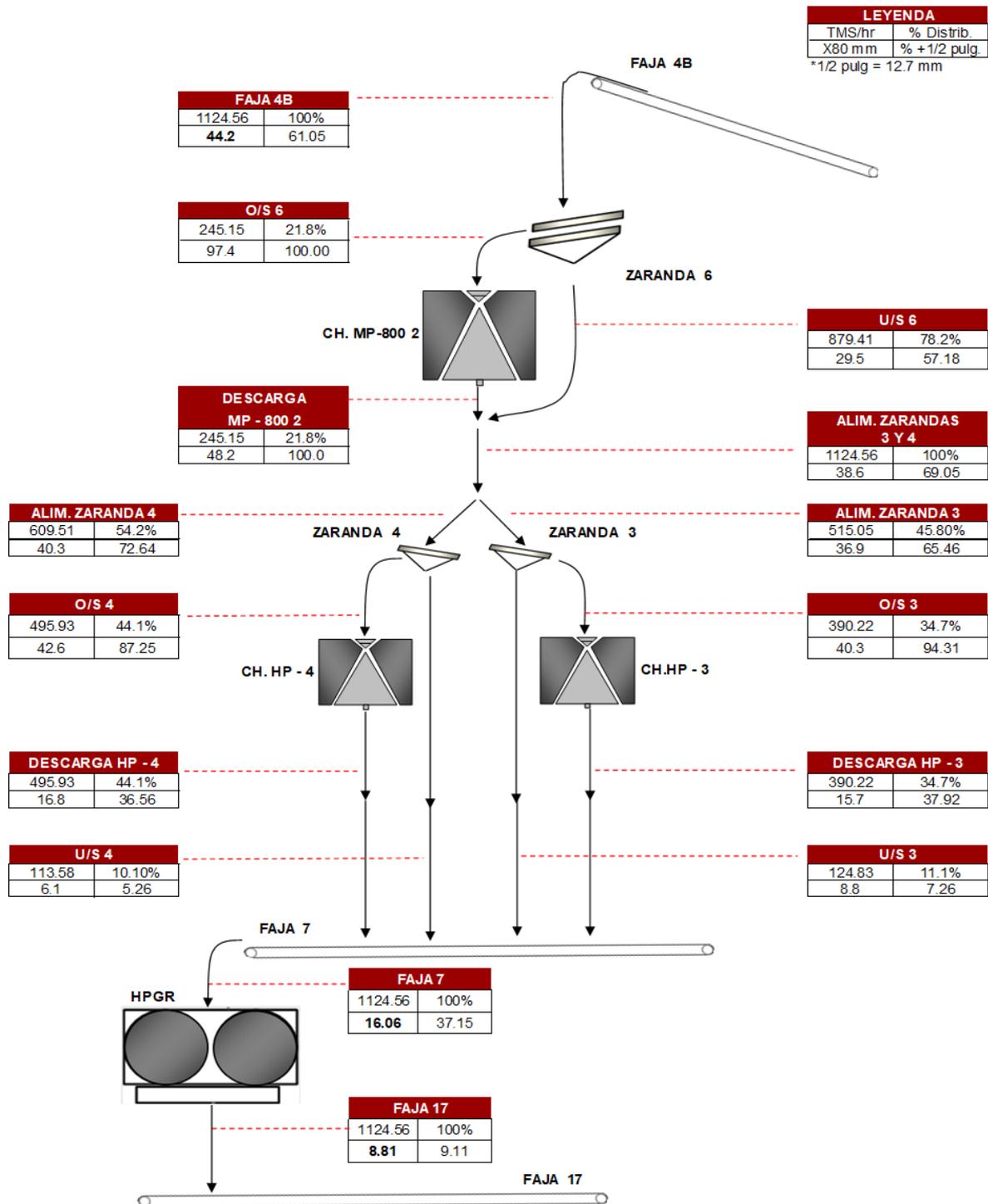
	Alimentación HPGR	Descarga HPGR
F80 (mm)	16.06	
P80 (mm)		8.81
+1/2" (%)	37.15	9.11
Rr	1.82	

Nota. Elaboración propia.

Figura 32

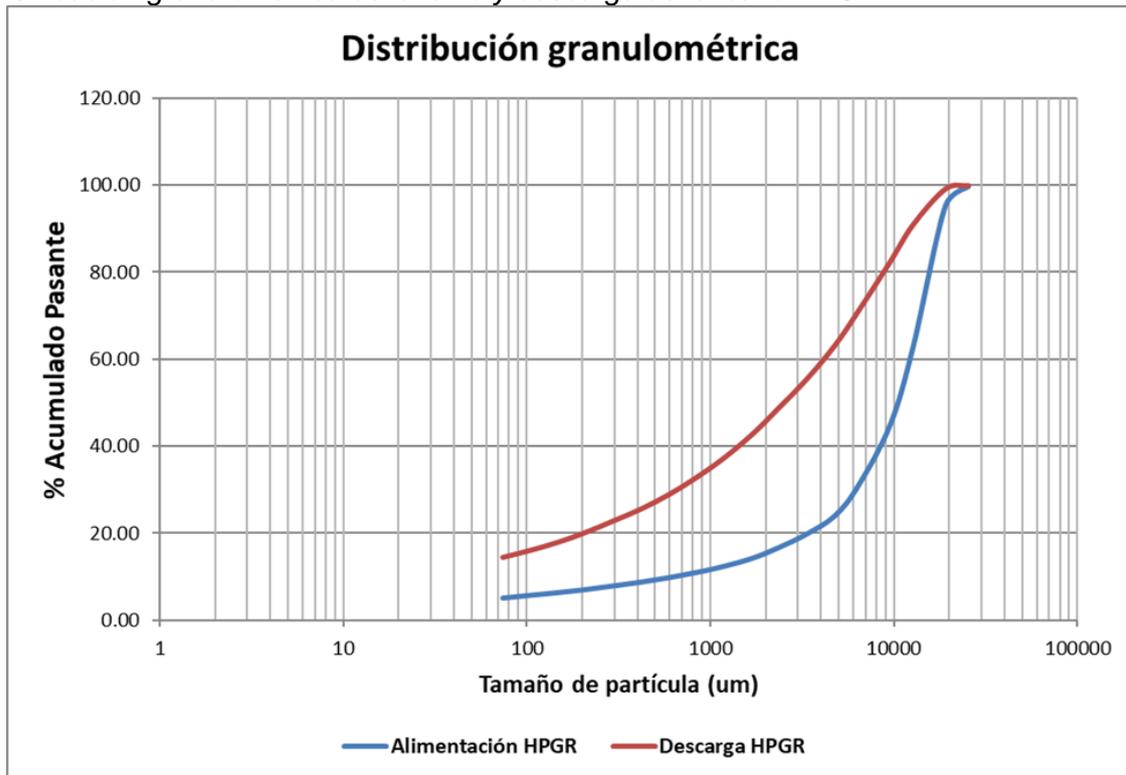
Balance de masa del circuito de chancado con HPGR.

BALANCE DE CHANCADO SECUNDARIO CON HPGR LADO B



Nota. Elaboración propia.

Figura 33
Distribución granulométrica del aliento y descarga del circuito HPGR



Nota. Elaboración propia.

En la figura 33, se muestra la distribución granulométrica del alimento y descarga del circuito HPGR.

Asimismo, se puede apreciar que la granulometría del producto de chancado secundario- terciario se vuelve más gruesa cuando se aplica la tecnología HPGR.

En la Tabla 24 se muestra la comparación de los principales datos de chancado antes y después de la aplicación del HPGR.

Tabla 24

Principales parámetros operacionales del circuito de chancado antes y después del HPGR.

	Circuito de chancado secundario-terciario sin HPGR	Circuito de chancado secundario-terciario con HPGR
F80 (mm)	46.7	44.2
P80 (mm)	10.81	16.06
% +1/2" descarga	12.84	37.15
Rr	4.32	2.75

Nota. Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

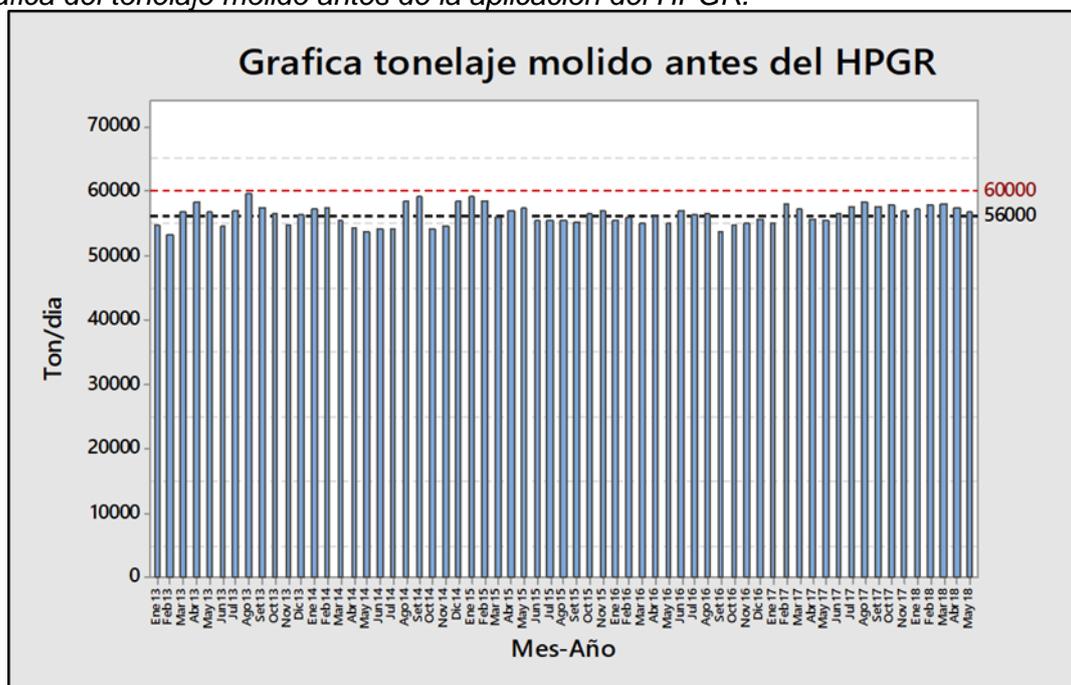
El rango de datos utilizados para esta investigación comprende desde enero del año 2013 hasta mayo del 2018 para su análisis antes de la aplicación de la tecnología HPGR y desde junio del 2018 hasta diciembre del 2022 para su análisis después de la aplicación de dicha tecnología. Asimismo, la frecuencia de datos analizada es mensual siendo esta calculada entre el acumulado diario durante todo el mes dividida entre la disponibilidad de los equipos de molienda expresada en días. De esta manera, el rango de datos analizado es más representativa ya que se evitan los datos fuera de rango debido a problemas externos como parada intempestiva de equipos, paradas por mantenimiento, etc. y solo se analizan los datos de manera estrictamente operativa.

4.1 Impacto de la tecnología HPGR en el tonelaje molido

En la siguiente gráfica se muestra el tonelaje procesado por molienda antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 34

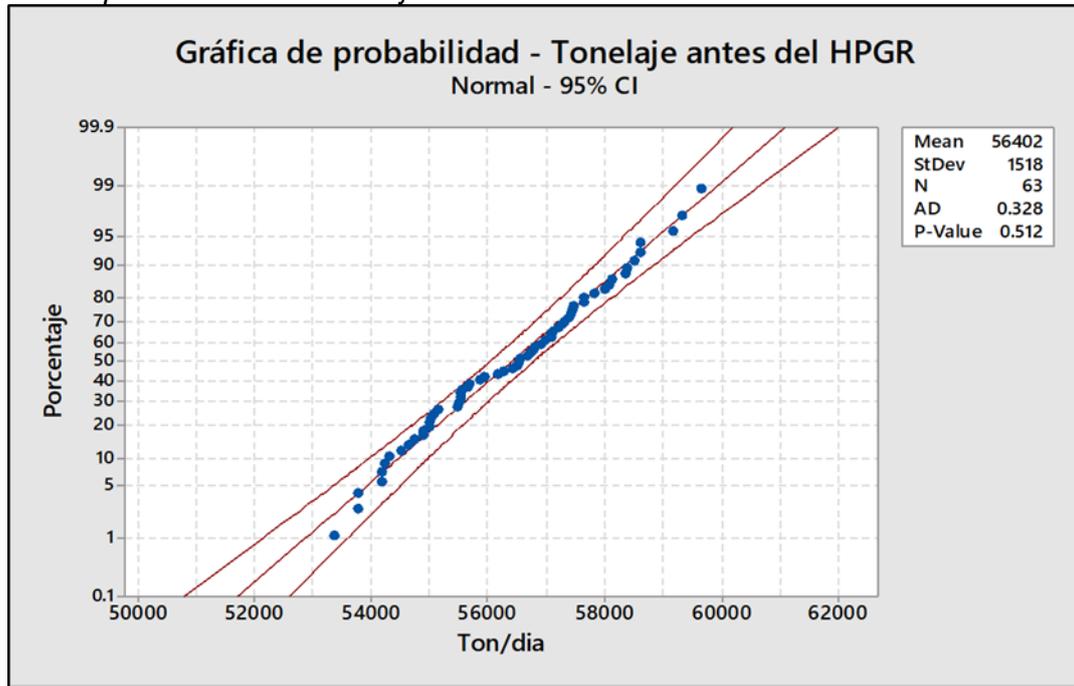
Grafica del tonelaje molido antes de la aplicación del HPGR.



Nota. Elaboración propia.

Figura 35

Grafica de probabilidad del tonelaje molido antes del HPGR.



Fuente: Elaboración propia

Como se puede apreciar en la Figura 34, el tonelaje procesado antes de la aplicación de la tecnología HPGR tiene un valor promedio de 56,400 Ton/día estando por debajo del tonelaje nominal de la planta que es de 60,000 Ton/día.

Asimismo, en la Figura 35 se puede apreciar como el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.512.

En la Figura 36 se muestra el histograma del tonelaje molido antes de la aplicación del HPGR, como se aprecia en la gráfica, se tienen dos picos dentro de la distribución normal de los datos. Estos picos significan que los datos analizados tienen valores de frecuencia altos para dos rangos de datos específicos. En este caso, estos rangos de tonelaje molido diario se relacionan directamente con el work index del mineral.

Para rangos de work index entre 16 a 16.3 kW-hr/TC el tonelaje promedio procesado por molinos era de 57,200 ton/día y para minerales de dureza mayor entre rangos de work index de 16.8 a 17 kW-hr/TC el tonelaje molido era de 55,200 ton/día.

Figura 36

Histograma del tonelaje molido antes del HPGR

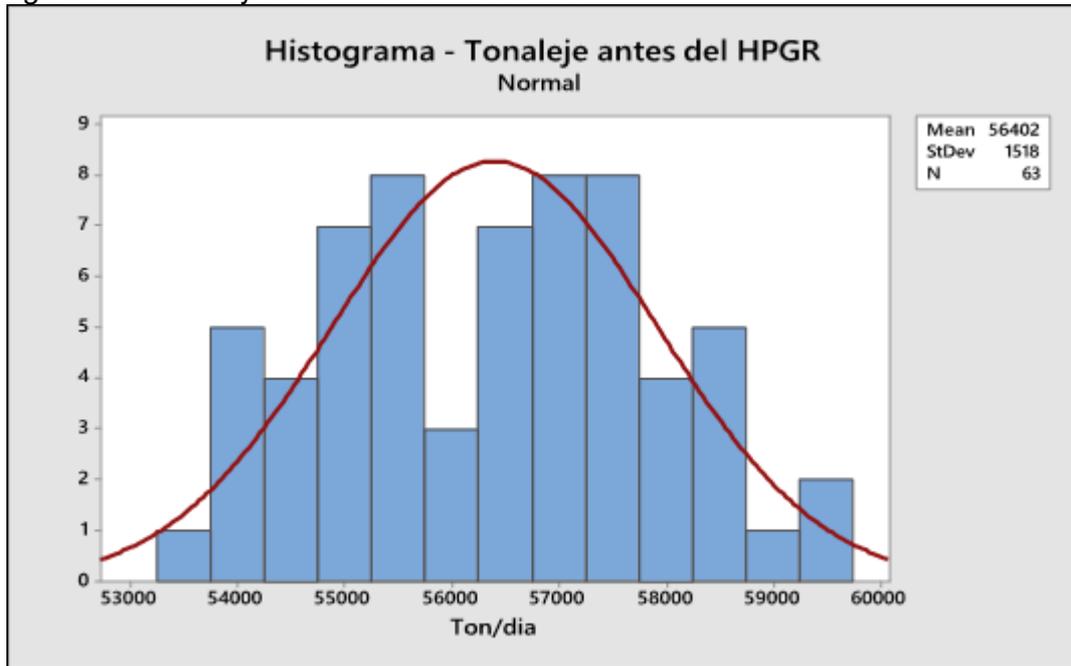
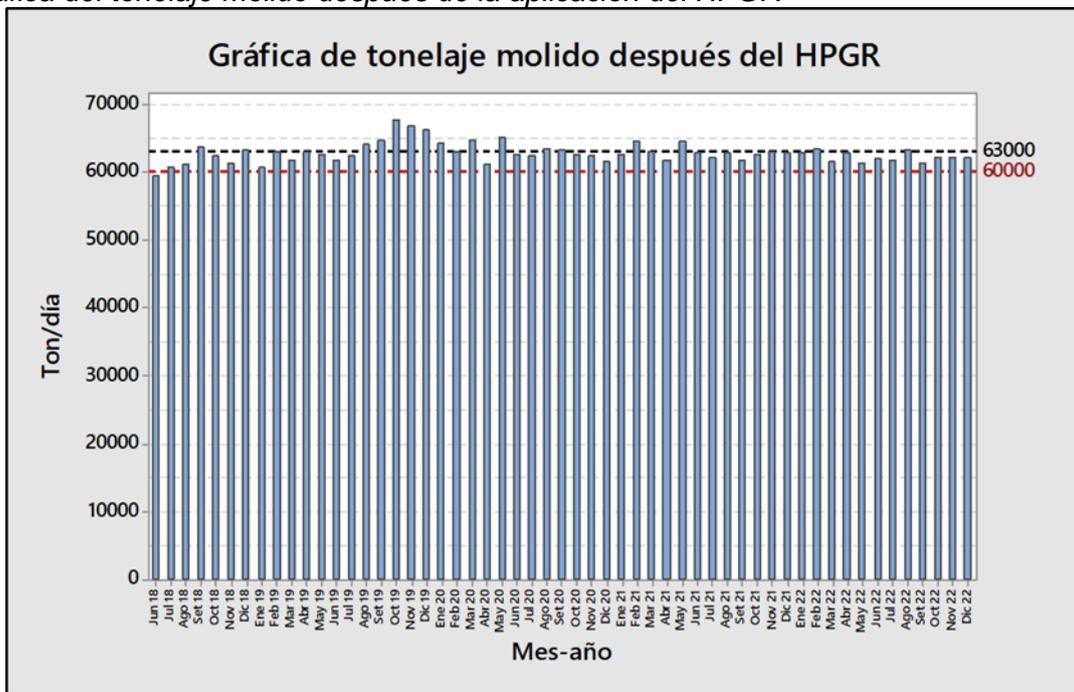


Figura 37

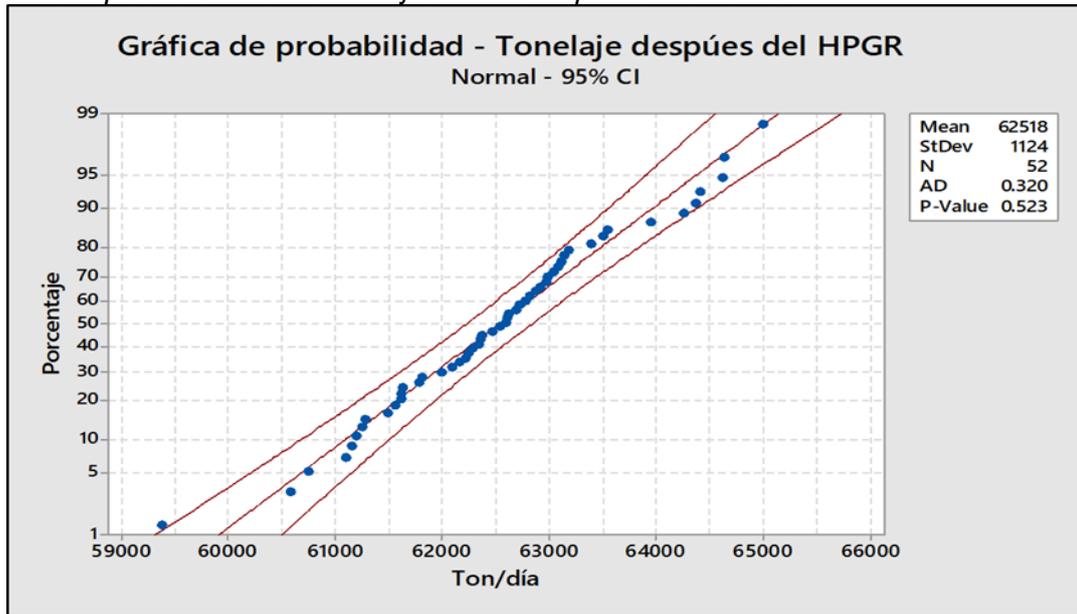
Grafica del tonelaje molido después de la aplicación del HPGR



Nota. Elaboración propia.

Figura 38

Grafica de probabilidad del tonelaje molido después del HPGR.



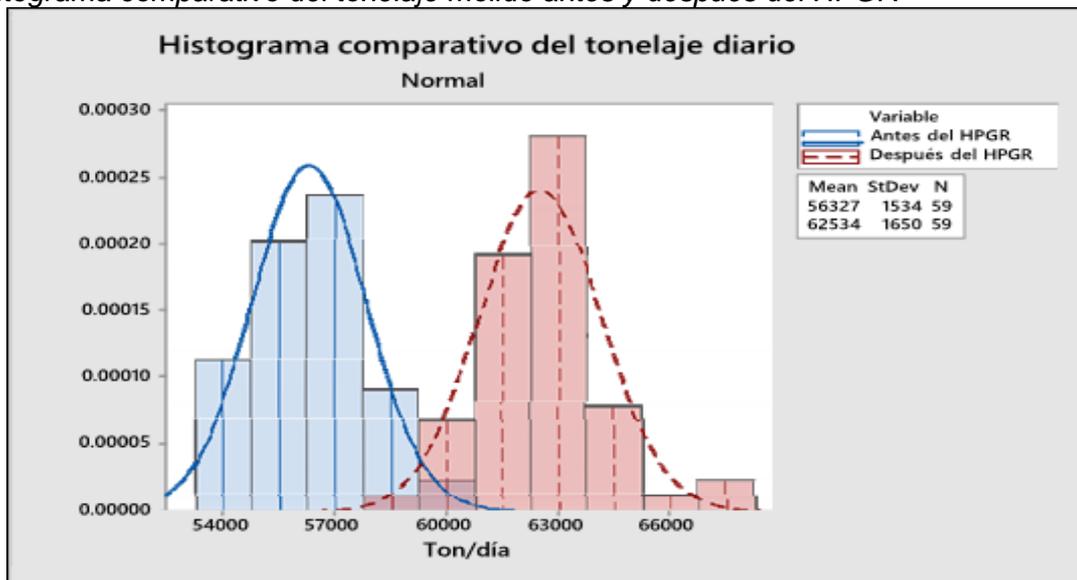
Fuente: Elaboración propia

En la Figura 37, se puede apreciar que una vez la Planta HPGR entro en operación y luego de su proceso de comicionamiento y arranque, el tonelaje procesado por molinos aumenta considerablemente hasta un promedio de 62,500 Ton/día.

Asimismo, en la Figura 38 se puede apreciar como el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.523.

Figura 39

Histograma comparativo del tonelaje molido antes y después del HPGR



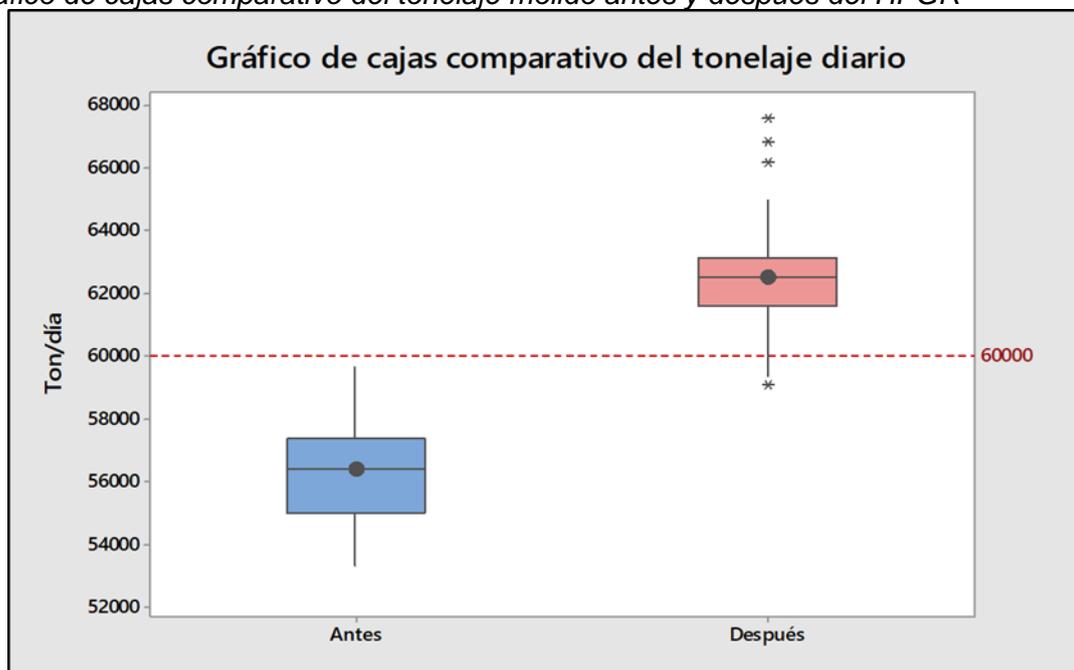
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 39 se muestra el histograma comparativo del tonelaje molido antes y después de la aplicación del HPGR, como se aprecia en la gráfica, el tonelaje molido aumenta de 56,400 Ton/día a valores de 62,500 Ton/día superando el tonelaje nominal de planta que es de 60,000 Ton/día.

Se aprecia un incremento bastante considerable en el tonelaje procesado por molinos de hasta 6,100 Ton/día. Este incremento en el tonelaje se ve reflejado en la mayor producción de cobre y molibdeno de la planta concentradora.

Figura 40

Gráfico de cajas comparativo del tonelaje molido antes y después del HPGR



Nota. Elaboración propia.

En la Figura 40 se muestra el gráfico de cajas comparativo del tonelaje molido antes y después de la aplicación de la tecnología HPGR, acá se puede observar que durante el arranque de la Planta HPGR el tonelaje de molienda se incrementaba gradualmente según la disponibilidad de dicha planta siguiendo una rampa de arranque, es así como el tonelaje de molienda se incrementó de 56,000 a 58,000 luego a 60,000 para mantenerse finalmente en un rango de tonelaje estable de 62,500 Ton/día.

También se puede apreciar que se tienen valores de tonelaje en el rango de 65,000 a 67,000 Ton/día tal como se puede ver en el gráfico de cajas con los puntos ubicados en

el extremo superior del diagrama. Estos valores de tonelaje corresponden al periodo en el que se probó la máxima capacidad de molienda de la planta llegando incluso a pasar valores de tonelaje cercanos a 67,500 Ton/día.

Este periodo de tiempo no llegó a durar más de 3 meses ya que la operación de la planta no era estable debido a que con estos valores altos de tonelaje en molienda la recuperación de agua en los espesadores de relaves no era la más eficiente posible por lo que se encontró un punto de equilibrio para tonelajes molidos en el rango de 62,500 Ton/día.

En la Tabla 25 se muestra el cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el tonelaje procesado por molienda.

Tabla 25

Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el tonelaje procesado por molienda.

Tonelaje molienda (Ton/día)	Antes de la aplicación del HPGR	Después de la aplicación del HPGR	Incremento (Ton/día)	Incremento (%)
Total molienda	56,400	62,500	6,100	10.81 %

Nota. Elaboración propia

En la Tabla 26 se muestra el impacto del HPGR en el aumento de utilidades por cobre y molibdeno de la planta concentradora.

Tabla 26

Impacto de la tecnología HPGR en el aumento de utilidades anuales por cobre y molibdeno.

Tonelaje molienda (Ton/día)	Concentrado cobre	Concentrado molibdeno
Días de operación por año	362	362
Tonelaje procesado sobre el nominal	1000	1000
Ley de cabeza (%)	0.6	0.03
Recuperación estándar (%)	89	68
Libras adicionales recuperadas	4,257,772	165,348
Utilidad por libra (US\$)	1	10
% Utilidad después de impuestos	55	55
Utilidad neta adicional (\$)	2,128,886	909,414

Nota. Elaboración propia

Como se puede apreciar en la tabla anterior, por cada 1000 Ton adicionales procesadas en molienda se obtiene una utilidad anual neta adicional para el concentrado de Cu de 2,128,886 \$ y 909,414 \$ para el concentrado de molibdeno. Esto hace una utilidad neta adicional de 3,038,300 \$ por cada 1000 toneladas procesadas.

En este sentido, teniendo en cuenta que el tonelaje nominal de la planta es de 60,000 Ton/día y que al implementar la tecnología HPGR se puede llegar hasta 62,500 Ton/día entonces se tendría una utilidad neta adicional de 7,595,750 \$/año.

4.2 Impacto de la tecnología HPGR en el work index del mineral alimentado a molinos

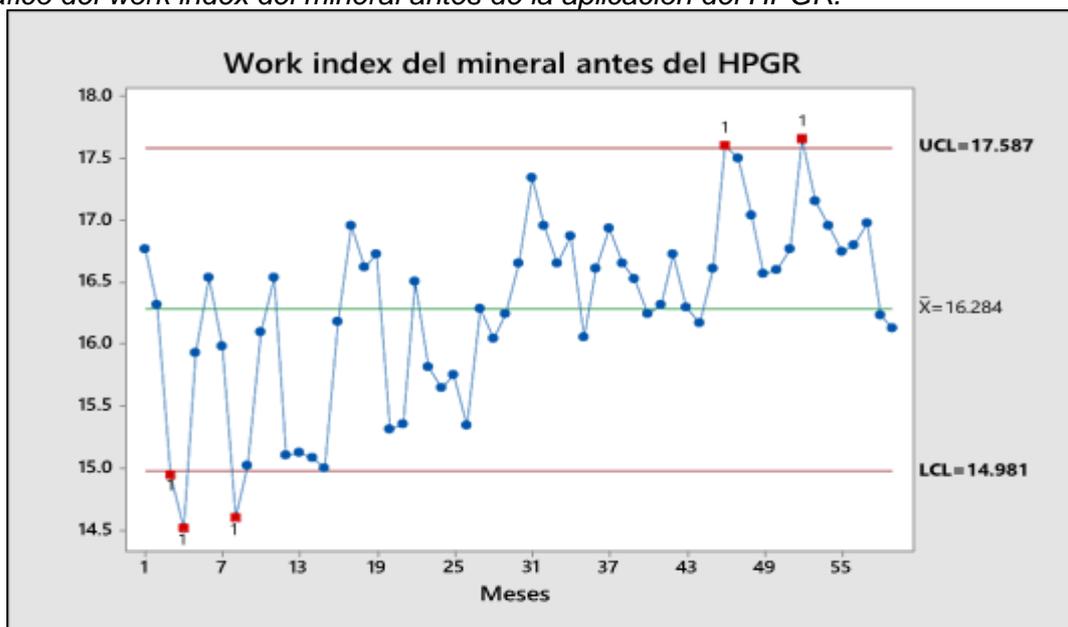
Los datos de work index se obtuvieron de los compósitos mensuales de las muestras que se recolectan diariamente en las fajas que alimentan a los molinos primarios.

Estos compósitos se analizan en el laboratorio mediante el método de análisis de dureza comparativo donde se tiene un mineral de referencia con un work index ya conocido.

En la siguiente figura se muestran los valores de work index del mineral alimentado a molinos antes de la aplicación del HPGR.

Figura 41

Gráfico del work index del mineral antes de la aplicación del HPGR.



Nota. Elaboración propia.

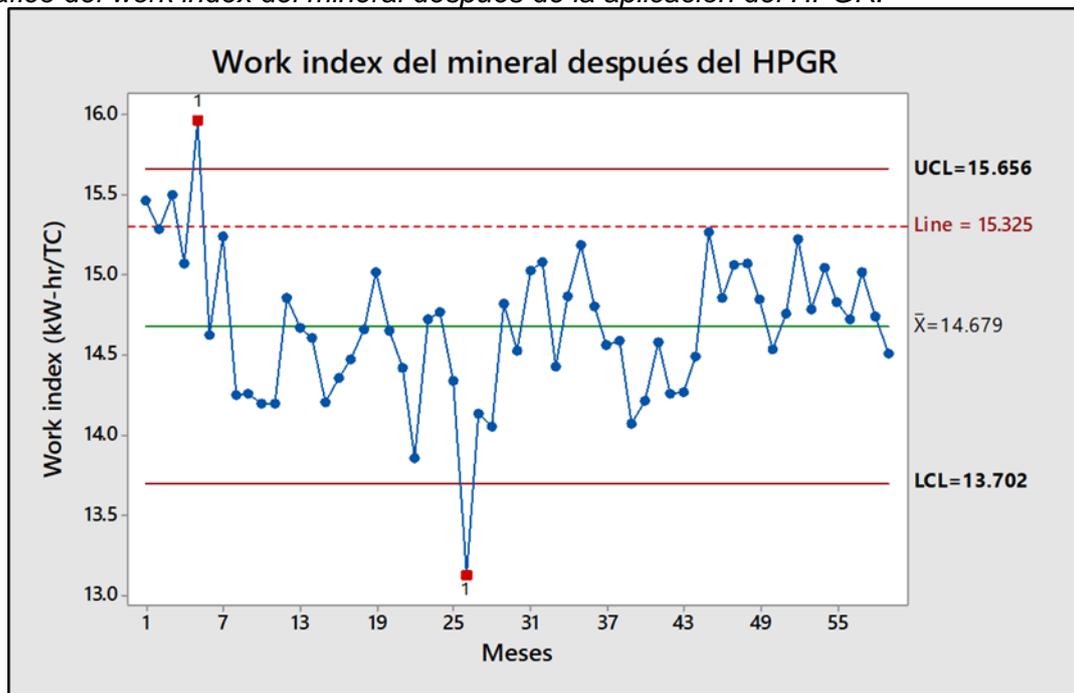
Como se aprecia en la Figura 41, el work index del mineral alimentado a molinos fue aumentando con el pasar de los años. Por ejemplo, entre los años 2013 y mediados del 2015 el work index estaba entre los rangos de 14.9 y 16.3 kW-hr/TC en donde el tonelaje procesado por molinos llegaba a valores de 57,200 Ton/día estando todavía por debajo del tonelaje nominal de 60,000 Ton/día.

A partir de los últimos meses del año 2015 hasta fines del año 2017, el work index del mineral alimentado a molinos llegó a estar entre los rangos de 16.3 y 17.5 kW-hr/TC. Con estos valores de dureza el tonelaje molido bajo considerablemente a valores de 55,200 Ton/día.

En la Figura 42 se muestra el work index del mineral una vez que entró en operación la Planta HPGR

Figura 42

Gráfico del work index del mineral después de la aplicación del HPGR.



Nota. Elaboración propia.

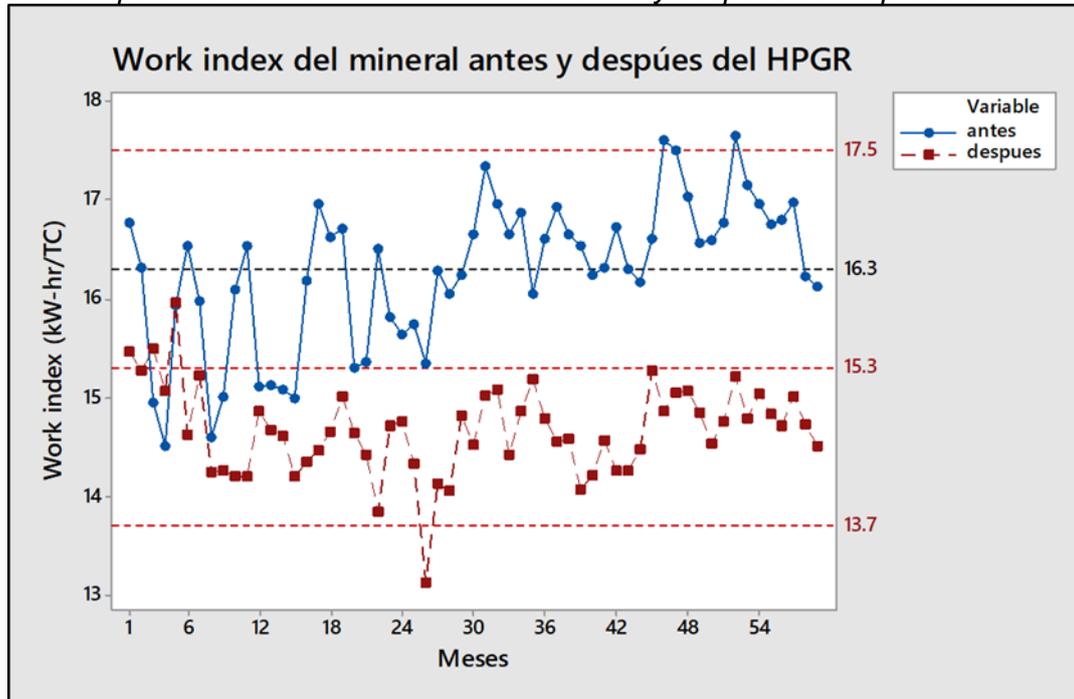
Como se puede observar, luego de aplicación del HPGR, la dureza del mineral alimentado a molinos fue reduciéndose gradualmente. Es así como, durante el arranque del HPGR el work index del mineral estaba en el rango de 15.3 kW-hr/TC y cuando se estabilizó la planta llegó a valores promedio de 14.7 kW-hr/TC estando inclusive algunos

meses por debajo de los 14.0 kW- hr/TC.

En la Figura 43, se muestra una gráfica comparativa del work index del mineral alimentado a molinos antes y después de la aplicación del HPGR.

Figura 43

Gráfico comparativo del work index del mineral antes y después de la aplicación del HPGR



Nota. Elaboración propia.

Como se observa de la gráfica, la dureza del mineral bajó de los rangos de 16.3 a 17.5 kW-hr/TC a valores entre el rango de 13.7 a 15.3 kW-hr/TC cuando se aplicó la tecnología HPGR. Esto quiere decir que se tuvo una disminución en el work index del mineral alimentado a molinos de 1.6 kW-hr/TC reflejándose este valor en el mayor tonelaje procesado por molinos de la planta concentradora pasando de unos 56,400 Ton/día a unos 62,500 Ton/día.

En la Tabla 27 se muestra el cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el work index del mineral alimentado a molinos.

Tabla 27

Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el work index del mineral alimentado a molinos.

Work Index (Kw-hr/TC)	Antes de la aplicación del HPGR	Después de la aplicación del HPGR	Disminución (Kw-hr/TC)	Disminución (%)
Molienda	16.3	14.7	1.6	9.81 %

Nota. Elaboración propia

4.3 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía de molienda

Como se mencionó anteriormente, el área de molienda primaria de la planta concentradora cuenta con 01 molino de bolas (molino Fuller) y 08 molinos de barras distribuidos en paralelo. El molino Fuller tiene una capacidad de molienda de 12,480 Ton/día y cada molino de barras tiene una capacidad de 6,250 Ton/día.

Asimismo, cada molino de barras trabaja en circuito cerrado directo con 3 molinos de bolas haciendo un total de 24 molinos de bolas para la molienda secundaria.

En esta parte de la investigación se evaluará el impacto de la tecnología HPGR en el consumo de la energía del molino Fuller, de los molinos de barras, de los molinos de bolas, de la molienda convencional (molinos de barras y molinos de bolas) y finalmente del total de la molienda (molino Fuller, molinos de barras y molinos de bolas).

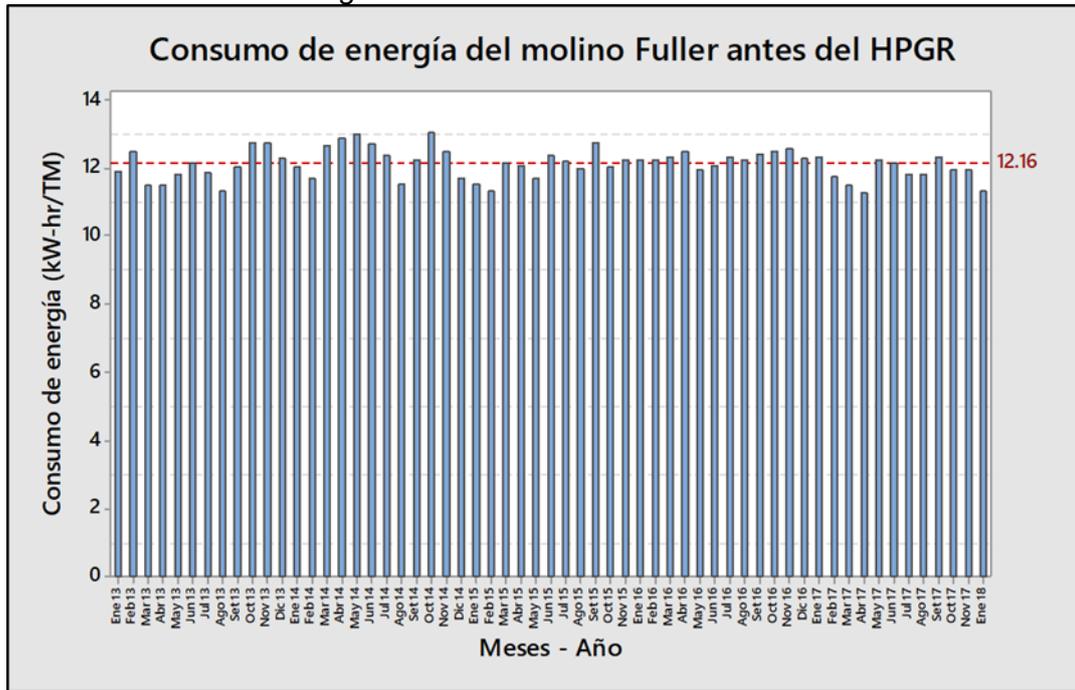
Los datos considerados para los análisis estadísticos fueron el consumo de energía específico para cada uno de los equipos expresado en kW-hr/TM. Esto quiere decir que se tomó como dato la relación del consumo mensual de energía de cada uno de los equipos y el tonelaje procesado durante el mismo periodo de tiempo teniendo siempre como referencia la disponibilidad de los equipos de molienda. También se debe considerar que el tonelaje considerado para los molinos de barras y molinos de bolas secundarios es el mismo ya que estos operan en serie siendo la molienda secundaria la etapa subsiguiente a la molienda primaria.

4.3.1 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía del molino Fuller

A continuación, se muestra en la Figura 44 el consumo de energía específico del molino Fuller antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 44

Gráfico del consumo de energía del molino Fuller antes del HPGR.



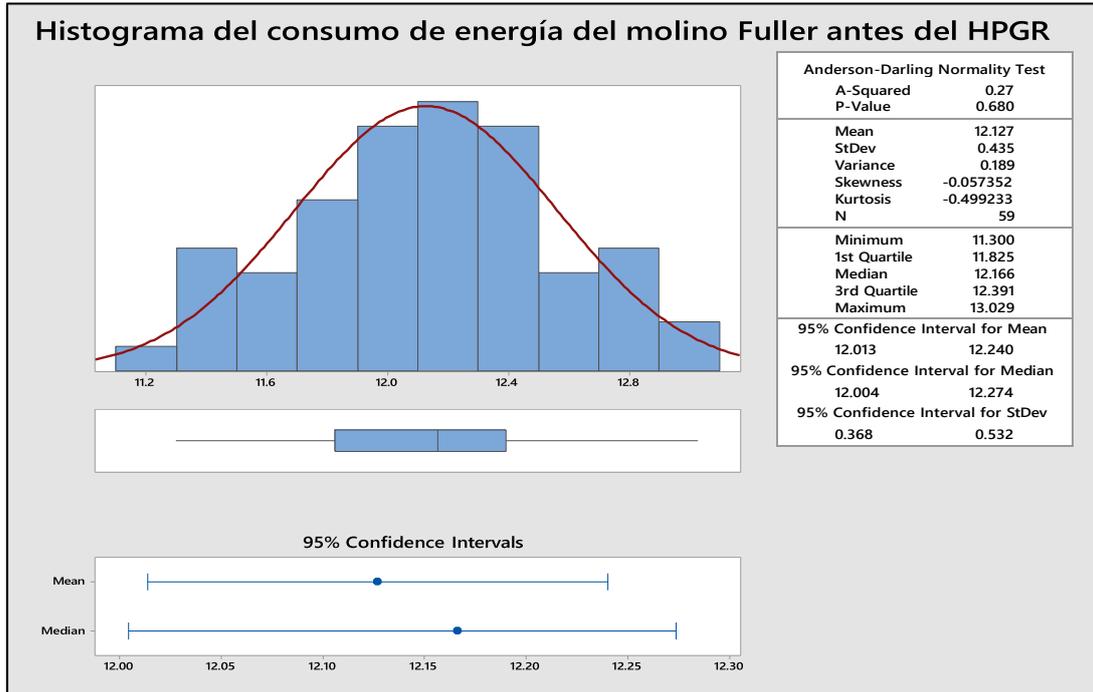
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 45 se muestra el histograma del consumo de energía específico del molino Fuller antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.680.

También se nota que el consumo de energía está entre los rangos de 11.82 a 12.39 kW-hr/TM con un valor promedio de 12.16 kW-hr/TM.

Figura 45

Histograma del consumo de energía del molino Fuller antes del HPGR.

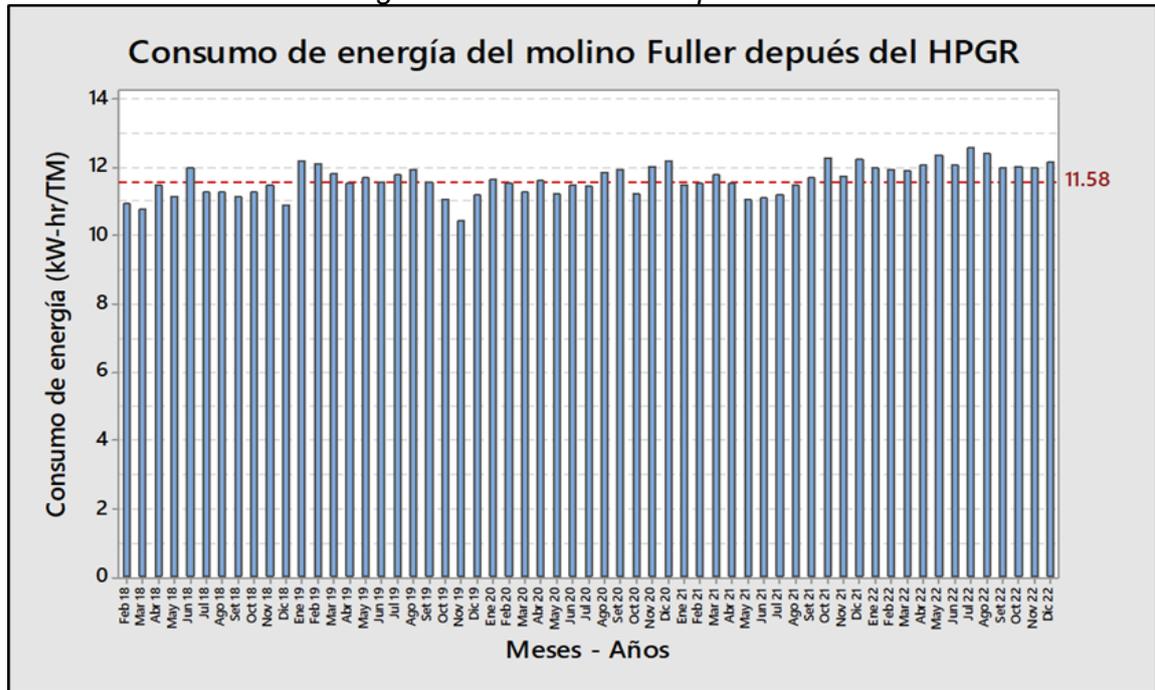


Nota. Elaboración propia.

A continuación, en la Figura 46 se muestra el consumo de energía específico del molino Fuller después de la aplicación del HPGR y en la Figura 47 se muestra el histograma del consumo de energía específico del molino Fuller después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.524.

Figura 46

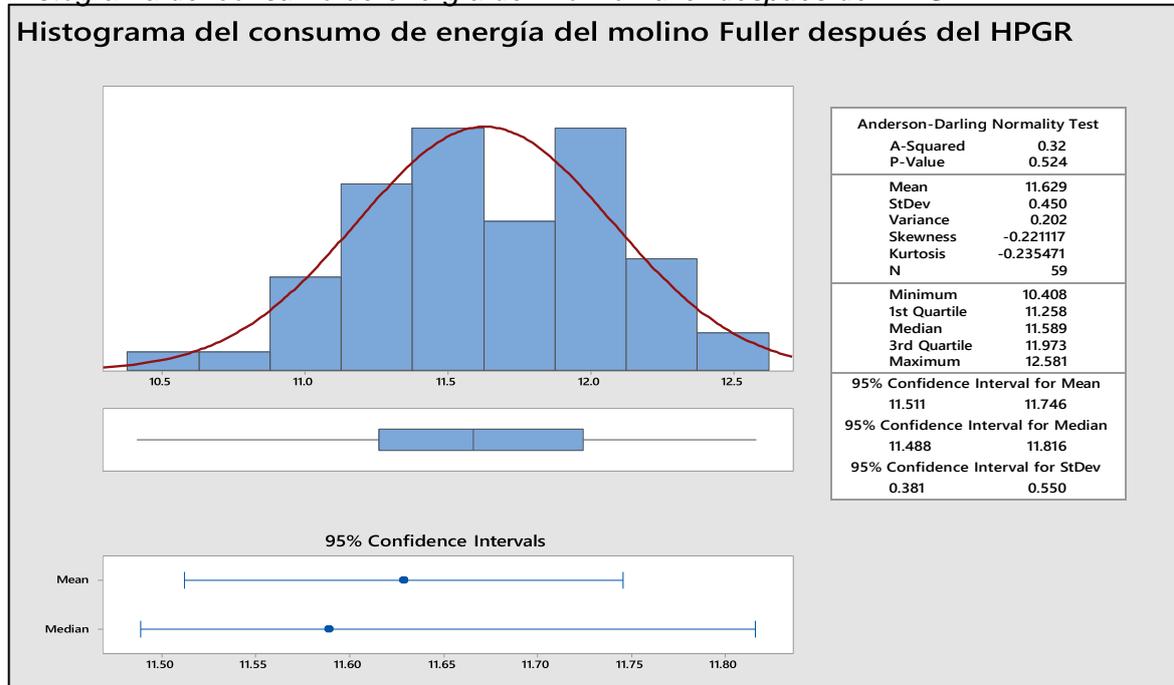
Gráfica del consumo de energía del molino Fuller después del HPGR



Nota. Elaboración propia.

Figura 47

Histograma del consumo de energía del molino Fuller después del HPGR



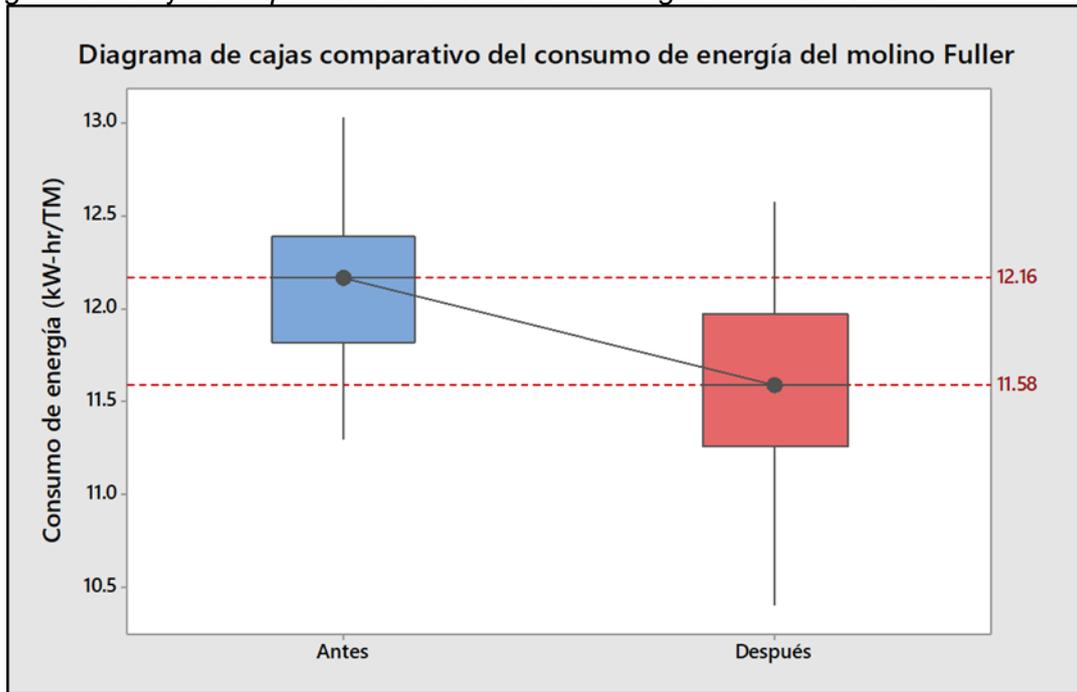
Nota. Elaboración propia.

También se nota que el consumo de energía está entre los rangos de 11.25 a 11.97 kW-hr/TM con un valor promedio de 11.59 kW-hr/TM.

En la Figura 48 se muestra el diagrama de cajas comparativo del consumo de energía del molino Fuller en donde se puede apreciar que se tiene una disminución en el consumo de energía específica del 0.58 kW-hr/TM en el molino Fuller cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 48

Diagrama de cajas comparativo del consumo de energía del molino Fuller.



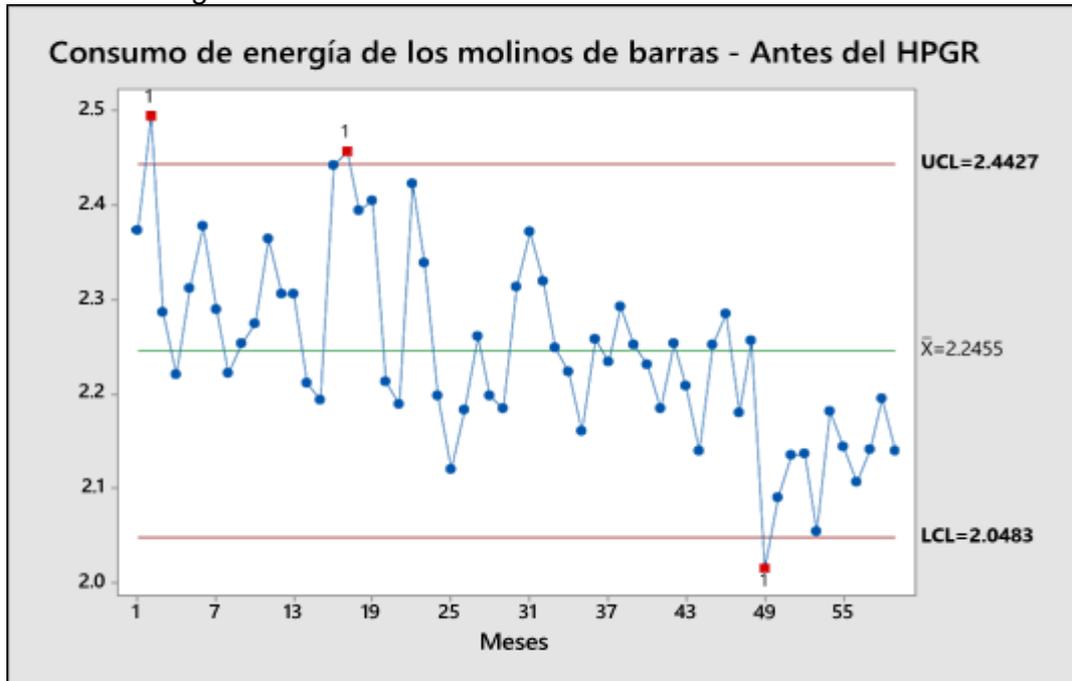
Nota. Elaboración propia.

4.3.2 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía de los molinos de barras.

A continuación, se muestra en la Figura 49 el consumo de energía específico de los molinos de barras antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 49

Consumo de energía de los molinos de barras antes del HPGR.



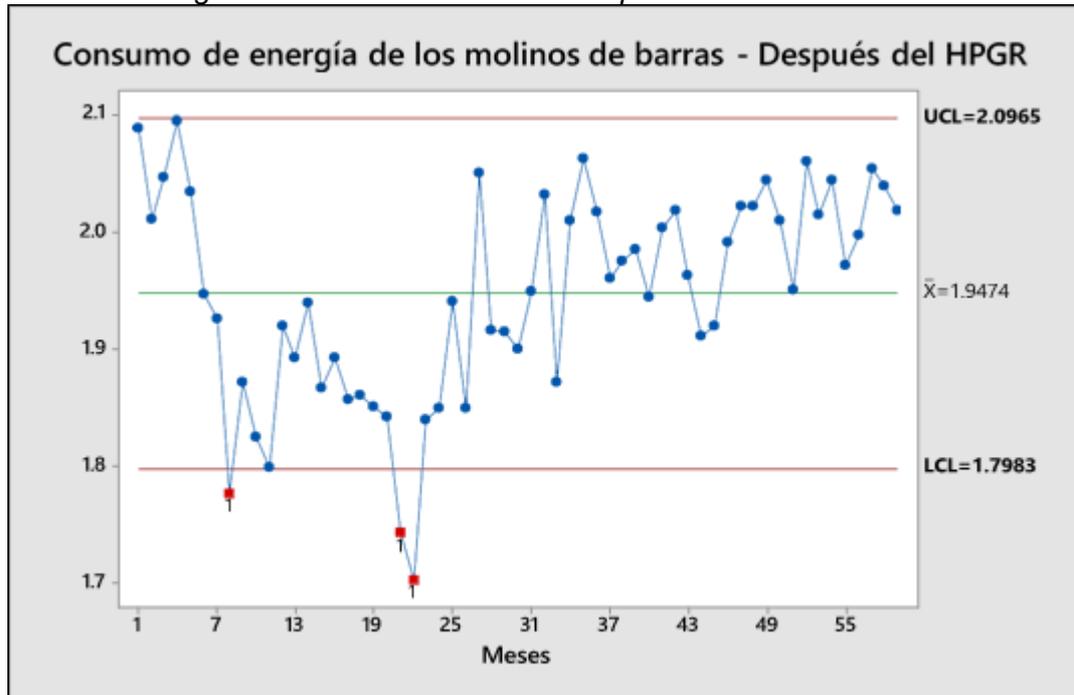
Nota. Elaboración propia.

Como se puede apreciar el consumo de energía entre el año 2013 y 2017 estaba entre los rangos de 2.04 y 2.44 kW-hr/TM con un valor promedio de 2.24 kW-hr/TM.

En la Figura 50 se muestra el consumo de energía específico de los molinos de barras después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar el consumo de energía esta entre los valores de 1.79 y 2.09 kW-hr/TM con un valor promedio de 1.94 kW-hr/TM.

Figura 50

Consumo de energía de los molinos de barras después del HPGR-



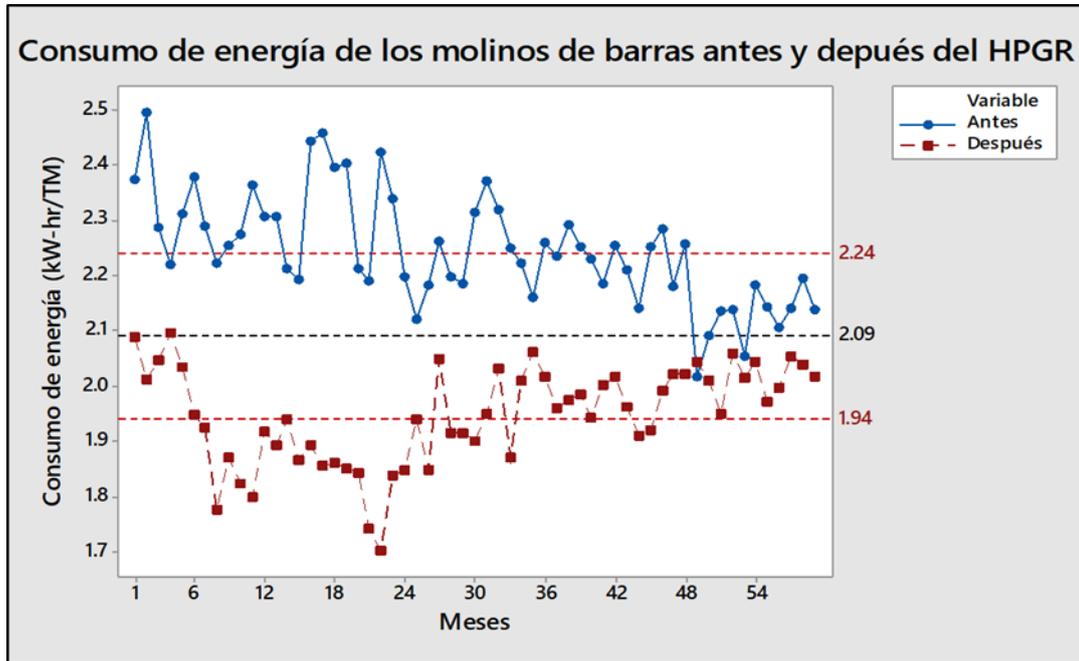
Nota. Elaboración propia.

A continuación, en la Figura 51 se muestra la gráfica comparativa del consumo de energía específico de los molinos de barras antes y después de la aplicación de la tecnología HPGR.

Como se puede apreciar, el consumo de energía específica de los molinos de barras disminuyó de un valor de 2.24 kW-hr/TM a un valor de 1.94 kW-hr/TM luego de la aplicación del HPGR. Esto refleja una disminución de 0.3 kW-hr/TM en el consumo energético.

Figura 51

Gráfica comparativa del consumo de energía de los molinos de barras antes y después del HPGR.



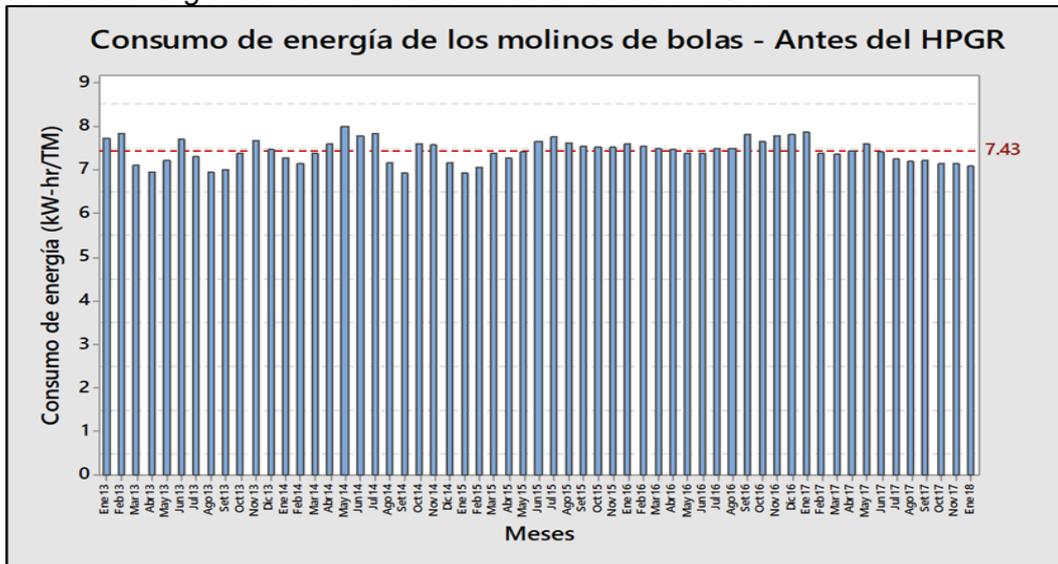
Nota. Elaboración propia.

4.3.3 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía de los molinos de bolas

A continuación, se muestra en la Figura 52 el consumo de energía específico de los molinos de bolas antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 52

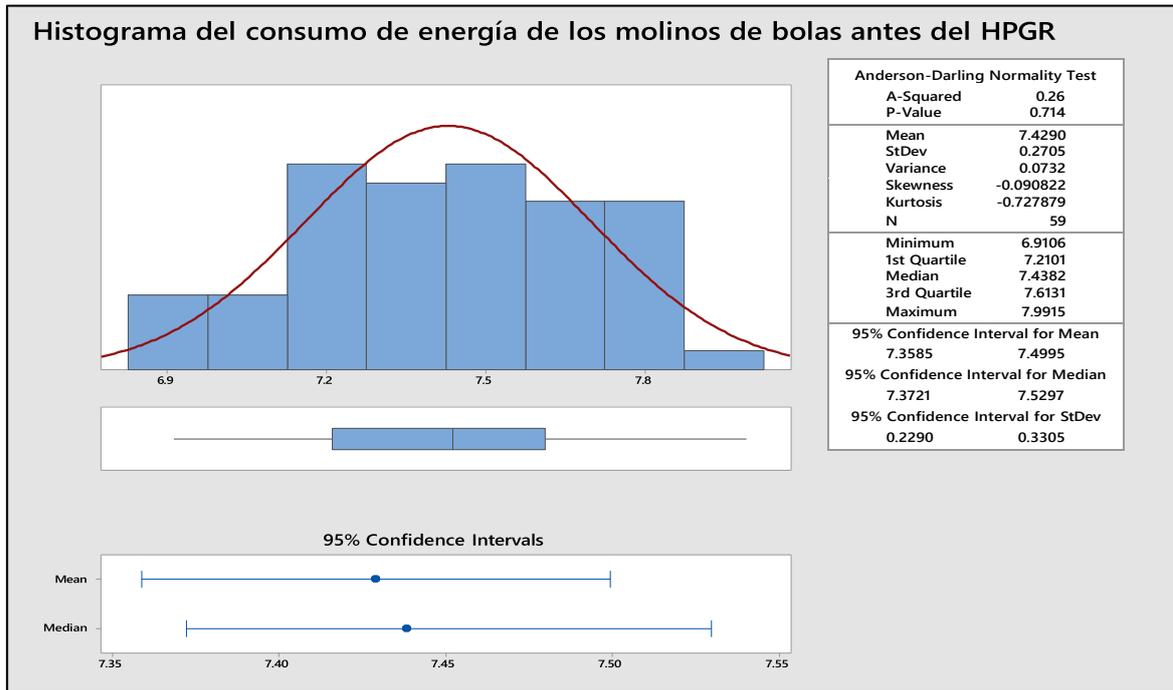
Consumo de energía de los molinos de bolas antes del HPGR.



Nota. Elaboración propia.

Figura 53

Histograma del consumo de energía de los molinos de bolas antes del HPGR.



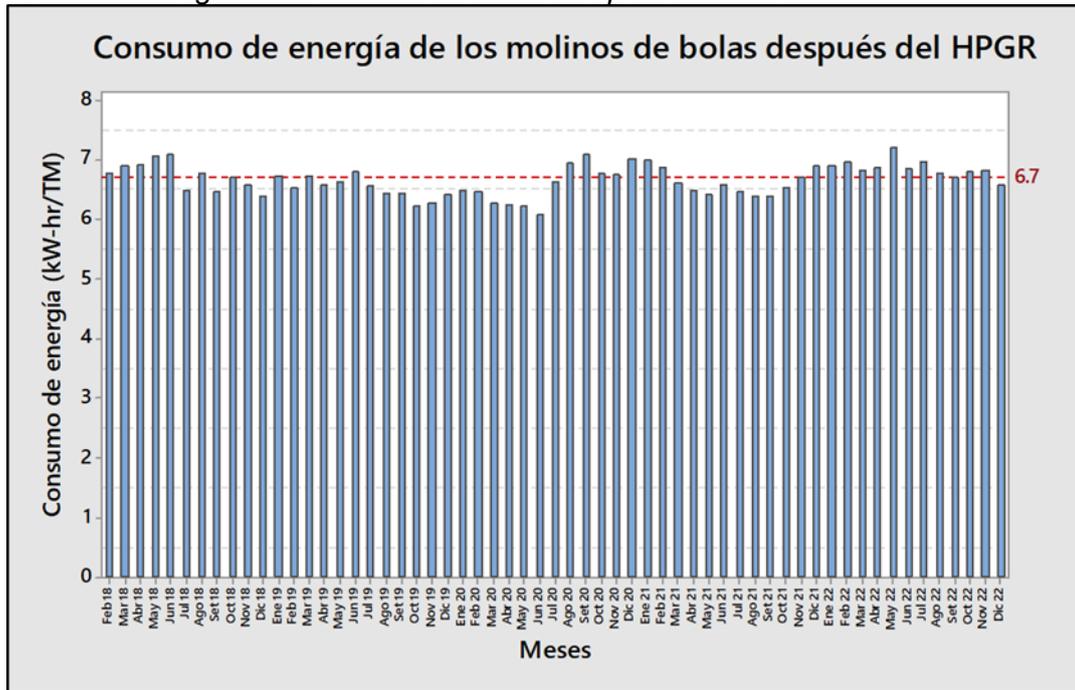
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 53 se muestra el histograma del consumo de energía específico de los molinos de bolas antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.714.

También se nota que el consumo de energía esta entre los rangos de 7.21 a 7.61 kW- hr/TM con un valor promedio de 7.43 kW-hr/TM.

Figura 54

Consumo de energía de los molinos de bolas después del HPGR.



Nota. Elaboración propia.

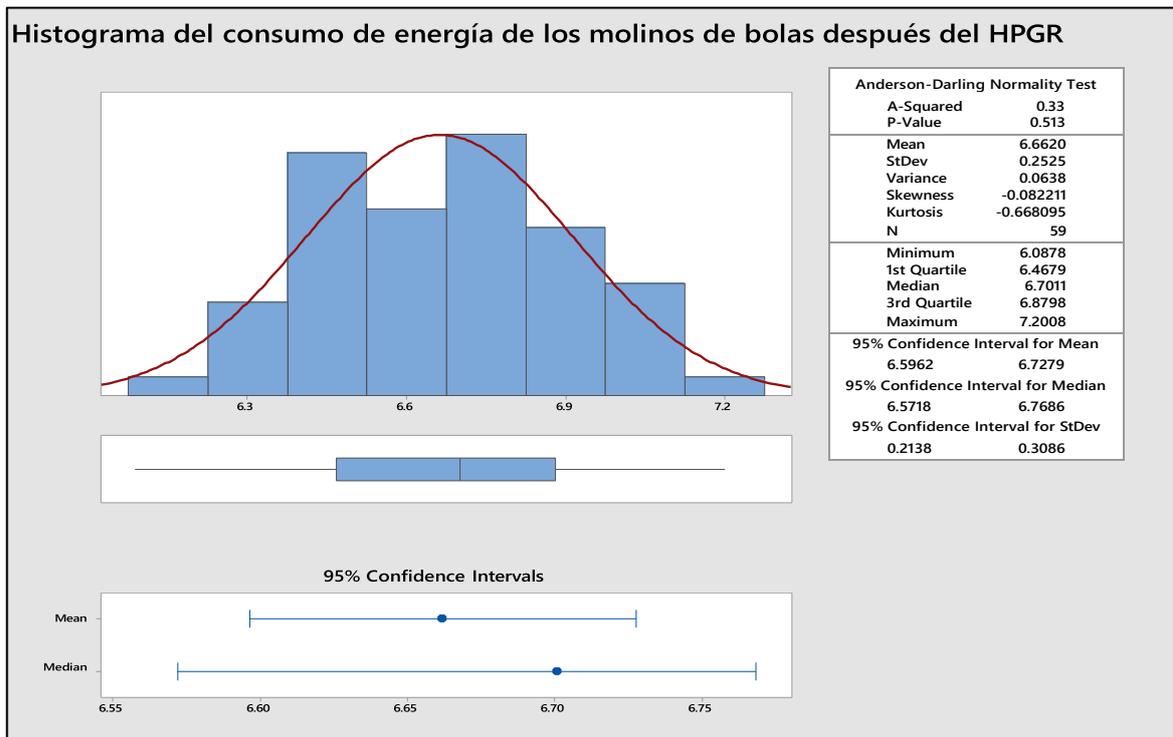
A continuación, en la Figura 54 se muestra el consumo de energía específico de los molinos de bolas después de la aplicación del HPGR.

En la Figura 55 se muestra el histograma del consumo de energía específico de los molinos de bolas después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.513.

También se nota que el consumo de energía está entre los rangos de 6.46 a 6.87 kW-hr/TM con un valor promedio de 6.70 kW-hr/TM.

Figura 55

Histograma del consumo de energía de los molinos de bolas después del HPGR

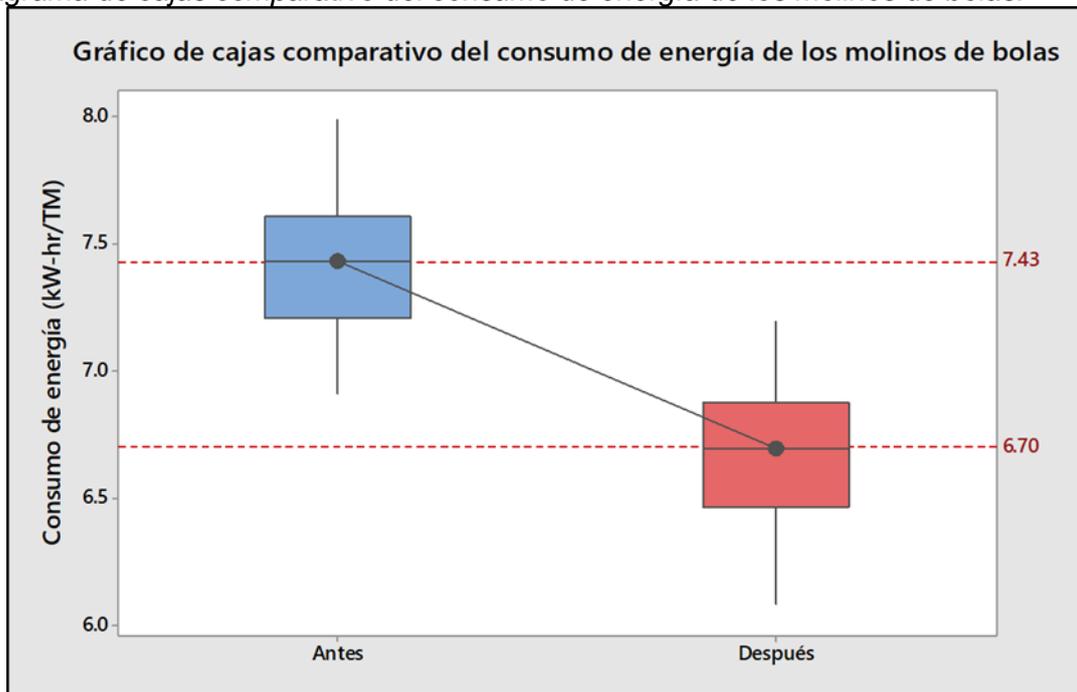


Nota. Elaboración propia.

En la Figura 56 se muestra el diagrama de cajas comparativo del consumo de energía de los molinos de bolas en donde se puede apreciar que se tiene una disminución en el consumo de energía específica del 0.73 kW-hr/TM cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 56

Diagrama de cajas comparativo del consumo de energía de los molinos de bolas.



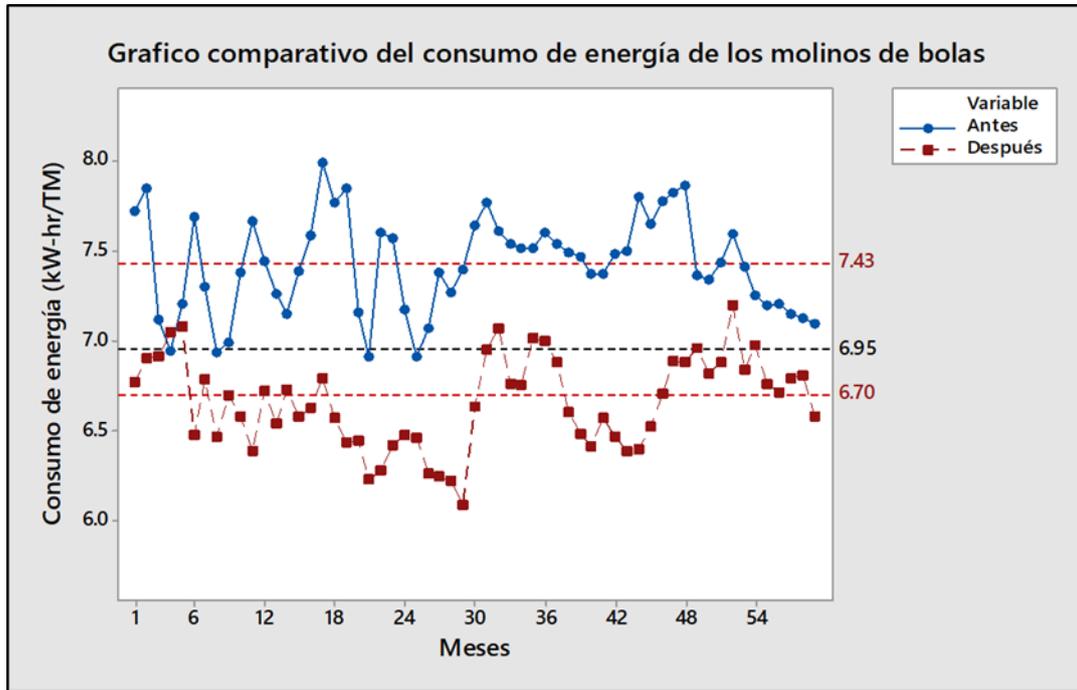
Nota. Elaboración propia.

Asimismo, en la Figura 57 se muestra el gráfico comparativo del consumo de energía específico de los molinos de bolas antes y después de la aplicación del HPGR.

Se nota que los niveles máximos alcanzados en el consumo de energía de los molinos de bolas luego de la aplicación del HPGR están en el rango de 6.95 kW-hr/TM que anteriormente eran los niveles más bajos de consumo de energía sin la aplicación del HPGR.

Figura 57

Gráfico comparativo del consumo de energía de los molinos de bolas antes y después del HPGR.



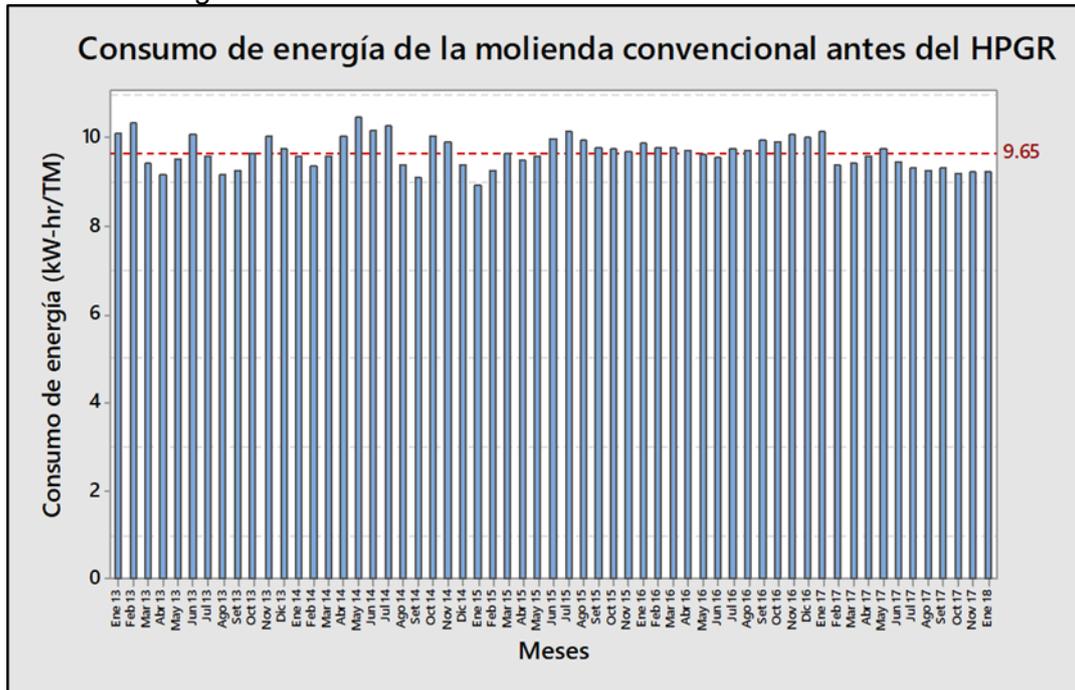
Fuente: Elaboración propia.

4.3.4 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía de la molienda convencional.

A continuación, se muestra en la Figura 58 el consumo de energía específico de la molienda convencional antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 58

Consumo de energía de la molienda convencional antes del HPGR



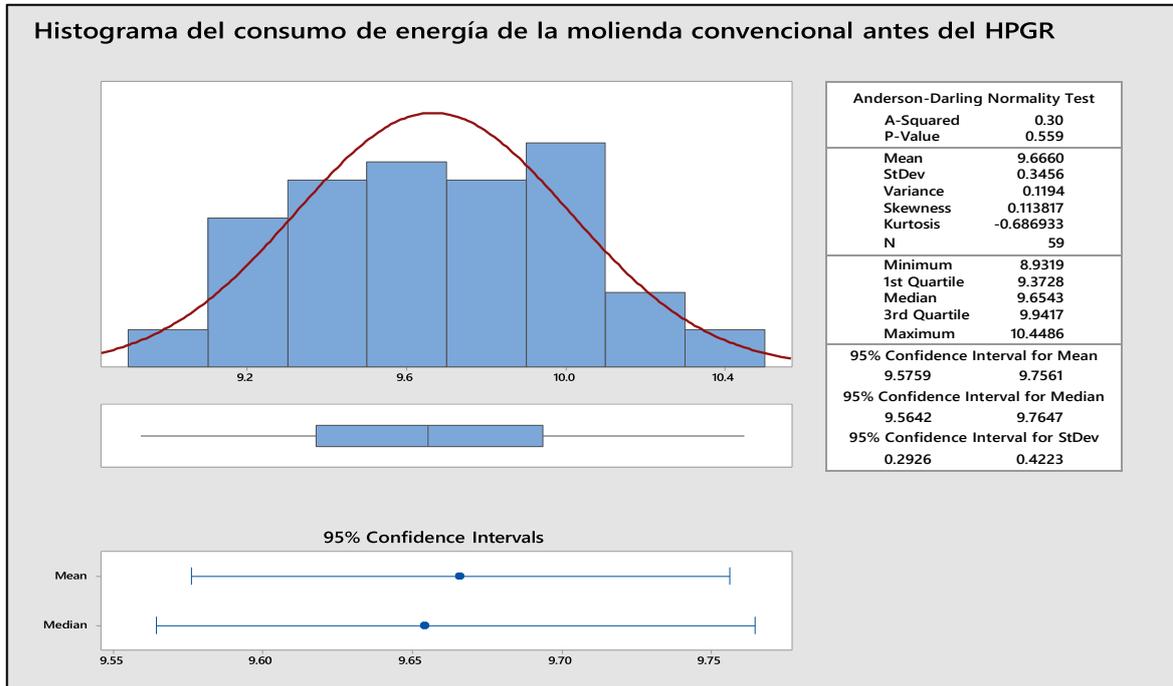
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 59 se muestra el histograma del consumo de energía específico de la molienda convencional antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.559.

También se nota que el consumo de energía está entre los rangos de 9.37 a 9.94 kW-hr/TM con un valor promedio de 9.65 kW-hr/TM.

Figura 59

Histograma del consumo de energía de la molienda convencional antes del HPGR.

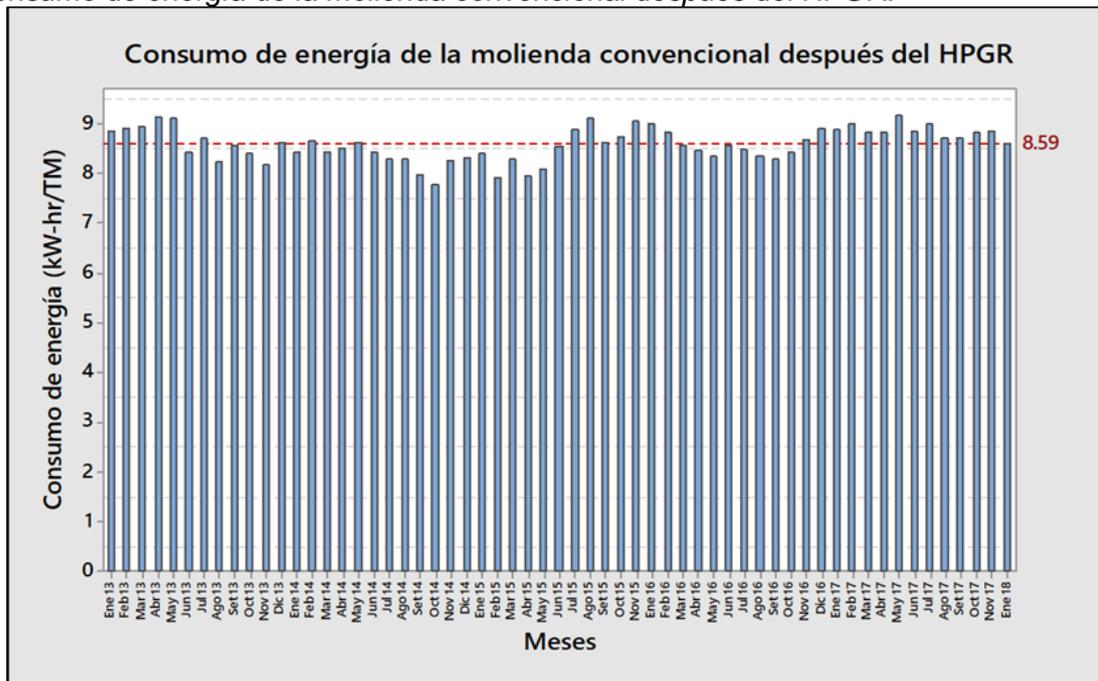


Nota. Elaboración propia.

A continuación, en la Figura 60 se muestra el consumo de energía específico de la molienda convencional después de la aplicación del HPGR.

Figura 60

Consumo de energía de la molienda convencional después del HPGR.



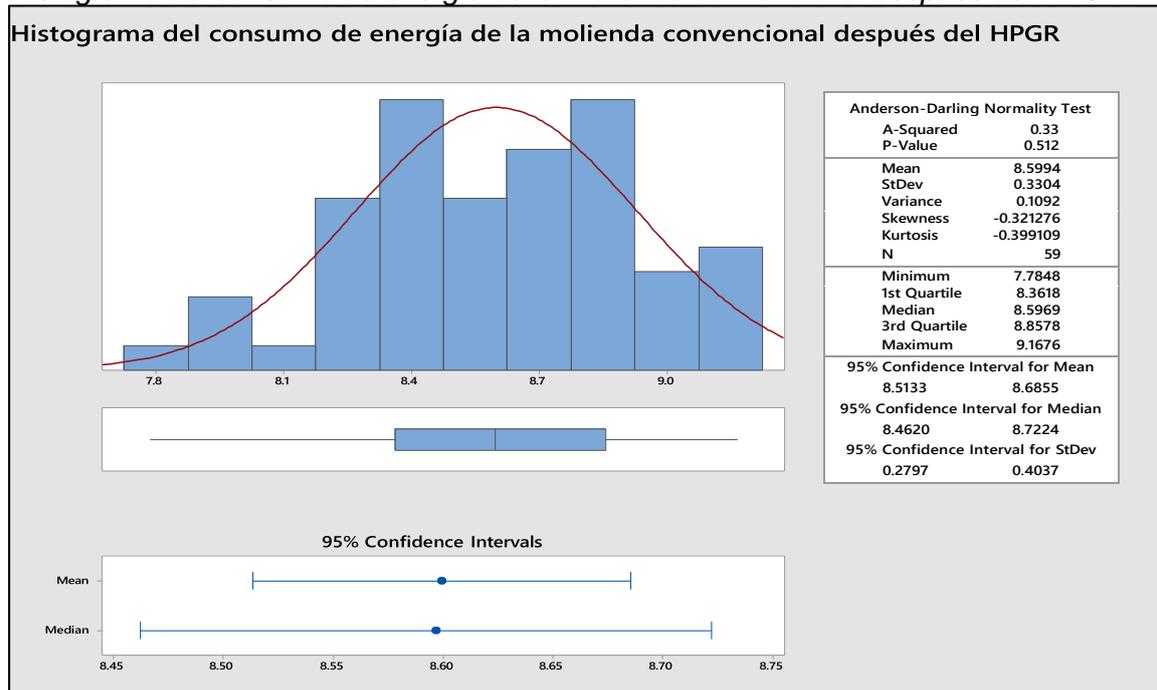
Fuente: Elaboración propia

En la Figura 61 se muestra el histograma del consumo de energía específico de la molienda convencional después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.513.

También se nota que el consumo de energía esta entre los rangos de 8.36 a 8.85 kW- hr/TM con un valor promedio de 8.59 kW-hr/TM.

Figura 61

Histograma del consumo de energía de la molienda convencional después del HPGR.

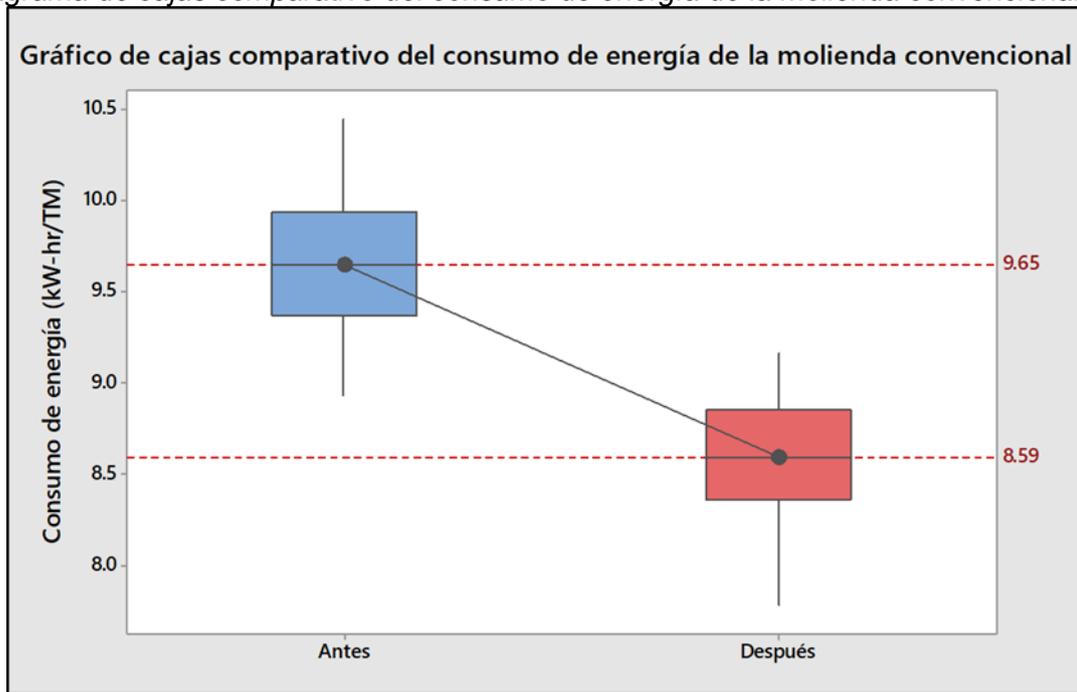


Nota. Elaboración propia.

En la Figura 62 se muestra el diagrama de cajas comparativo del consumo de energía de la molienda convencional en donde se puede apreciar que se tiene una disminución en el consumo de energía específica del 1.06 kW-hr/TM cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 62

Diagrama de cajas comparativo del consumo de energía de la molienda convencional.



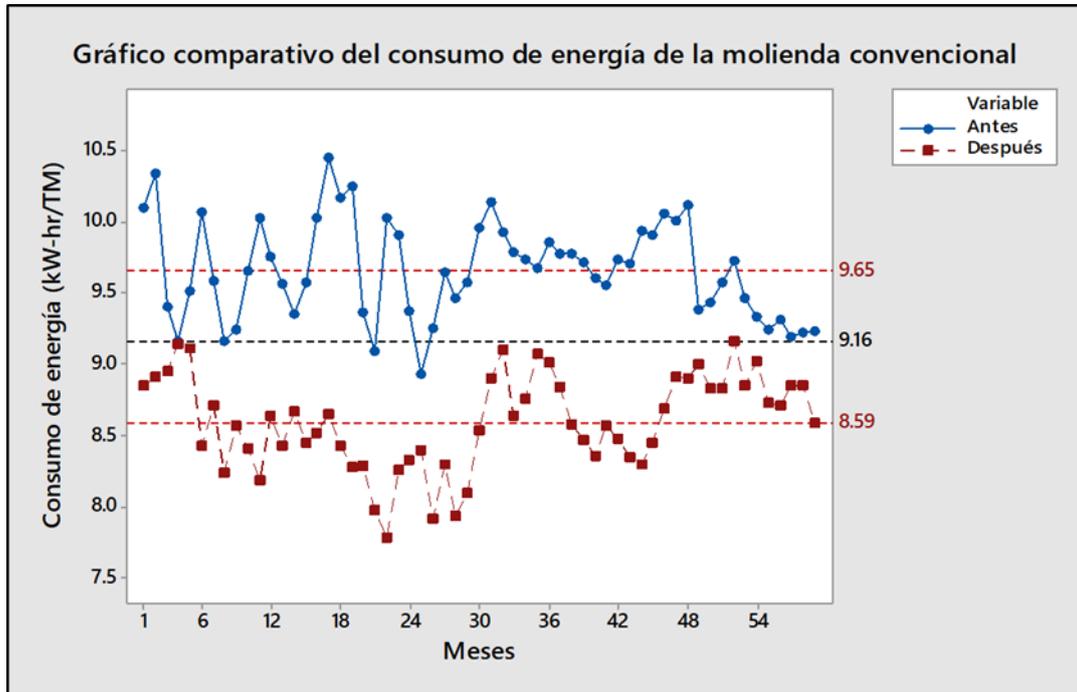
Nota. Elaboración propia.

Asimismo, en la Figura 63 se muestra el gráfico comparativo del consumo de energía específico de la molienda convencional antes y después de la aplicación del HPGR.

Se nota que los niveles máximos alcanzados en el consumo de energía de la molienda convencional luego de la aplicación del HPGR están en el rango de 9.16 kW-hr/TM que anteriormente eran los niveles más bajos de consumo de energía sin la aplicación del HPGR.

Figura 63

Gráfico comparativo del consumo de energía de la molienda convencional antes y después del HPGR.



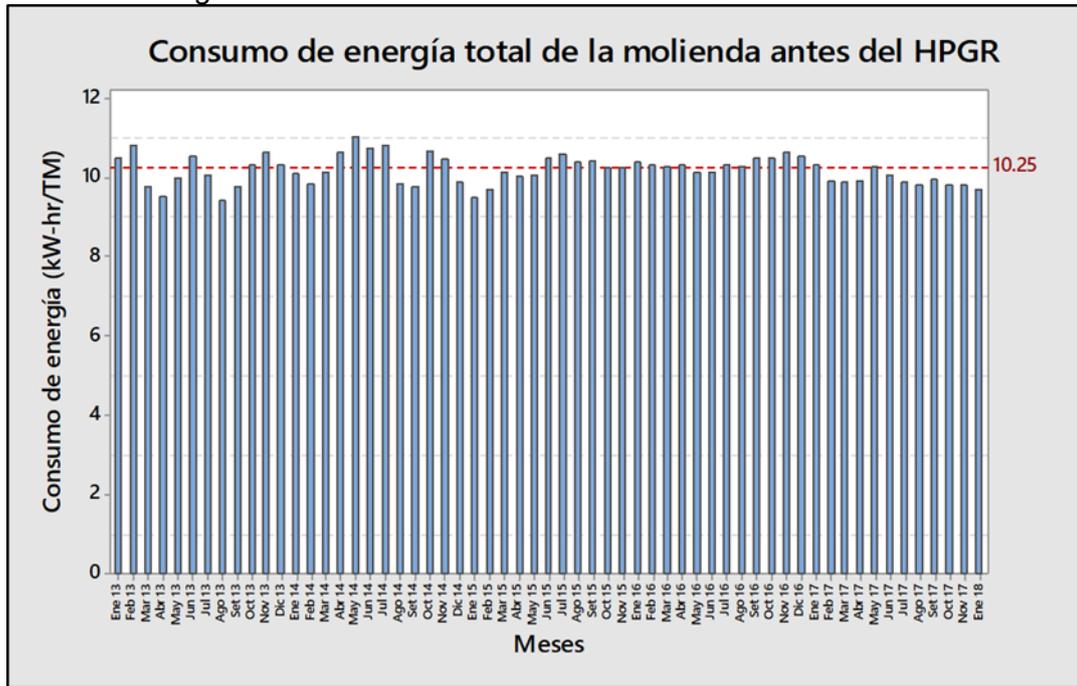
Nota. Elaboración propia.

4.3.5 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía total de la molienda.

A continuación, se muestra en la Figura 64 el consumo de energía específico total de la molienda antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 64

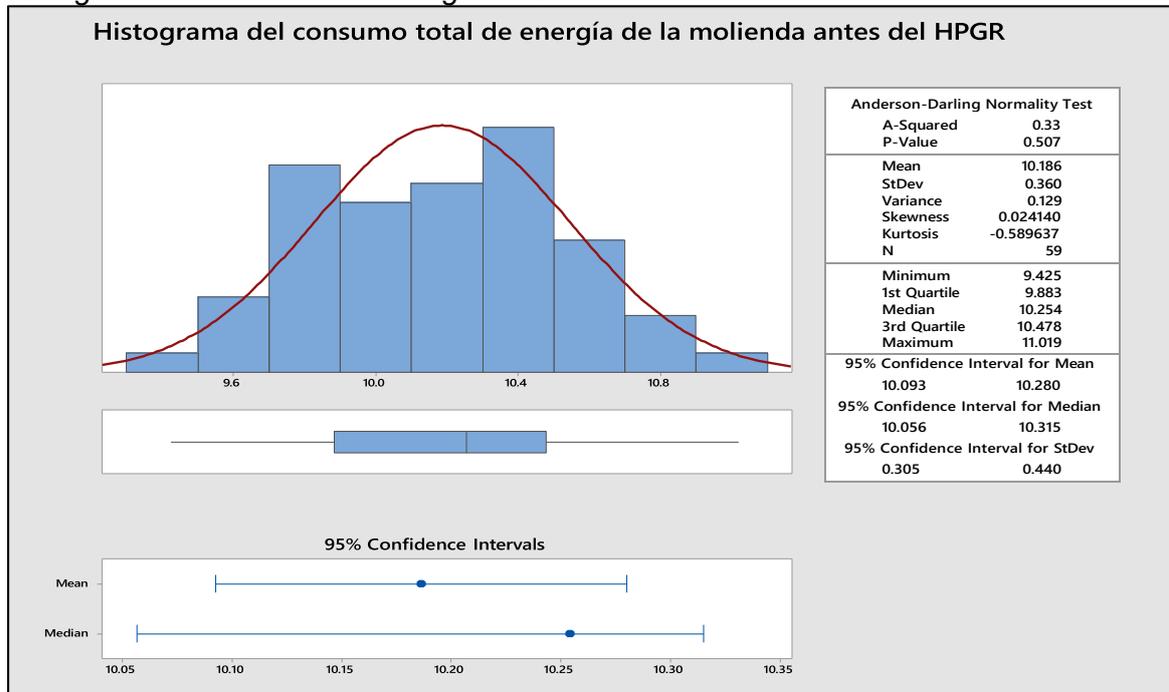
Consumo de energía total de la molienda antes del HPGR.



Nota. Elaboración propia.

Figura 65

Histograma del consumo de energía total de la molienda antes del HPGR.



Nota. Elaboración propia.

En la Figura 65 se muestra el histograma del consumo de energía específico total de la molienda antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de

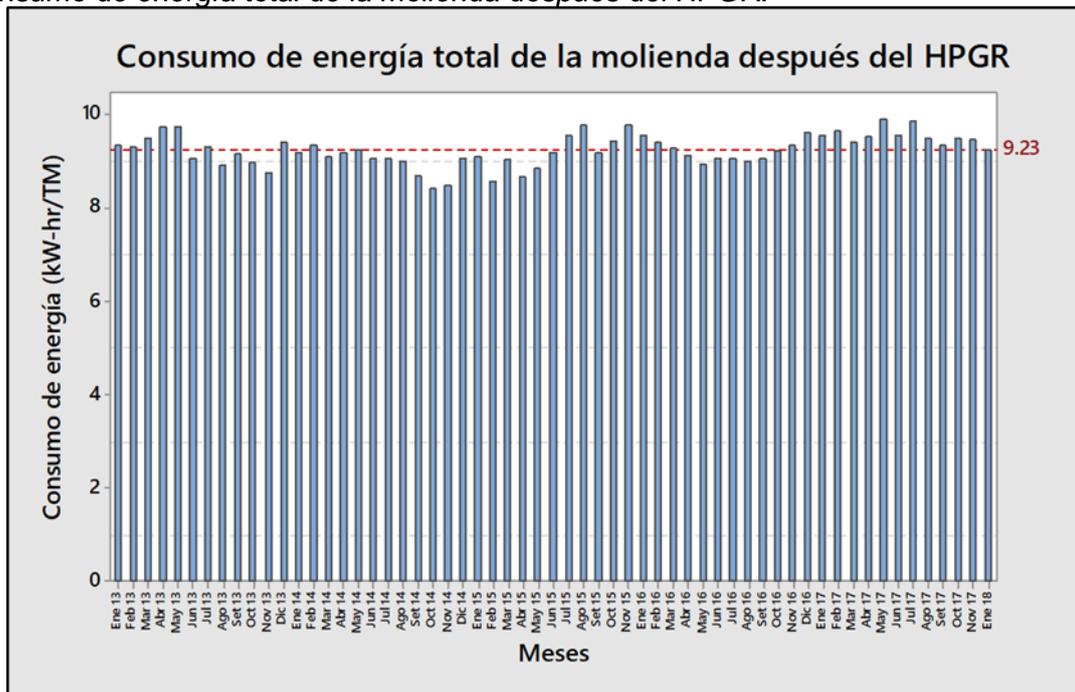
datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.507.

También se nota que el consumo de energía esta entre los rangos de 9.88 a 10.47 kW- hr/TM con un valor promedio de 10.25 kW-hr/TM.

A continuación, en la Figura 66 se muestra el consumo de energía específico total de la molienda después de la aplicación del HPGR.

Figura 66

Consumo de energía total de la molienda después del HPGR.



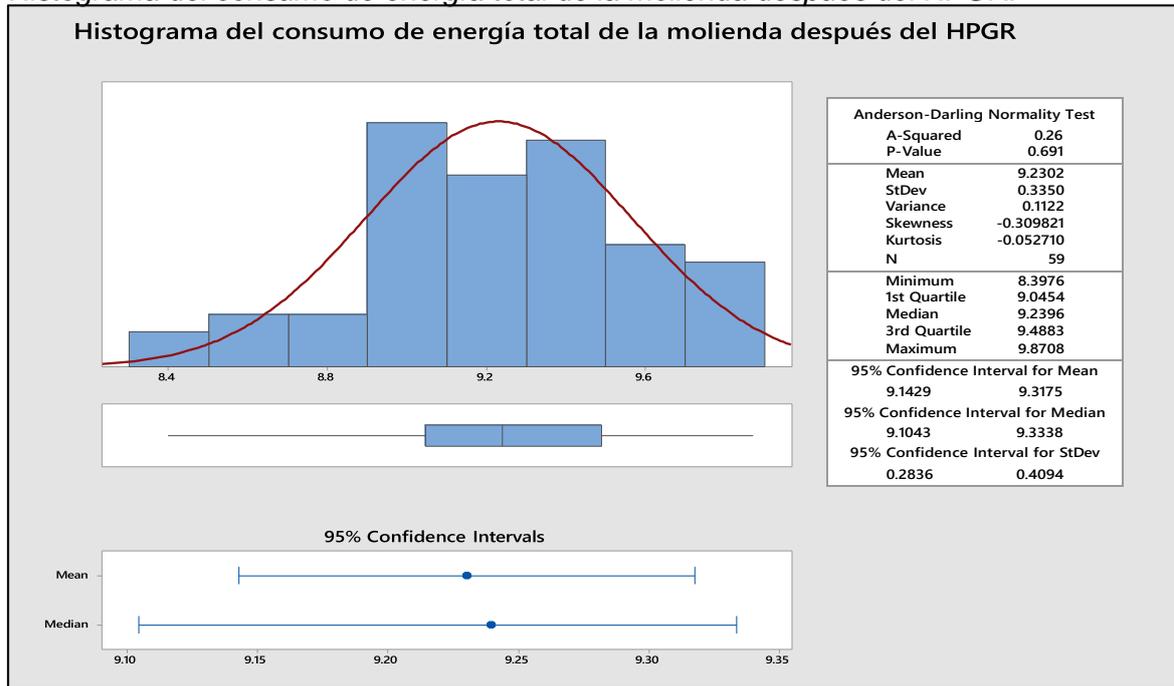
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 67 se muestra el histograma del consumo de energía específico total de la molienda después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.691.

También se nota que el consumo de energía esta entre los rangos de 9.04 a 9.48 kW- hr/TM con un valor promedio de 9.23 kW-hr/TM.

Figura 67

Histograma del consumo de energía total de la molienda después del HPGR.

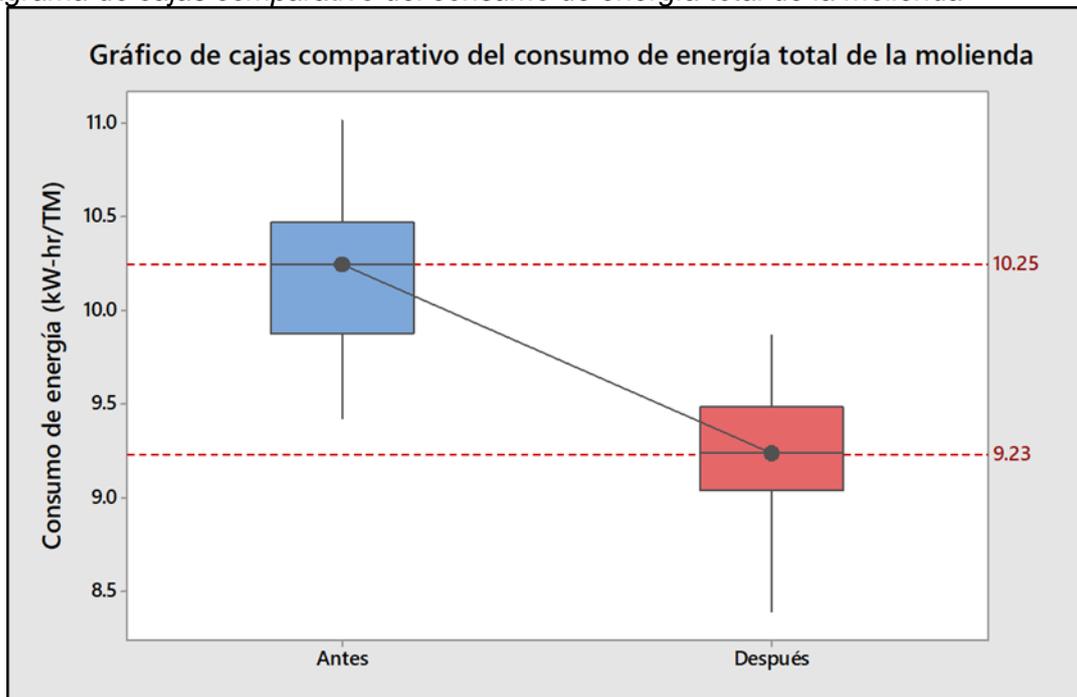


Nota. Elaboración propia.

En la Figura 68 se muestra el diagrama de cajas comparativo del consumo de energía total de la molienda, en donde se puede apreciar que se tiene una disminución en el consumo de energía específica del 1.02 kW-hr/TM cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 68

Diagrama de cajas comparativo del consumo de energía total de la molienda

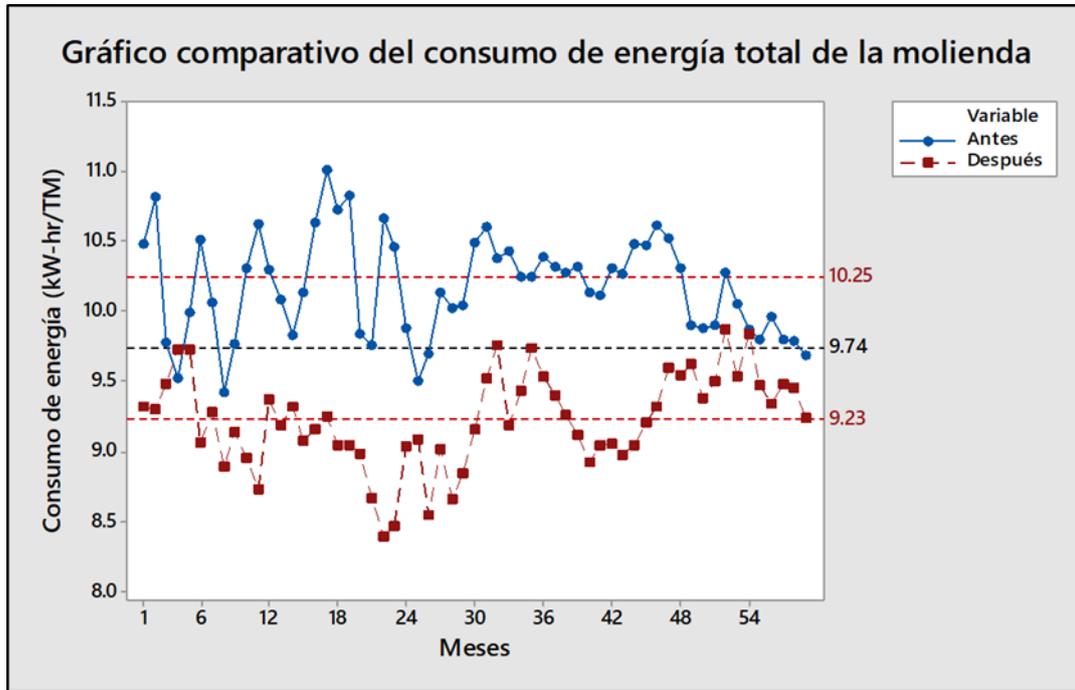


Nota. Elaboración propia.

Asimismo, en la Figura 69 se muestra el gráfico comparativo del consumo de energía específico total de la molienda antes y después de la aplicación del HPGR. Se nota que los niveles máximos alcanzados en el consumo de energía total de la molienda luego de la aplicación del HPGR están en el rango de 9.16 kW-hr/TM que anteriormente eran los niveles más bajos de consumo de energía sin la aplicación del HPGR.

Figura 69

Gráfico comparativo del consumo de energía total de la molienda antes y después del HPGR.



Nota. Elaboración propia.

En la Tabla 28 se muestra el cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el consumo de energía de la molienda.

Tabla 28

Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el consumo de la energía de la molienda

Consumo de energía (kW-hr/TM)	Antes de la aplicación del HPGR	Después de la aplicación del HPGR	Disminución (kW-hr/TM)	Disminución (%)
Molino Fuller	12.16	11.58	0.58	4.77 %
Molinos de barras	2.24	1.94	0.30	13.39 %
Molinos de bolas	7.43	6.70	0.73	9.83 %
Molienda convencional	9.65	8.59	1.06	10.98 %
Total molienda	10.25	9.23	1.02	9.95 %

Nota. Elaboración propia

4.4 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de acero de la molienda

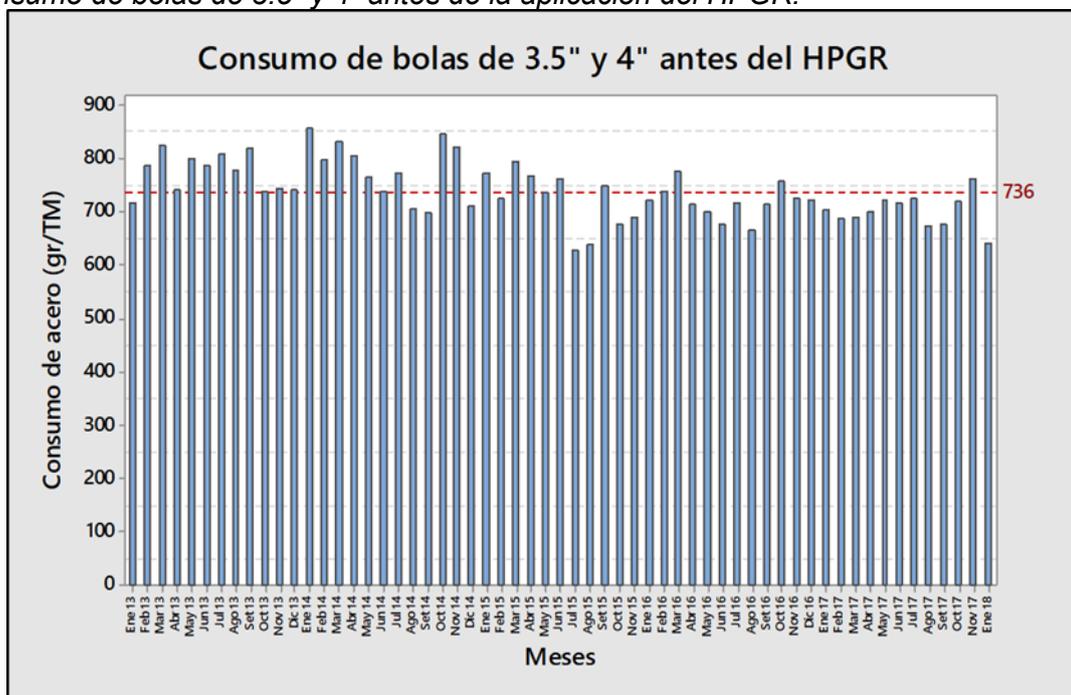
En esta parte de la investigación se evaluará el impacto de la tecnología HPGR en el consumo de acero de la molienda. Este sentido, se analizará el consumo de barras de acero de 3.5" de diámetro empleados por los molinos de barras primarios, el consumo de bolas de acero de 3.5" y 4" que son empleadas por molino Fuller, el consumo de bolas de 2.5" que son empleadas por los molinos de bolas secundarios, el consumo de acero de la molienda convencional (barras de 3.5" y bolas de 2.5") y finalmente el consumo total de acero en la molienda.

4.4.1 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de bolas de 3.5" y 4" del molino Fuller

A continuación, en la Figura 70 se muestra el consumo de acero del molino Fuller expresado en gr/TM antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 70

Consumo de bolas de 3.5" y 4" antes de la aplicación del HPGR.



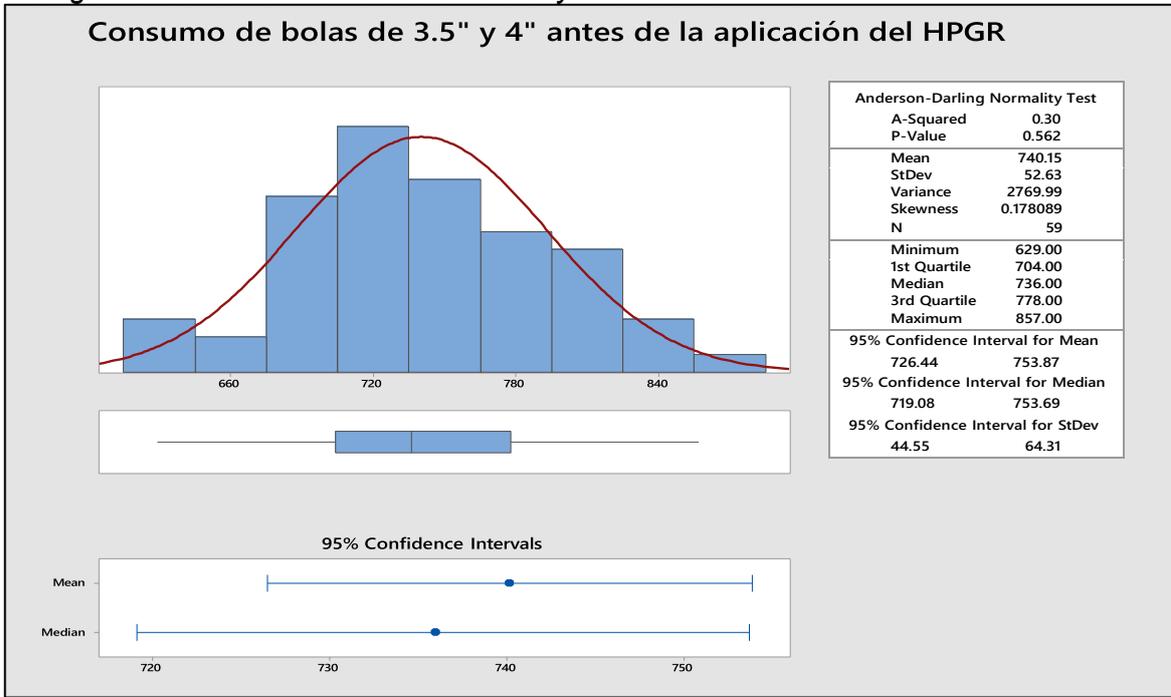
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 71 se muestra el histograma del consumo de bolas de 3.5" y 4" antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.562.

También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 704 a 778 gr/TM con un valor promedio de 736 gr/TM.

Figura 71

Histograma del consumo de bolas de 3.5" y 4" antes del HPGR.

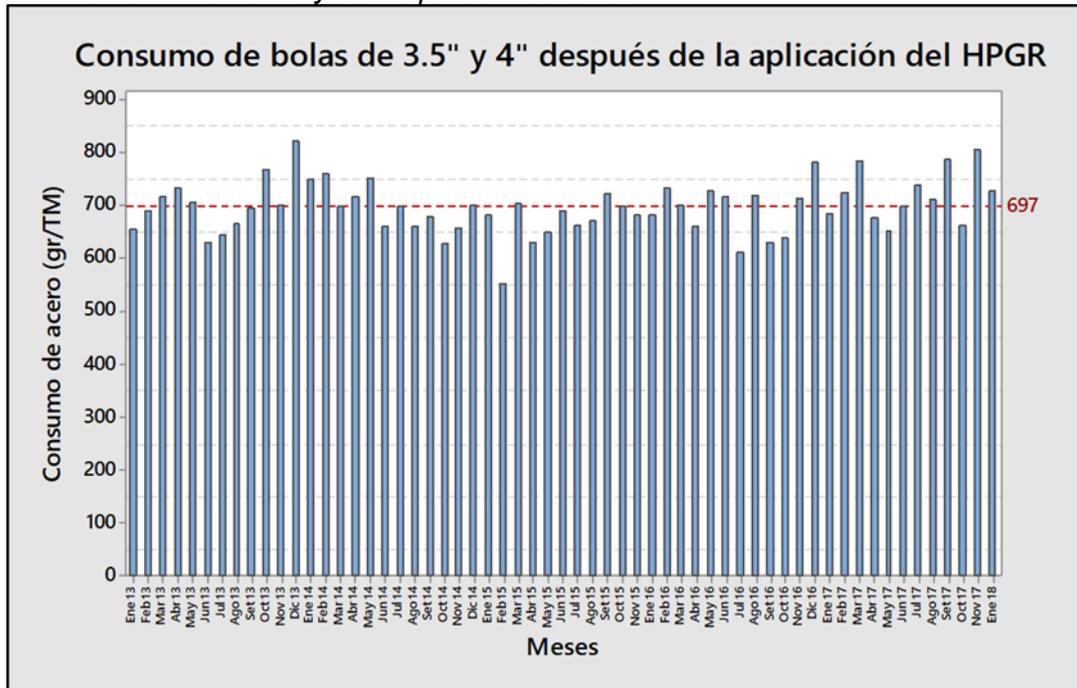


Nota. Elaboración propia.

A continuación, en la Figura 72 se muestra el consumo de bolas de 3.5" y 4" después de la aplicación del HPGR.

Figura 72

Consumo de bolas de 3.5" y 4" después del HPGR.



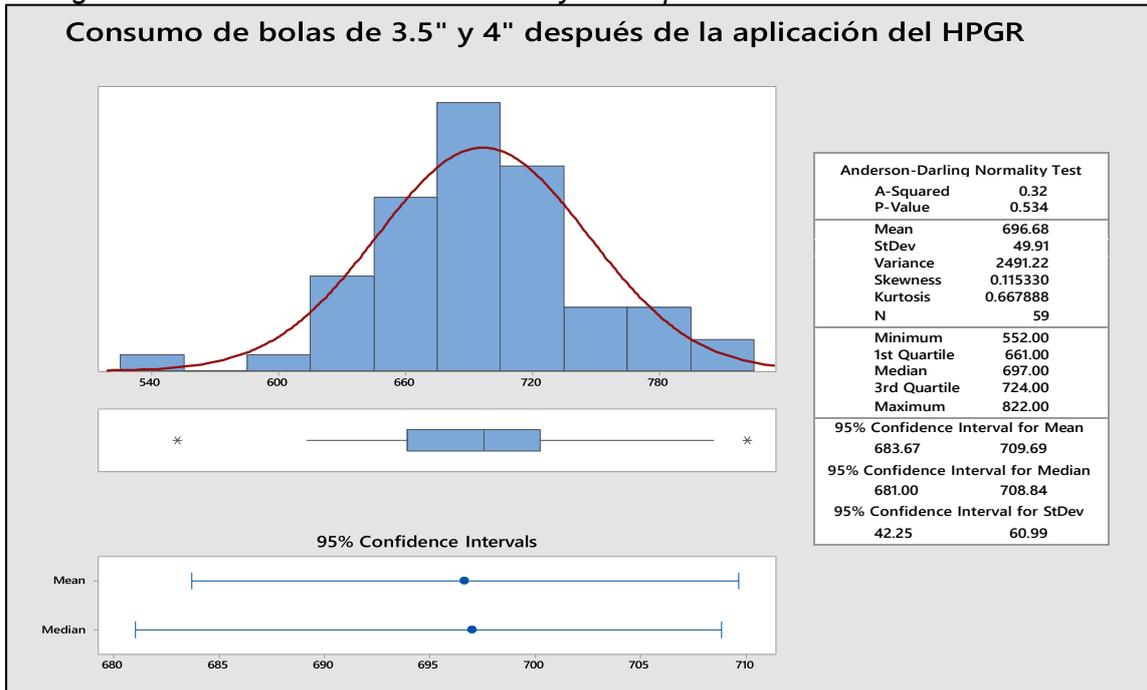
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 73 se muestra el histograma del consumo de bolas de 3.5 y 4" después de la aplicación del HPGR.

Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.534. También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 661 a 724 gr/TM con un valor promedio de 697 gr/TM.

Figura 73

Histograma del consumo de bolas de 3.5" y 4" después del HPGR

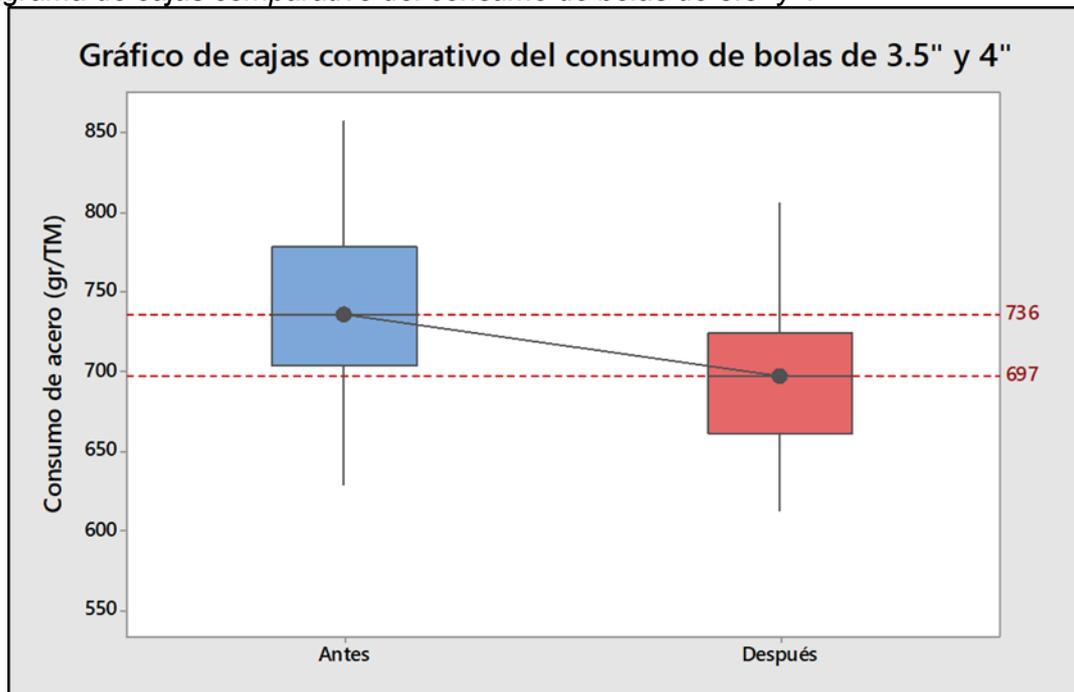


Nota. Elaboración propia.

En la Figura 74 se muestra el diagrama de cajas comparativo del consumo de bolas de 3.5 y 4" en donde se puede apreciar que se tiene una disminución en el consumo de acero de 39 gr/TM cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 74

Diagrama de cajas comparativo del consumo de bolas de 3.5" y 4"



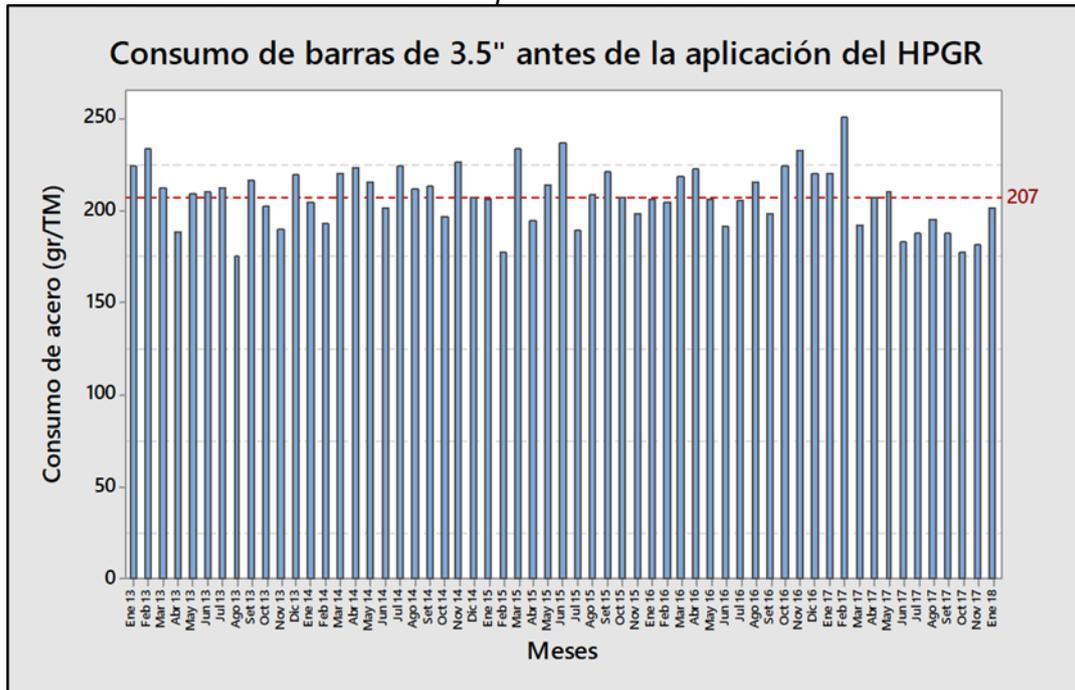
Nota. Elaboración propia.

4.4.2 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de barras de 3.5" de los molinos primarios

A continuación, se muestra en la Figura 75 el consumo de acero de los molinos primarios expresado en gr/TM antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 75

Consumo de barras de 3.5" antes de la aplicación del HPGR.



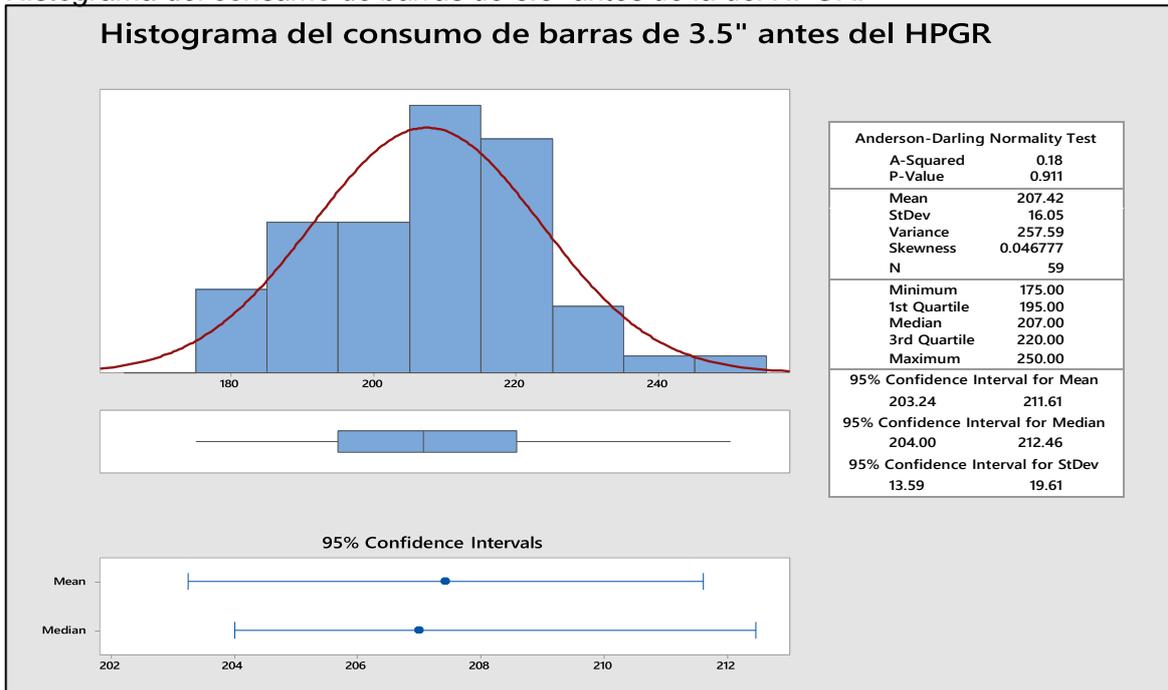
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 76 se muestra el histograma del consumo de barras de 3.5" antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.911. También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 195 a 220 gr/TM con un valor promedio de 207 gr/TM.

En la Figura 77 se muestra el consumo de barras de 3.5" después de la aplicación del HPGR.

Figura 76

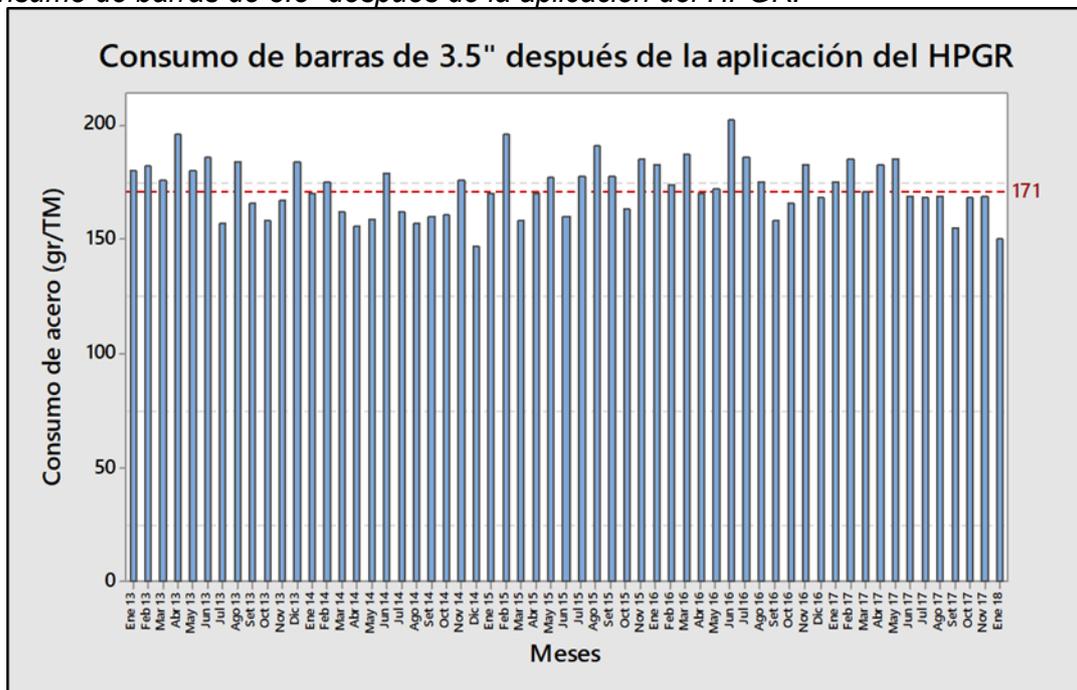
Histograma del consumo de barras de 3.5" antes de la del HPGR.



Nota. Elaboración propia

Figura 77

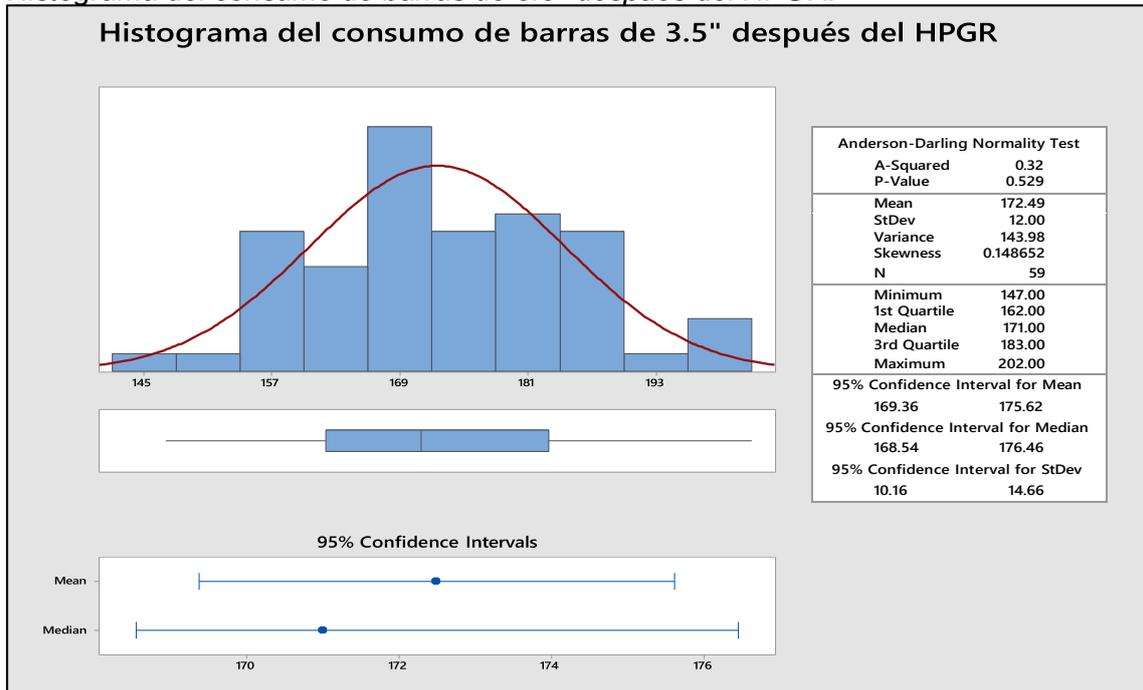
Consumo de barras de 3.5" después de la aplicación del HPGR.



Nota. Elaboración propia

Figura 78

Histograma del consumo de barras de 3.5" después del HPGR.



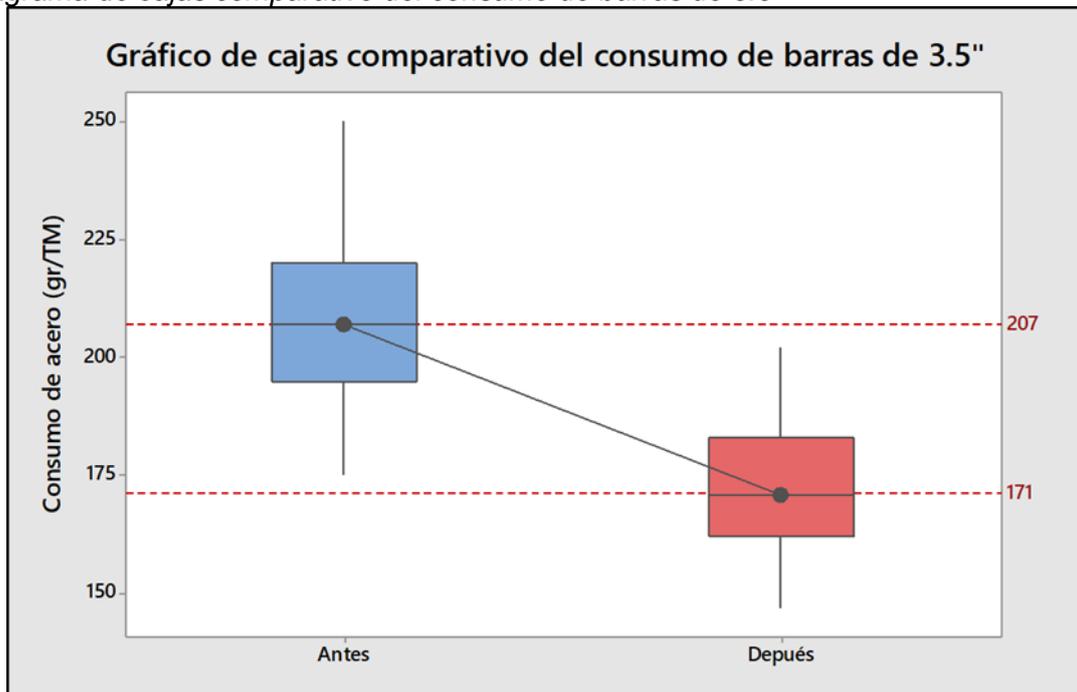
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 78 se muestra el histograma del consumo de barras de 3.5" después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.529. También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 162 a 183 gr/TM con un valor promedio de 171 gr/TM.

En la Figura 79 se muestra el diagrama de cajas comparativo del consumo de barras de 3.5" en donde se puede apreciar que se tiene una disminución en el consumo de acero de 36 gr/TM cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 79

Diagrama de cajas comparativo del consumo de barras de 3.5"



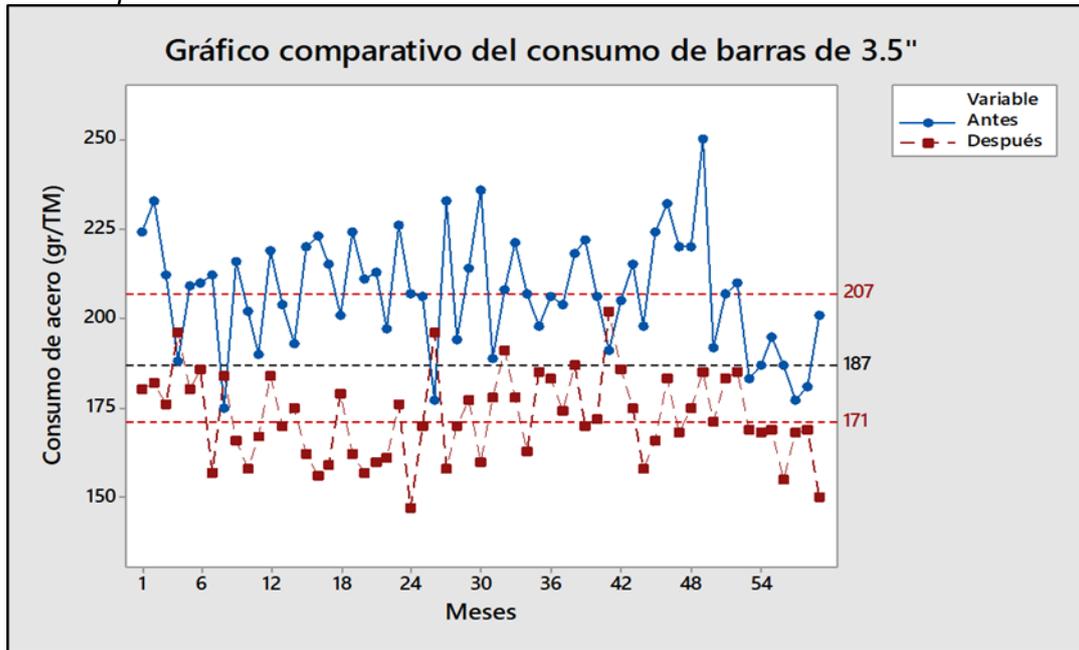
Nota. Elaboración propia

Asimismo, en la Figura 80 se muestra el gráfico comparativo del consumo de barras de 3.5" antes y después de la aplicación del HPGR.

Se nota que los niveles máximos alcanzados en el consumo de barras de 3.5" luego de la aplicación del HPGR están en el rango de 187 gr/TM que anteriormente eran los niveles más bajos del consumo de acero sin la aplicación del HPGR.

Figura 80

Gráfico comparativo del consumo de barras de 3.5"



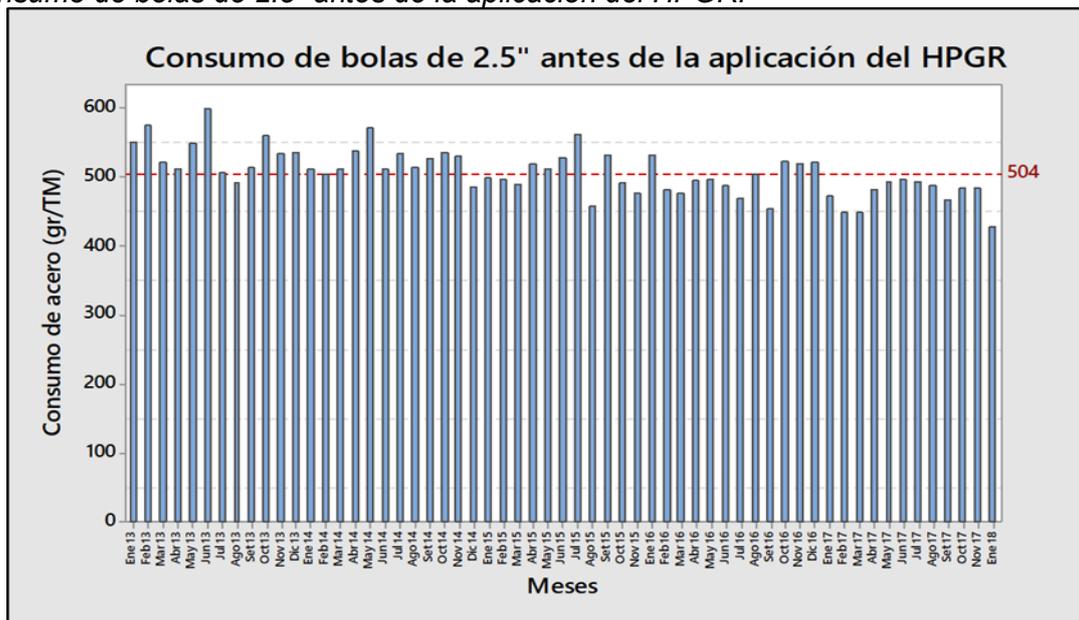
Nota. Elaboración propia

4.4.3 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de bolas de 2.5" de los molinos secundarios.

A continuación, se muestra en la Figura 81 el consumo de acero de los molinos de bolas secundarios expresado en gr/TM antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 81

Consumo de bolas de 2.5" antes de la aplicación del HPGR.



Nota. Elaboración propia

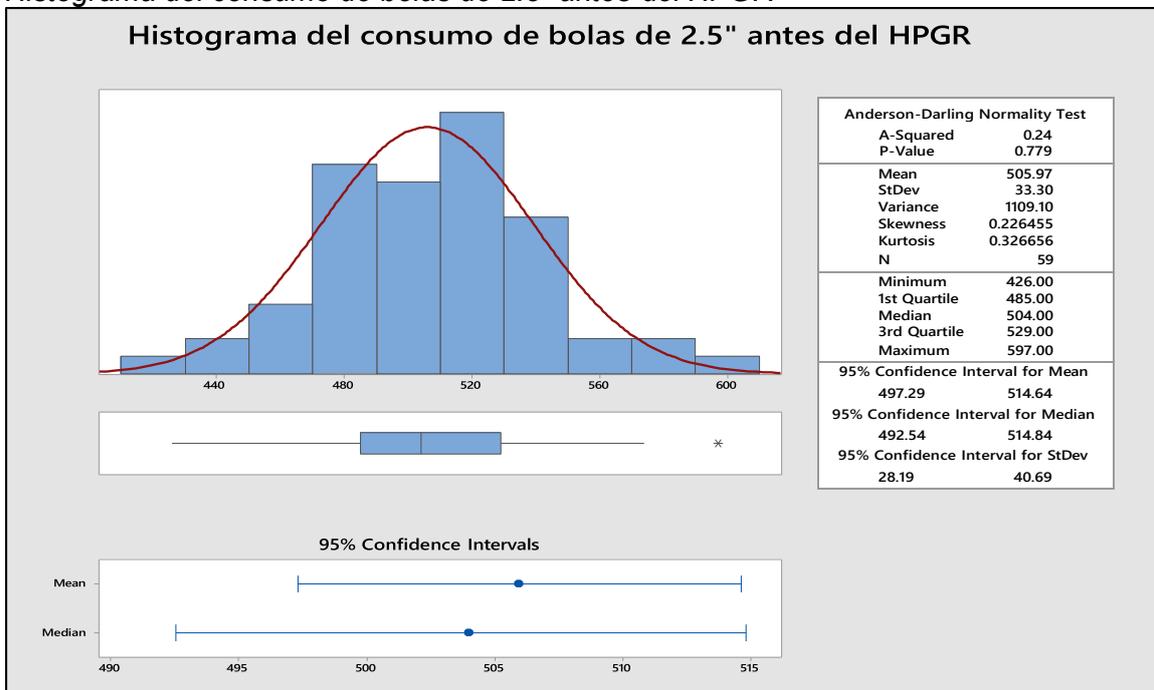
En la Figura 82 se muestra el histograma del consumo de bolas de 2.5" antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.779.

También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 485 a 529 gr/TM con un valor promedio de 504 gr/TM.

Seguidamente, en la Figura 83 se muestra el consumo de bolas de 2.5" después de la aplicación del HPGR.

Figura 82

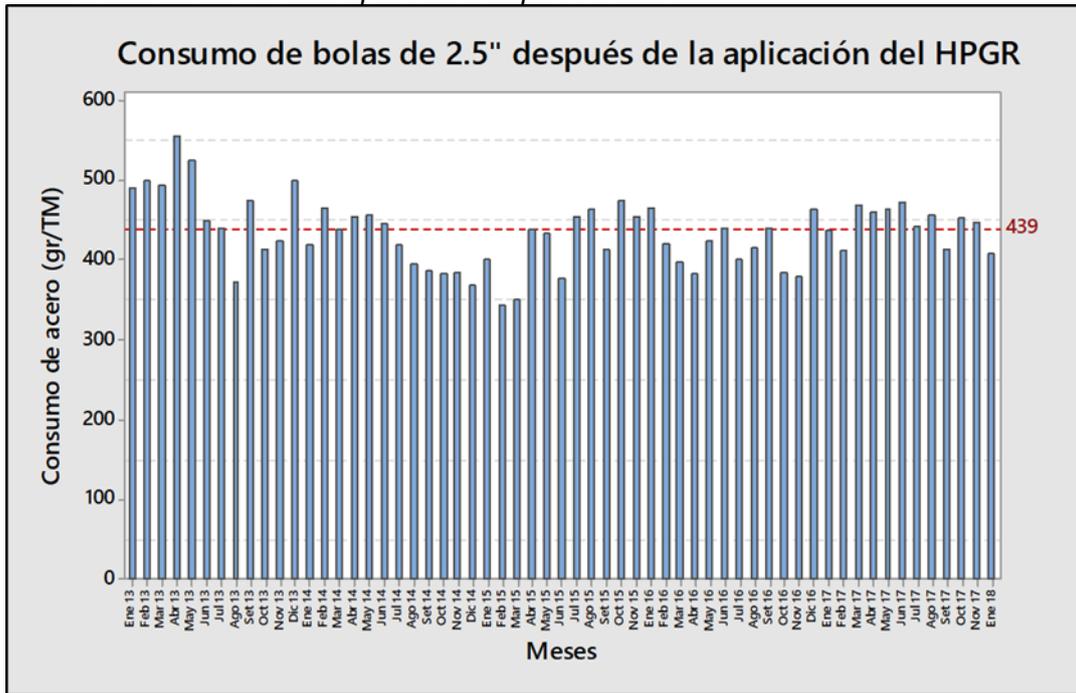
Histograma del consumo de bolas de 2.5" antes del HPGR



Nota. Elaboración propia

Figura 83

Consumo de bolas de 2.5" después de la aplicación del HPGR

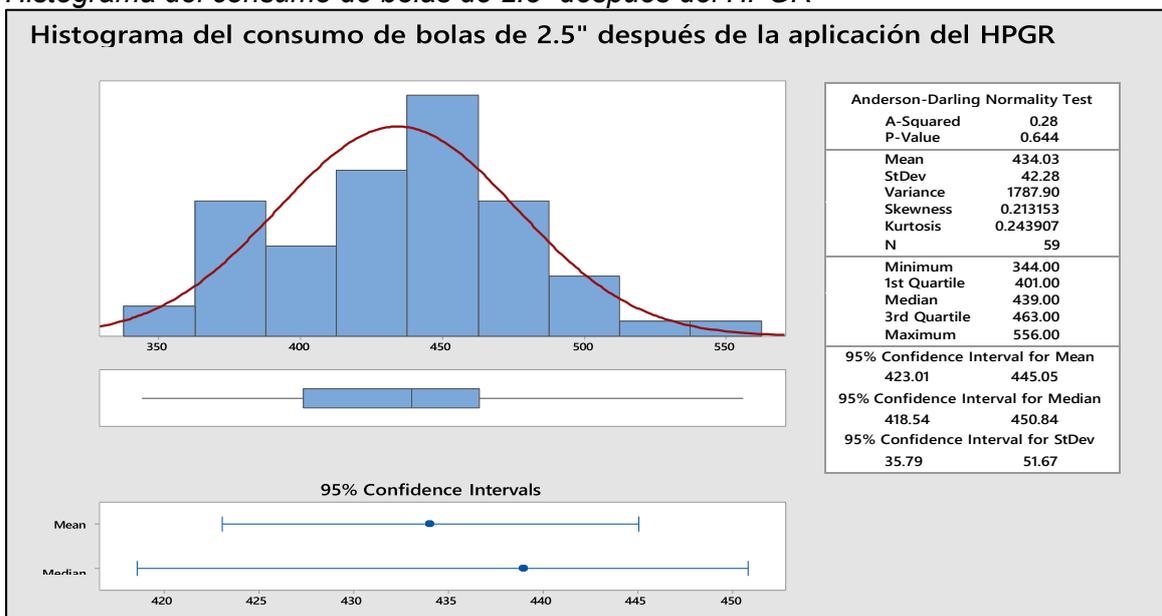


Nota. Elaboración propia

En la Figura 84 se muestra el histograma del consumo de bolas de 2.5" después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.644. También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 401 a 463 gr/TM con un valor promedio de 439 gr/TM.

Figura 84

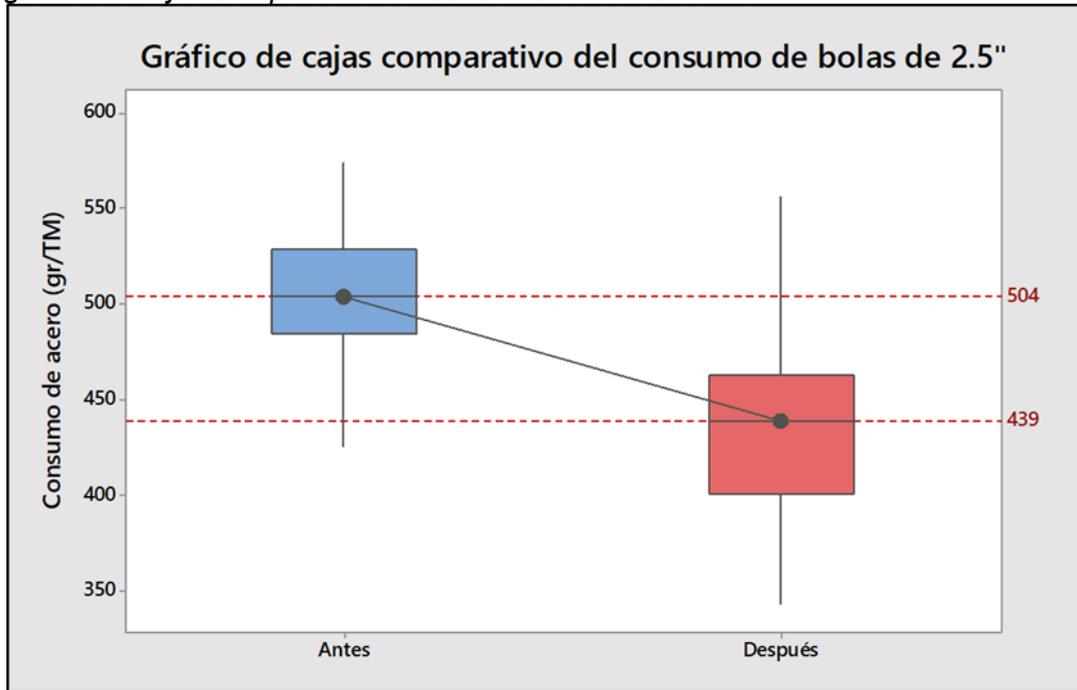
Histograma del consumo de bolas de 2.5" después del HPGR



En la Figura 85 se muestra el diagrama de cajas comparativo del consumo de bolas de 2.5" en donde se puede apreciar que se tiene una disminución en el consumo de acero de 65 gr/TM cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 85

Diagrama de cajas comparativo del consumo de bolas de 2.5"



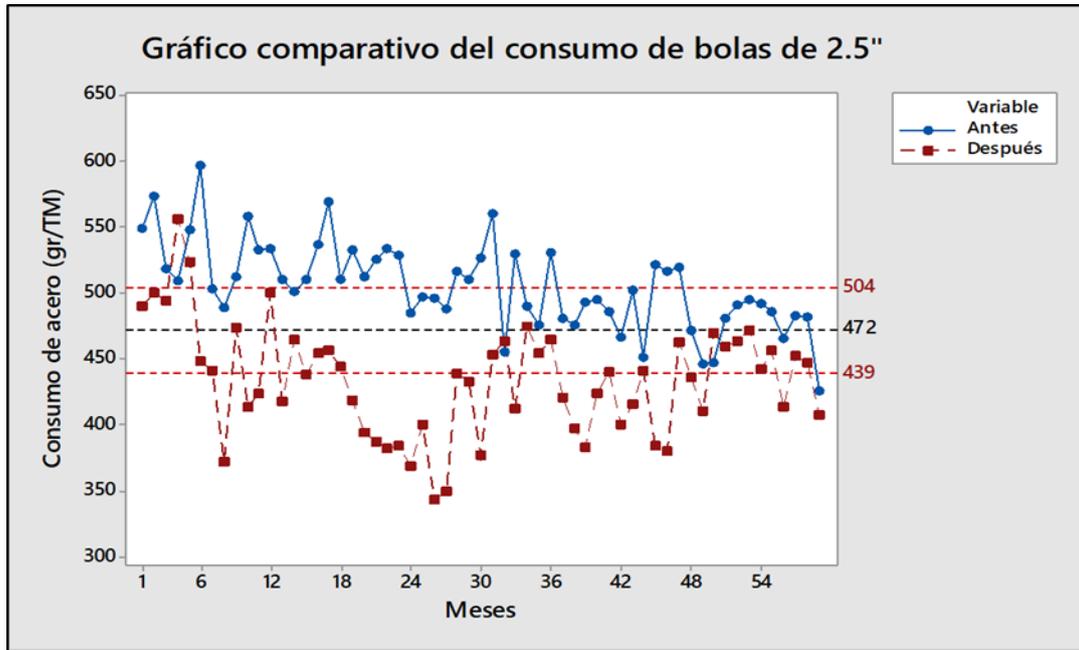
Nota. Elaboración propia

Asimismo, en la Figura 86 se muestra el gráfico comparativo del consumo de bolas de 2.5" antes y después de la aplicación del HPGR.

Se nota que los niveles máximos alcanzados en el consumo de bolas de 2.5" luego de la aplicación del HPGR están en el rango de 472 gr/TM que anteriormente eran los niveles más bajos del consumo de acero sin la aplicación del HPGR.

Figura 86

Gráfico comparativo del consumo de bolas de 2.5"



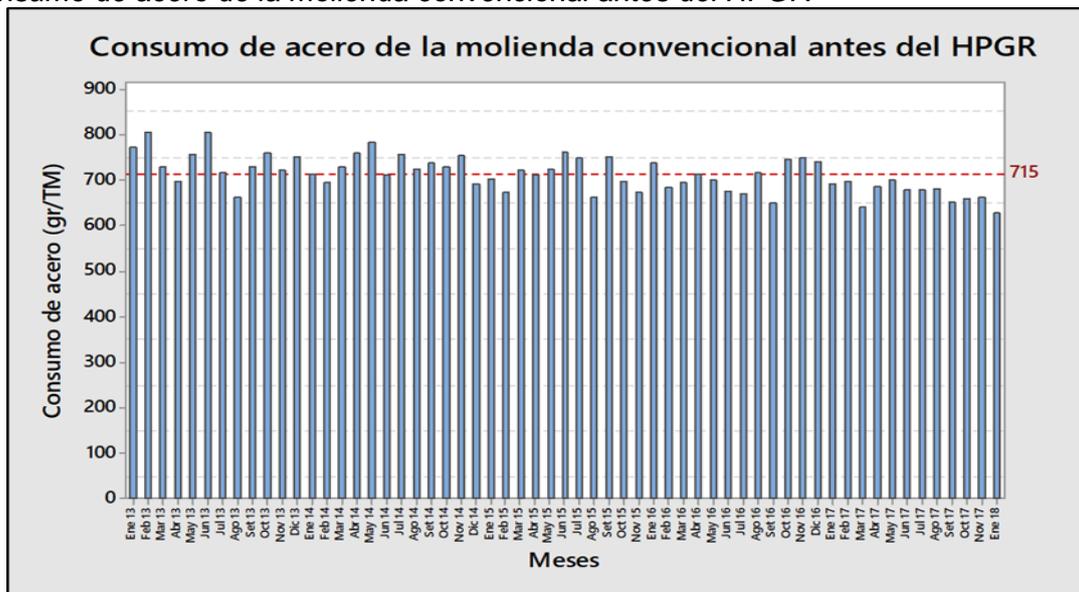
Nota. Elaboración propia

4.4.4 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo de acero de la molinera convencional.

A continuación, se muestra en la Figura 87 el consumo de acero de la molinera convencional expresado en gr/TM antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 87

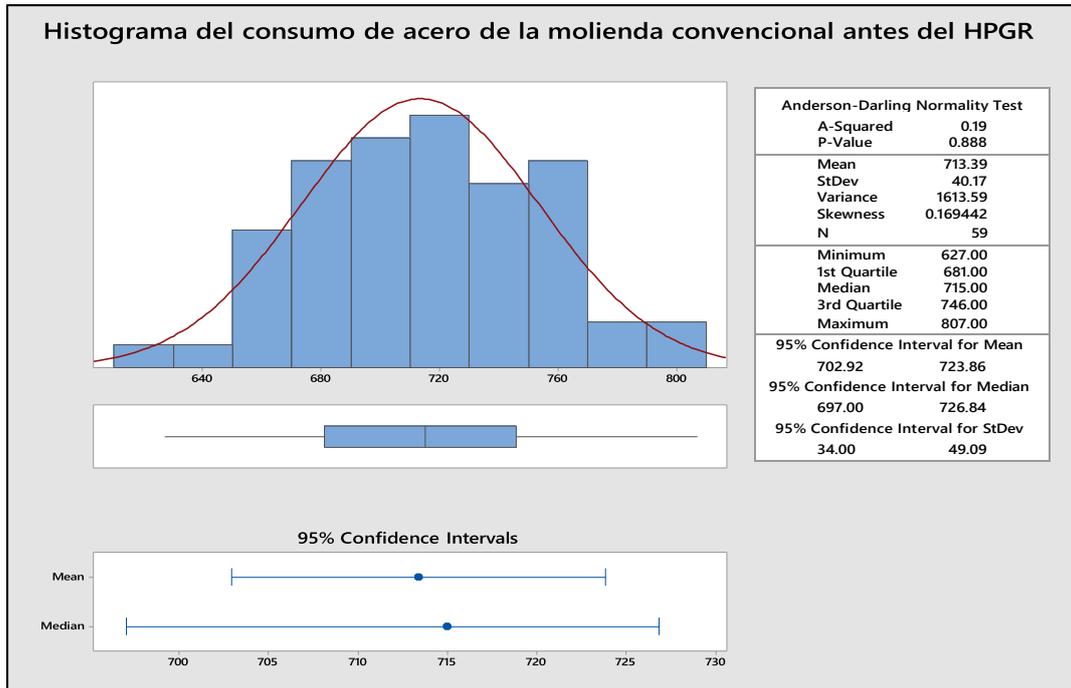
Consumo de acero de la molinera convencional antes del HPGR



Nota. Elaboración propia

Figura 88

Histograma del consumo de acero de la molienda convencional antes del HPGR



Nota. Elaboración propia.

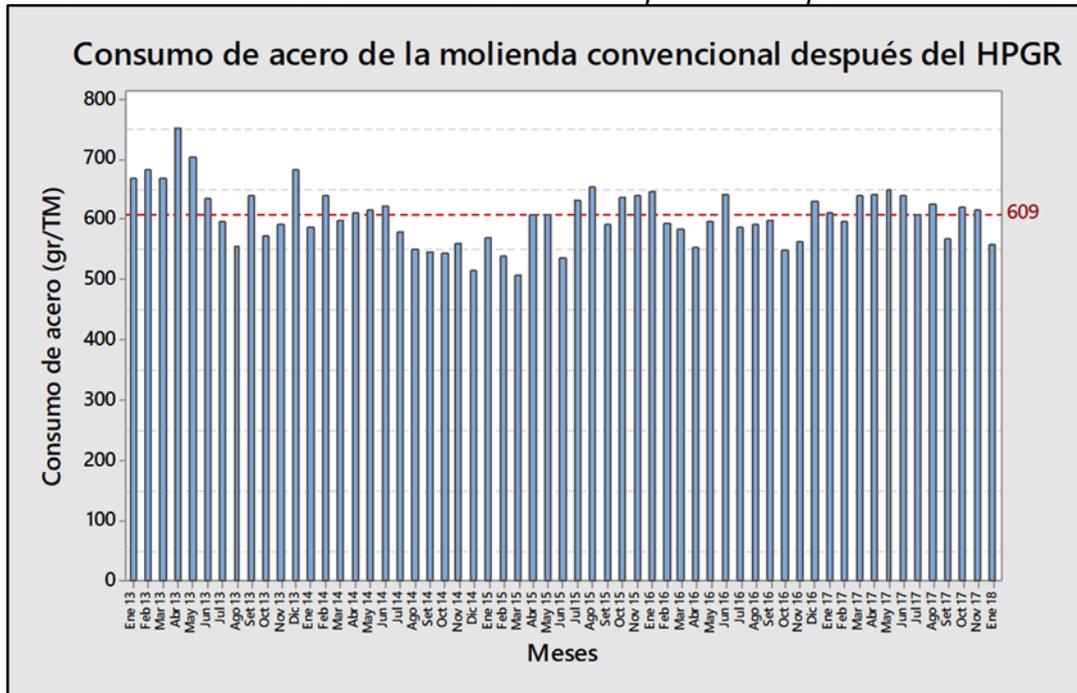
En la Figura 88 se muestra el histograma del consumo de acero de la molienda convencional antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.888.

También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 681 a 746 gr/TM con un valor promedio de 715 gr/TM.

A continuación, en la Figura 89 se muestra el consumo de acero de la molienda convencional después de la aplicación del HPGR.

Figura 89

Consumo de acero de la molienda convencional después de la aplicación del HPGR.



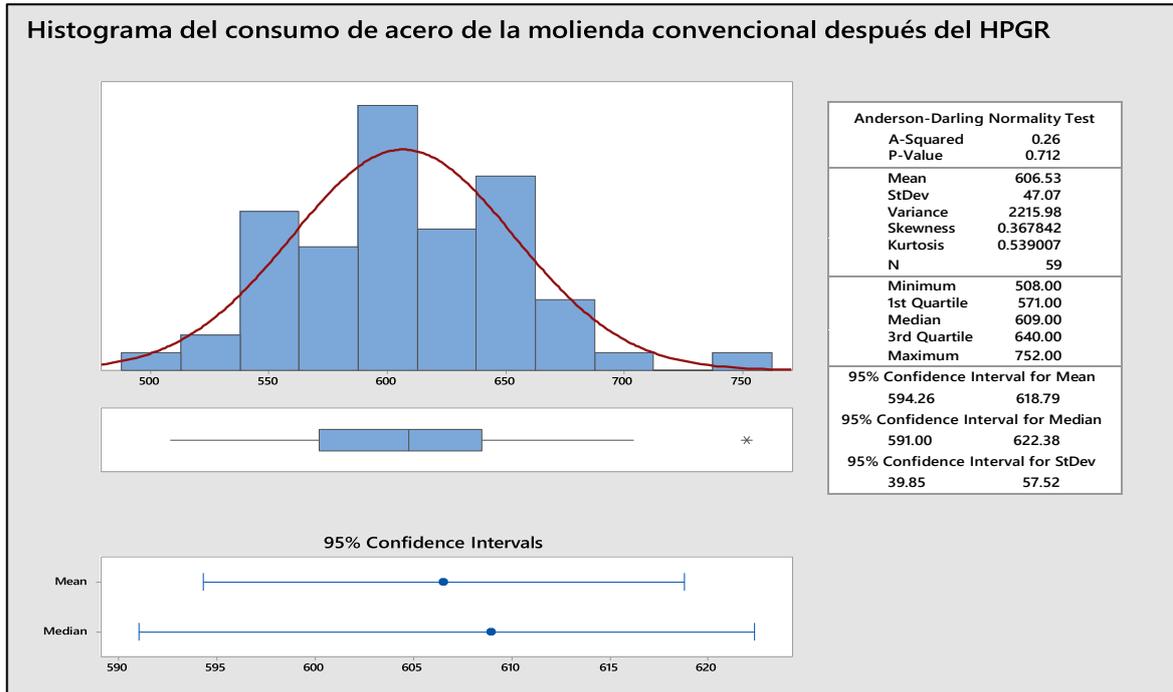
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 90 se muestra el histograma del consumo de acero de la molienda convencional después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.712.

También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 571 a 640 gr/TM con un valor promedio de 609 gr/TM.

Figura 90

Histograma del consumo de acero de la molienda convencional después del HPGR.

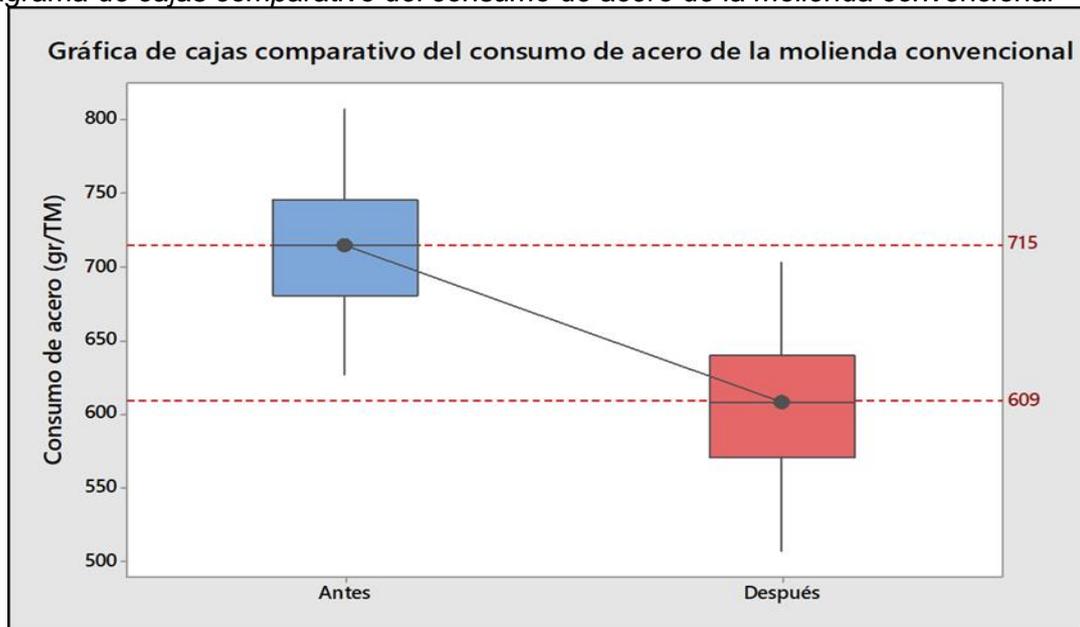


Nota. Elaboración propia.

En la Figura 91 se muestra el diagrama de cajas comparativo del consumo de acero de la molienda convencional en donde se puede apreciar que se tiene una disminución en el consumo de acero de 106 gr/TM cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 91

Diagrama de cajas comparativo del consumo de acero de la molienda convencional

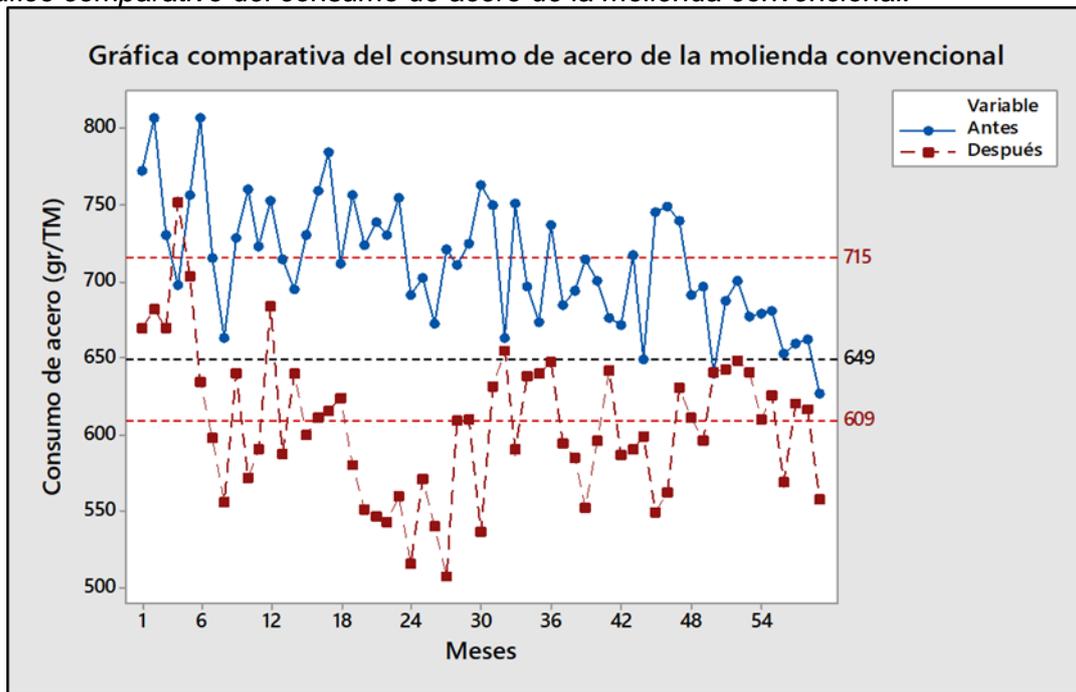


Nota. Elaboración propia.

Asimismo, en la Figura 92 se muestra el gráfico comparativo del consumo de acero de la molienda convencional antes y después de la aplicación del HPGR. Se nota que los niveles máximos alcanzados en el consumo de acero de la molienda convencional luego de la aplicación del HPGR están en el rango de 649 gr/TM que anteriormente eran los niveles más bajos del consumo de acero sin la aplicación del HPGR

Figura 92

Gráfico comparativo del consumo de acero de la molienda convencional.



Nota. Elaboración propia.

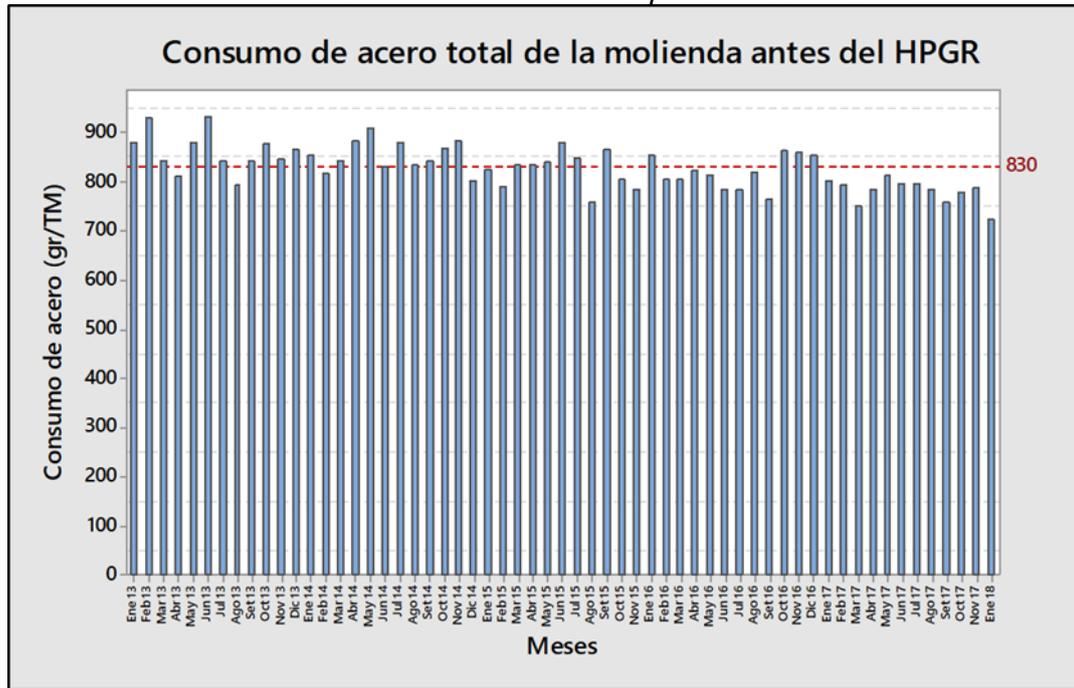
4.4.5 Impacto de la tecnología HPGR en el consumo total de acero de la molienda.

A continuación, se muestra en la Figura 93 el consumo total de acero de la molienda expresado en gr/TM antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 794 a 858 gr/TM con un valor promedio de 830 gr/TM.

Figura 93

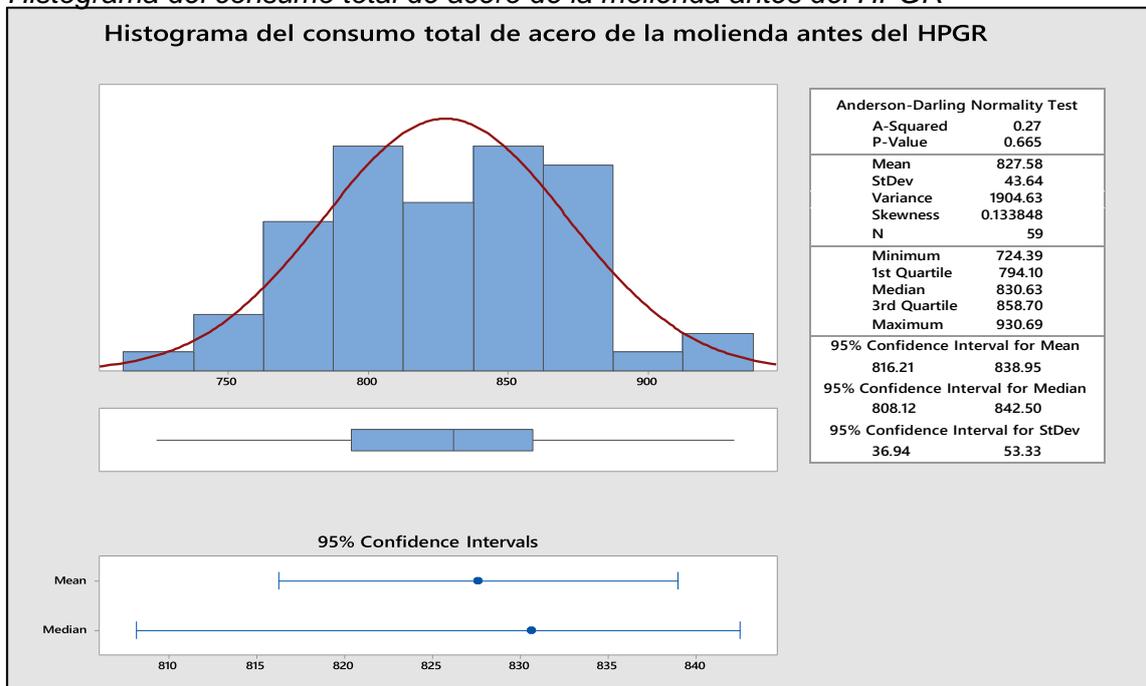
Consumo total de acero de la molienda antes de la aplicación del HPGR



Nota. Elaboración propia

Figura 94

Histograma del consumo total de acero de la molienda antes del HPGR



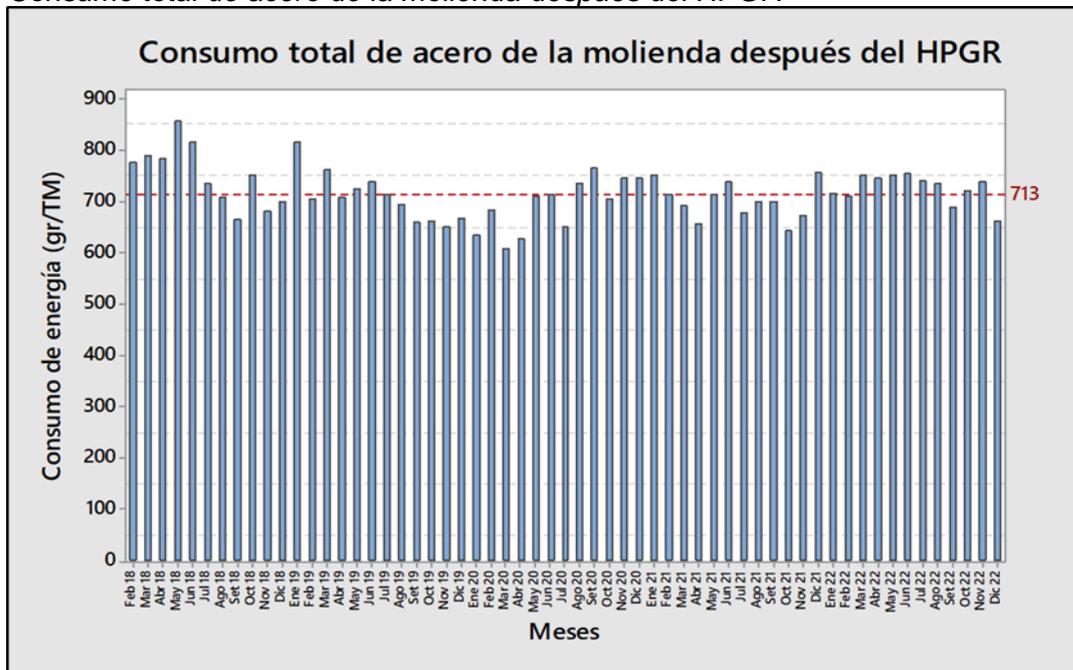
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 94 se muestra el histograma del consumo total de acero de la molienda antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados

sigue una distribución normal con un p-value de 0.665.

Figura 95

Consumo total de acero de la molienda después del HPGR



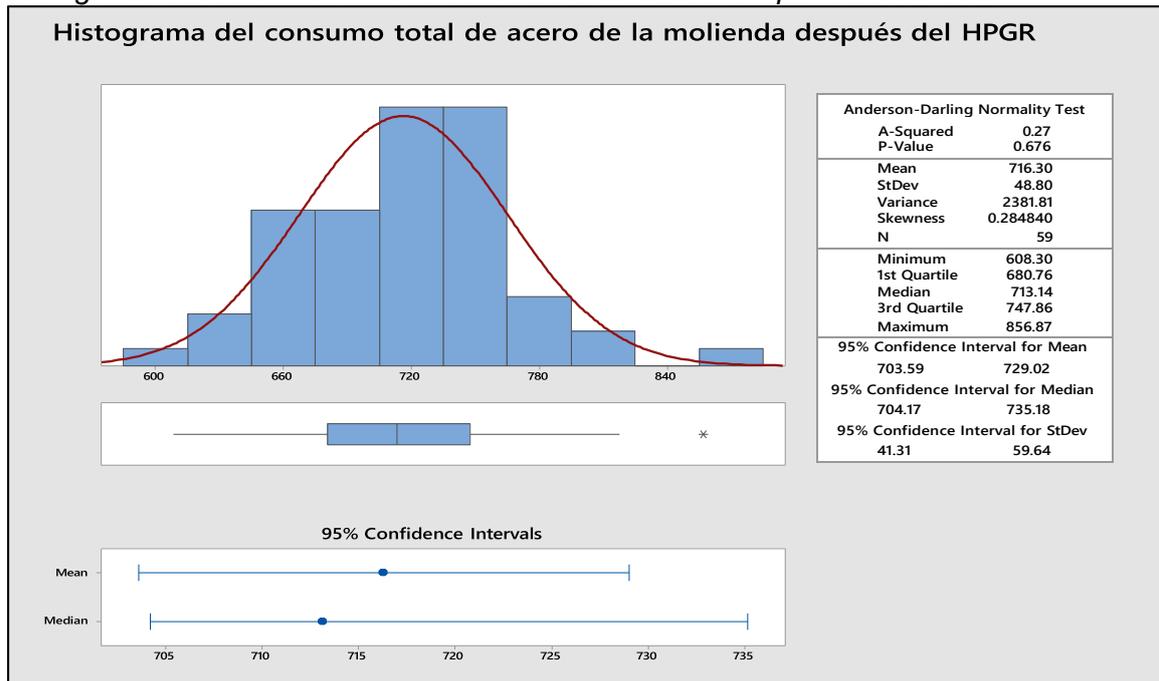
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 95 se muestra el consumo total de acero de la molienda después de la aplicación del HPGR.

En la Figura 96 se muestra el histograma del consumo total de acero de la molienda después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.676. También se nota que el consumo de acero está entre los rangos de 680 a 747 gr/TM con un valor promedio de 713 gr/TM.

Figura 96

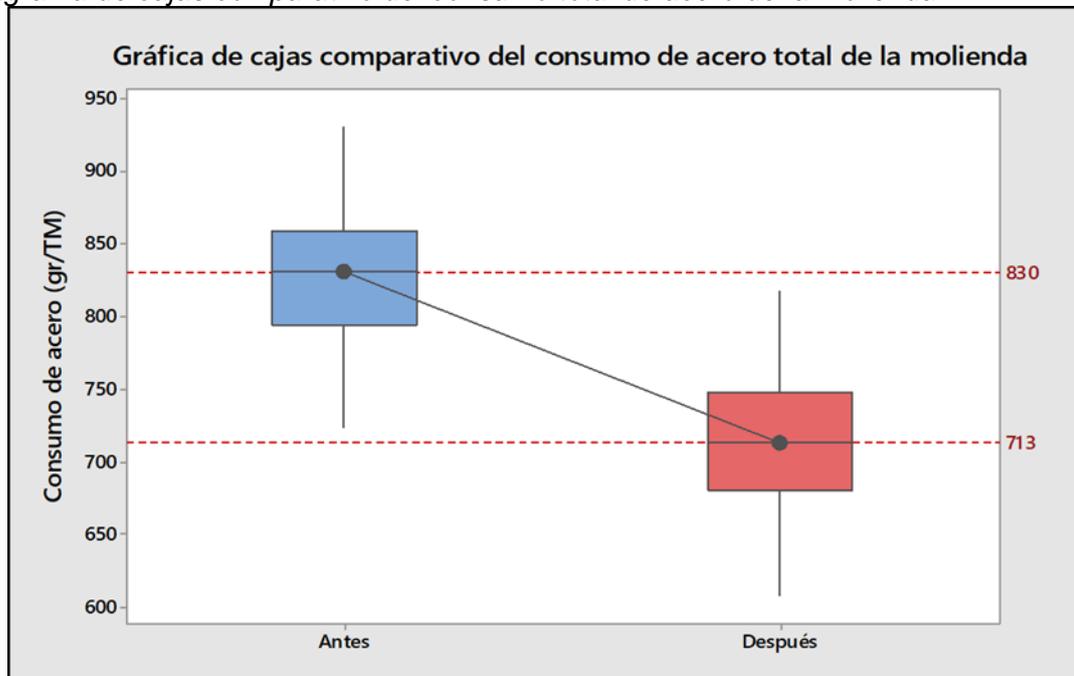
Histograma del consumo total de acero de la molienda después del HPGR.



Nota. Elaboración propia

Figura 97

Diagrama de cajas comparativo del consumo total de acero de la molienda



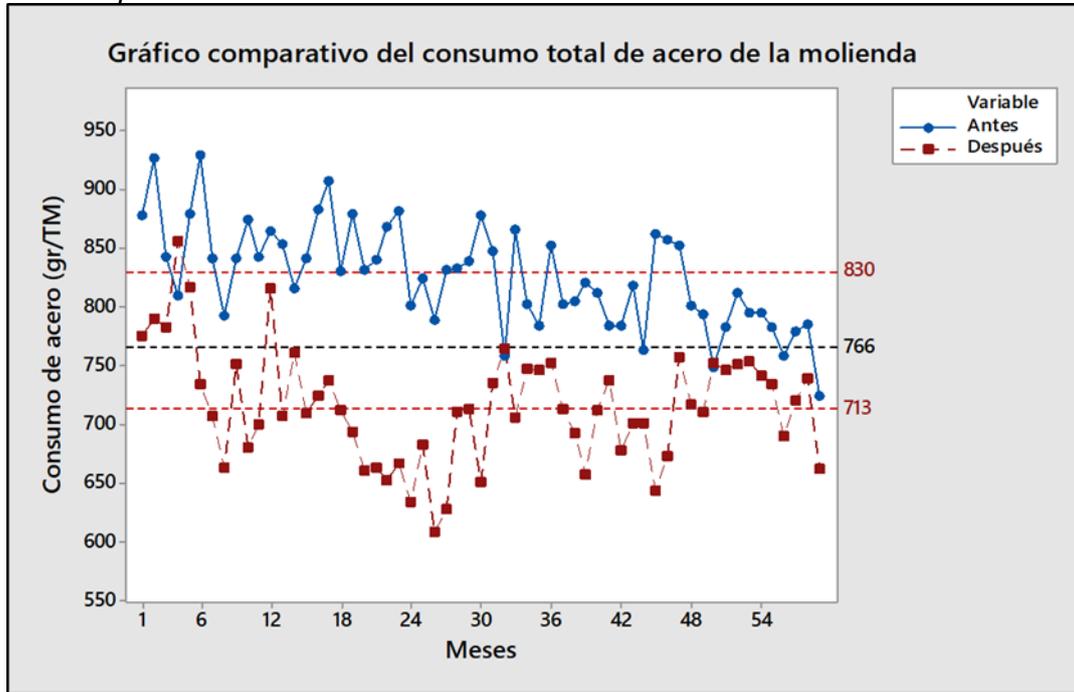
Nota. Elaboración propia

En la Figura 97 se muestra el diagrama de cajas comparativo del consumo total de acero de la molienda en donde se puede apreciar que se tiene una disminución en el

consumo de acero de 117 gr/TM cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 98

Gráfico comparativo del consumo total de acero de la molienda



Nota. Elaboración propia.

Asimismo, en la Figura 98 se muestra el gráfico comparativo del consumo total de acero de la molienda antes y después de la aplicación del HPGR.

Se nota que los niveles máximos alcanzados en el consumo total de acero luego de la aplicación del HPGR están en el rango de 766 gr/TM que anteriormente eran los niveles más bajos del consumo de acero sin la aplicación del HPGR.

En la Tabla 29 se muestra el cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el consumo de acero de la molienda.

Tabla 29

Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el consumo de acero de la molienda

Consumo de acero (gr/TM)	Antes de la aplicación del HPGR	Después de la aplicación del HPGR	Disminución (gr/TM)	Disminución (%)
Molino Fuller	736	697	39	5.30 %
Molinos de barras	207	171	36	17.39 %
Molinos de bolas	504	439	65	12.90 %
Molienda convencional	715	609	106	14.83 %
Total molienda	830	713	117	14.10 %

Nota. Elaboración propia

4.5 Impacto de la tecnología HPGR en la vida útil de los forros de las chancadoras terciarias.

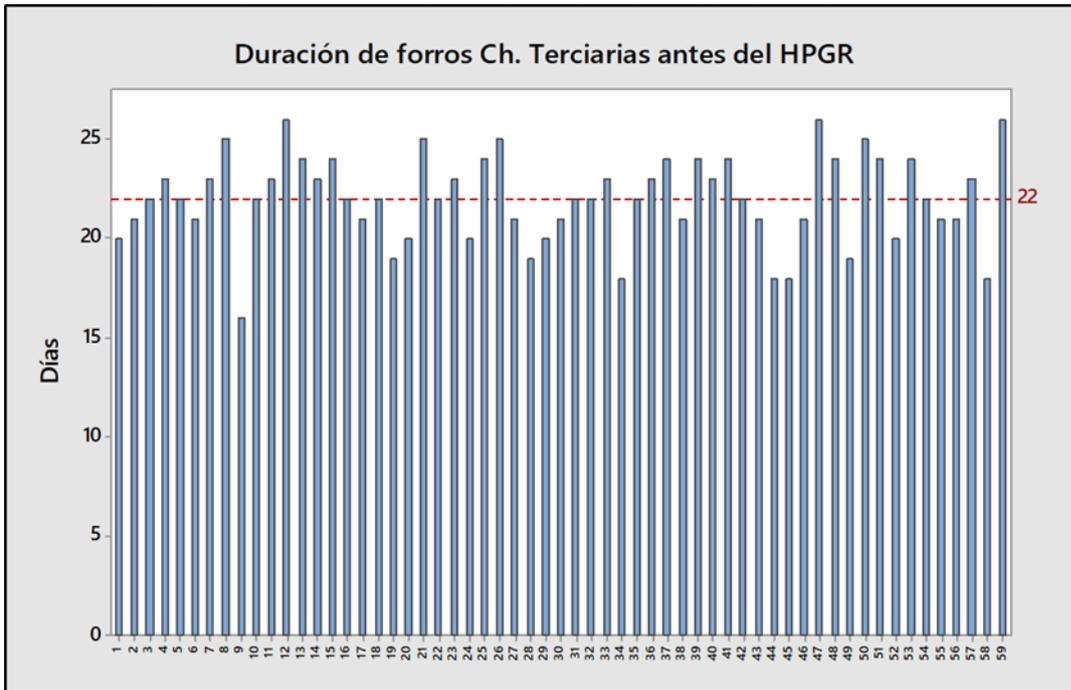
En esta parte de la investigación se evaluará el impacto de la tecnología HPGR en la vida útil o días de duración de los forros de las chancadoras terciarias. En este sentido, se tomará como referencia las chancadoras terciarias de la línea B que son las chancadoras HP 700-3 y HP 700-4.

Se debe considerar que debido a la aplicación del HPGR, el producto de chancado secundario-terciario presenta un incremento en su P80 tal como se puede apreciar en la Tabla 24. Este incremento del P80 es debido a que el set de las chancadoras terciarias aumenta ligeramente de 1/2" a 9/16". Al tener un set más abierto, la duración de los forros deberá incrementarse ya que no será necesario ajustar constantemente las chancadoras, esto es lo que se evidencia a continuación.

En la Figura 99 se muestra la duración de los forros de las chancadoras terciarias expresado en días antes de la aplicación de la tecnología HPGR.

Figura 99

Duración de forros de las chancadoras terciarias antes del HPGR.

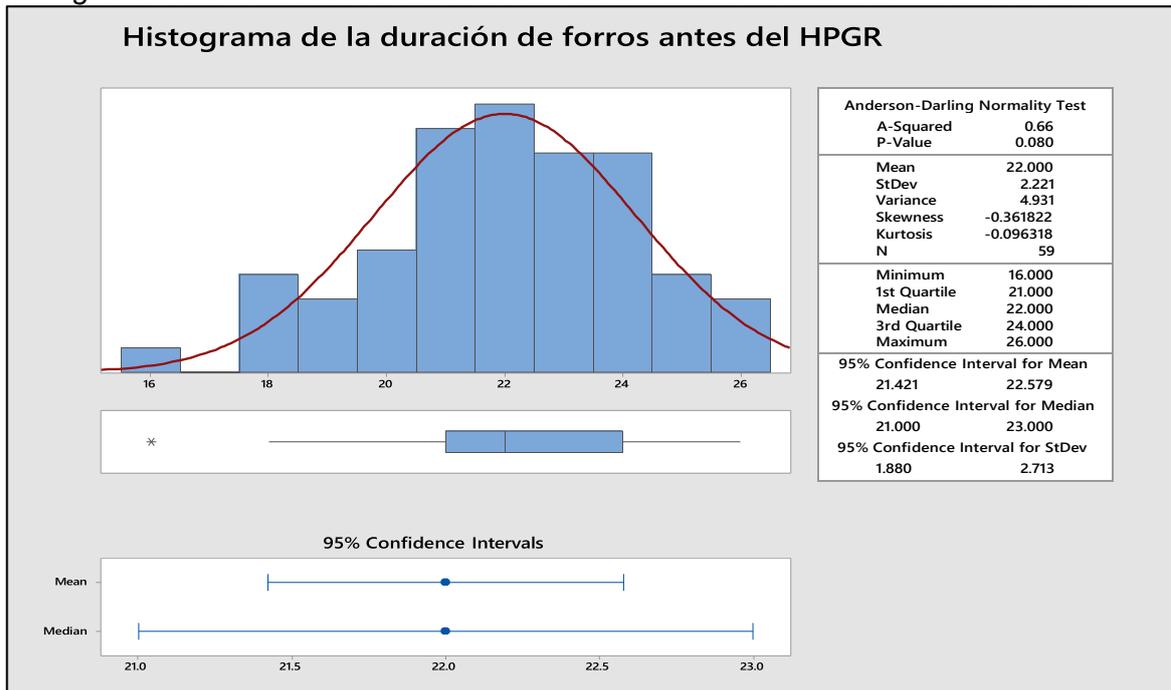


Nota. Elaboración propia.

En la Figura 100 se muestra el histograma de la duración de forros de las chancadoras terciarias antes de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.080. También se nota que el tiempo de vida está entre los rangos de 21 a 24 días con un valor promedio de 22 días.

Figura 100

Histograma de la duración de forros de las chancadoras terciarias antes del HPGR



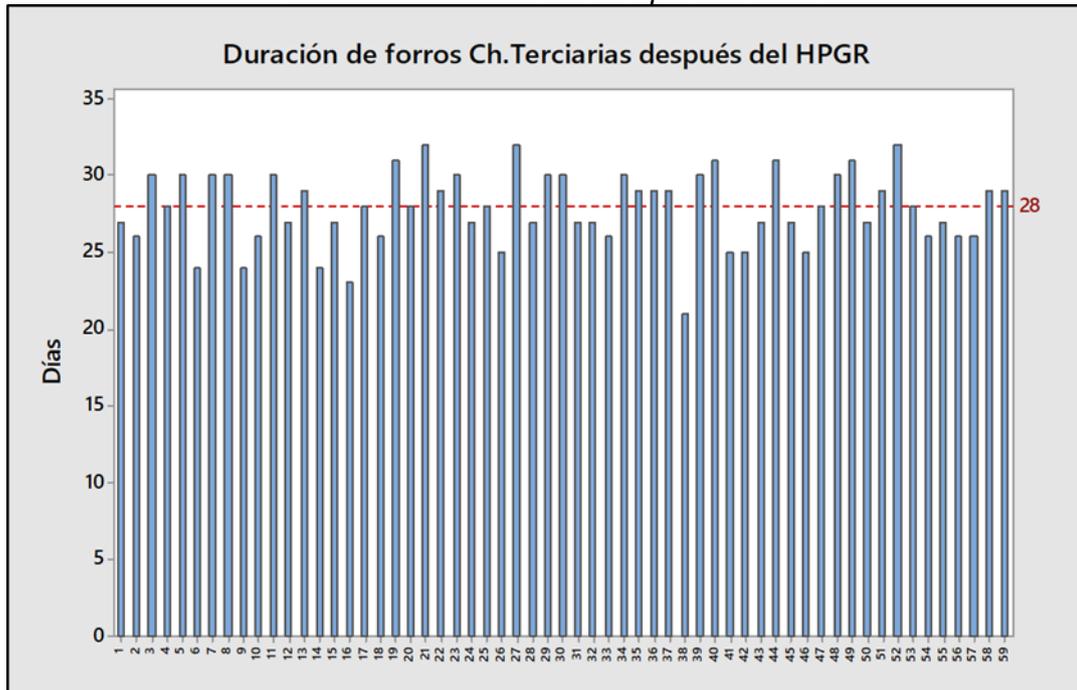
Nota. Elaboración propia.

A continuación, en la Figura 101 se muestra la duración de los forros de las chancadoras terciarias expresado en días después de la aplicación de la tecnología HPGR.

En la Figura 102 se muestra el histograma de la duración de forros de las chancadoras terciarias después de la aplicación del HPGR. Como se puede apreciar, el rango de datos analizados sigue una distribución normal con un p-value de 0.054. También se nota que el tiempo de vida está entre los rangos de 26 a 30 días con un valor promedio de 28 días.

Figura 101

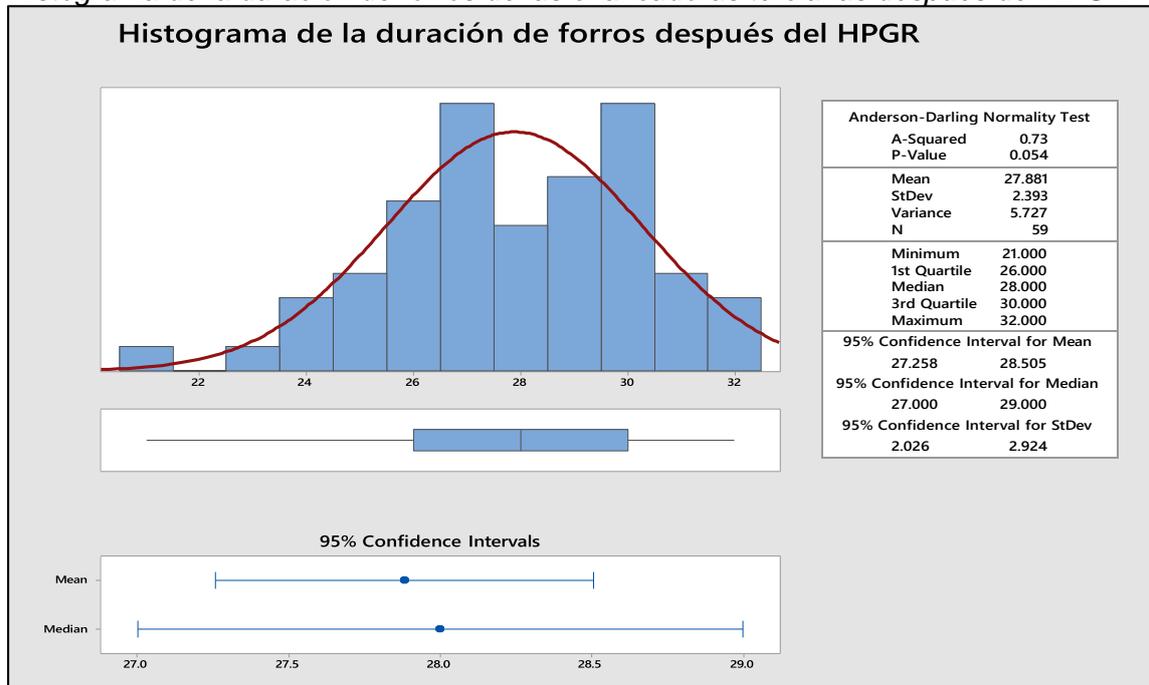
Duración de forros de las chancadoras terciarias después del HPGR



Nota. Elaboración propia

Figura 102

Histograma de la duración de forros de las chancadoras terciarias después del HPGR



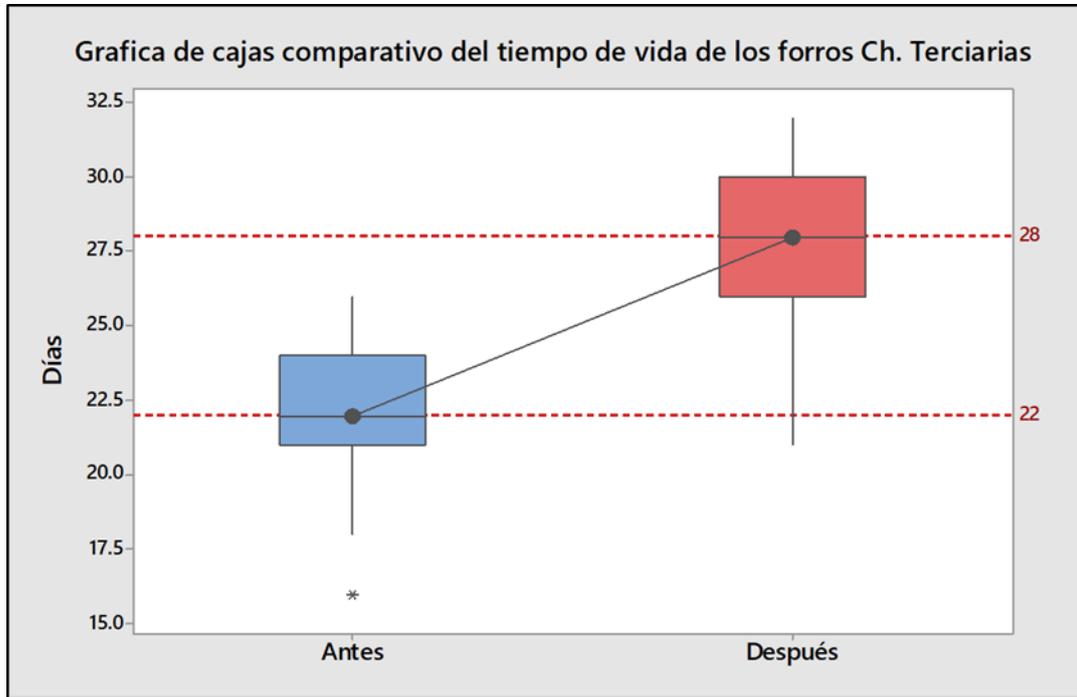
Nota. Elaboración propia.

En la Figura 103 se muestra el diagrama de cajas comparativo del tiempo de vida de los forros de las chancadoras terciarias en donde se puede apreciar que se tiene un

aumento de 6 días cuando se aplica la tecnología HPGR.

Figura 103

Diagrama de cajas comparativo del tiempo de vida de los forros de las chancadoras terciarias



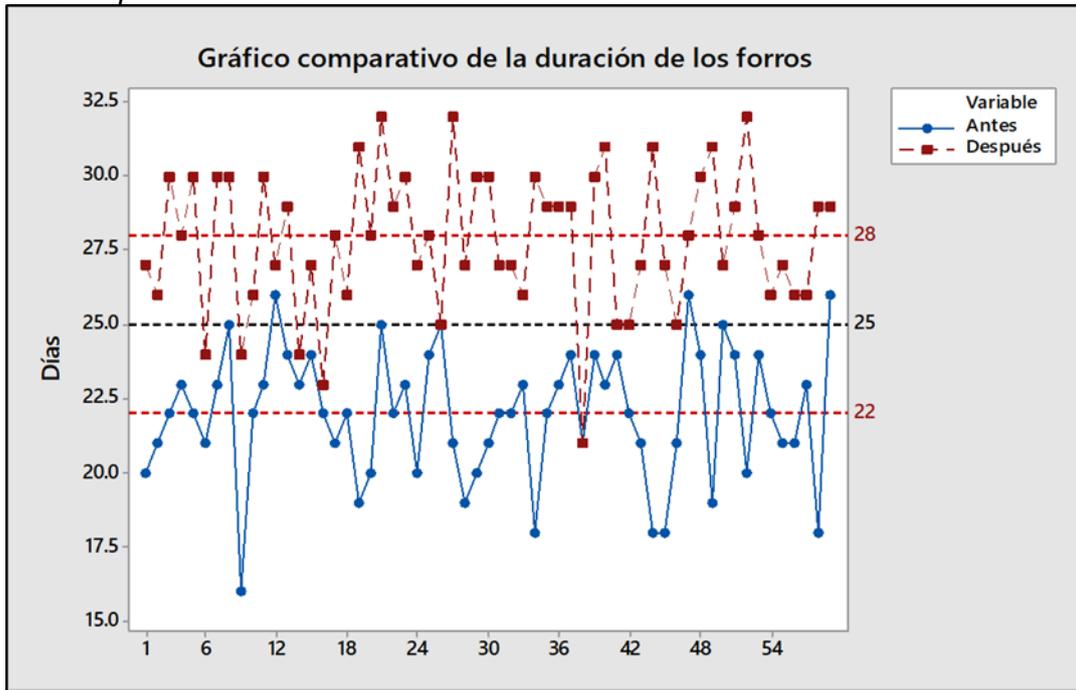
Nota. Elaboración propia.

Asimismo, en la Figura 104 se muestra el gráfico comparativo de la duración de los forros de las chancadoras terciarias antes y después de la aplicación del HPGR.

Se nota que el tiempo de vida mínimo alcanzado por los forros luego de la aplicación del HPGR está en el rango de 25 días, que anteriormente era el tiempo de vida máximo de los forros sin la aplicación del HPGR.

Figura 104

Gráfico comparativo de la duración de los forros de las chancadoras terciarias



Nota. Elaboración propia.

En la Tabla 30 se muestra el cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el tiempo de duración de los forros de las chancadoras terciarias.

Tabla 30

Cuadro resumen del impacto de la tecnología HPGR en el tiempo de vida de los forros de las chancadoras terciarias

Tiempo de vida de los forros (días)	Antes de la aplicación del HPGR	Después de la aplicación del HPGR	Incremento (días)	Incremento (%)
Chancadoras Terciarias	22	28	6	27.2 %

Nota. Elaboración propia

Conclusiones

Se comprobó que la aplicación de la tecnología HPGR en el proceso de chancado incrementa el tonelaje procesado en la molienda, es así como el tonelaje se incrementó en 6,100 Ton/día pasando de 56,400 Ton/día a 62,500 Ton/día representando un aumento del 10.81 %.

Se comprobó que la aplicación de la tecnología HPGR en el proceso de chancado disminuye la dureza (work index) del mineral alimentado a molienda, es así como el work index disminuyó en 1.6 kW-hr/TC, pasando de 16.3 kW-hr/TC a 14.7 kW-hr/TC representando una disminución del 9.81% reflejándose este valor en el mayor tonelaje procesado por la molienda.

Se comprobó que la aplicación de la tecnología HPGR en el proceso de chancado disminuye el consumo de energía en la molienda, es así como el consumo energético disminuyó en 1.02 kW-hr/TM, pasando de 10.25 kW-hr/TM a 9.23 kW-hr/TM representando una disminución del 9.95%.

Se comprobó que la aplicación de la tecnología HPGR en el proceso de chancado disminuye el consumo de la carga moledora en la molienda, es así como el consumo de acero disminuyó en 117 gr/TM, pasando de 830 gr/TM a 713 gr/TM representando una disminución del 14.10%.

Se comprobó que la aplicación de la tecnología HPGR en el proceso de chancado incrementa el tiempo de vida útil de los forros de las chancadoras terciarias, es así como el tiempo de vida aumentó de 6 días, pasando de 22 a 28 días de duración y representando un incremento del 27.2 %.

Se puede apreciar que la aplicación de la tecnología HPGR logra disminuir el tamaño del mineral alimentado a molinos (10.8 mm a 8.8 mm) y por ende aumenta el radio de reducción de todo el circuito de chancado (4.3 a 5.3).

Se puede apreciar también que el incremento de tonelaje en la molienda supone un aumento en la producción de los concentrados de cobre y molibdeno y por ende también

un aumento en las utilidades anuales netas de la empresa minera es así como por las 2,500 toneladas adicionales procesadas (tomando como referencia la capacidad nominal de la planta de 60,000 toneladas) se obtienen 7,595,750 \$ anuales.

Recomendaciones

Se recomienda optimizar el circuito de recuperación de agua de la planta concentradora (espesadores de relaves) ya que se pudo observar que cuando se aplica la tecnología HPGR el tonelaje que podría procesar la molienda llega inclusive a valores de 66,000 Ton/día pero que no se puede mantener una operación estable ya que se requiere de una mayor cantidad de agua recuperada.

Debido a que la aplicación de la tecnología HPGR permite operar con sets más abiertos en las chancadoras terciarias, se nota durante la operación de los rodillos que al disminuir el gap cero y aumentar las presiones de trabajo se podría incluso trabajar con sets de 5/8" en las chancadoras terciarias y por ende incrementar aún más el tiempo de vida útil de los forros por lo que se recomienda realizar pruebas para su evaluación.

Debido a la aplicación de la tecnología HPGR, el tamaño del producto de chancado secundario-terciario aumentó de 10.8 a 16.1 mm haciendo que las chancadoras terciarias trabajen con sets más abiertos, es así como al operar con sets más abiertos se necesitaría de mayor cantidad de mineral para mantener el nivel de las tazas en las chancadoras terciarias y por ende se aumentaría el tonelaje procesado por el circuito de chancado tal como se puede apreciar en la práctica por lo que se recomienda realizar pruebas para su evaluación.

Se recomienda realizar una evaluación económica previa a la instalación de los equipos del HPGR ya que esta tecnología requiere de una inversión de capital considerable que tendrá que ser considerado dentro del análisis económico y financiero de retorno.

Referencias bibliográficas

Andersen, J. S. (1988). Development of a Cone Crusher Model. M.Eng.Sc. Thesis, University of Queensland, JKMRRC, Brisbane.

Anticoi, H., Guasch, E., Oliva, E., Pura, A., Bascompta, M., & Sanmiquel, L. (2019). High-pressure grinding rolls: model validation and function parameters dependency on process conditions. *Journal of Materials Research and Technology*, 8 (6), 5476-5489. <https://doi.org/10.1016/j.jmrt.2019.09.016>.

Austin, L. G., Weller, R. K., & Lim, I. L.(s.f). Phenomenological modelling of the high pressure grinding rolls. XVIII International Mineral Processing Congress, (p. 87-95). Sydney, Australia.

Bond, F. C. (1957). Comminution Exposure Constant by the Third Theory. Three Principles of Comminution. *Min.* pp. 1227–1361.

Broeckmann, C. y Gardula, A. (2005). Developments in high-pressure grinding technology for base and precious metal minerals processing. Reprint of: Proceedings of the 37th Annual Meeting of the Canadian Mineral 119 Processors. p.285-299.

Chehreh Chelgani, S., Nasiri, H., & Tohry, A. (2021). Modeling of particle sizes for industrial HPGR products by a unique explainable AI tool- A “Conscious Lab” development. *Advanced Powder Technology*, 32 (11), 4141-4148. <https://doi.org/10.1016/j.apt.2021.09.020>.

Daniel, M. J., & Morrell, S. (2004). HPGR model verification and scale-up. *Minerals Engineering*, 17, 1149-1161.

Fuerstenau, D. W., Shukla, A., & Kapur, P. C. (1991). Energy consumption and product size distributions in choke-fed, high-compression roll mills. *International Journal of Mineral Processing* , 32, 59-79.

Guevara, F. (1991). Evaluación mecánica del molino de rodillos a alta presión. [Tesis de titulación, Universidad de Chile].

Guevara, F., & Menacho, J. (1993). A model for the simulation of high pressure

grinding rolls.

King, R.P., 2001. Models for the Breakage Function that are Based on the Impact Energy, Modeling and Simulation of Mineral Processing System. Butterworth-Heinemann. pp. 144–149.

Klymowsky, R., Patzelt, N., Knecht, J. and Burchardt, E., An overview of HPGR technology. In Proc. International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology.

Klymowsky, R., Patzelt, N., Knecht, J., & Burchardt, E. (2002). Selection and sizing of high pressure grinding rolls. En A. Mular, D. Halbe, & D. Barratt (Ed.), Mineral processing plant design , practice and control. 1, pp. 636-668. Littleton: SME Inc.

Lixia, L., Bo, W., Qiang, Z., Junfei, Z., Xianwei, Z., Chengtie, W., Nan, L., & Zhe, L. (2022). Evaluating the performance of an industrial-scale high pressure grinding rolls (HPGR)-tower mill comminution circuit. Minerals Engineering, 191 (1),1-17. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2022.107973>.

Morrell, S., Lim, W., Shi, F., & Tondo, L. (1998). Modelling of the HPGR Crusher. Comminution Practices Symposium. 117-126. Denver, CO: SME.

Morrell, S., Shi, F., Tondo, L.A., Modelling and scale-up of high pressure grinding rolls. Proc. XX International Mineral Processing Congress. IMPC, Aachen, Germany, 1997.

Pampana, G. (2021). A methodology to predict the HPGR operational gap by using piston press tests. Minerals Engineering, 166 (1),1-11. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.106875>.

Santosh, T., Eswaraiah, C., Rahul, K., & Shravan, K. (2023). Size reduction performance evaluation of HPGR/ball mill and HPGR/stirred mill for PGE bearing chromite ore. Advanced Powder Technology, 34 (1),1-15. <https://doi.org/10.1016/j.apt.2022.103907>.

Schwarz, S., & von Seebach, M. (1990). Optimization of High Pressure Grinding Rolls and downstream ball mills. 7th European Symposium Comminution. 777-787. Ljubljana.

Tohry, A., Yazdani, S., Hadavandi, E., & Mahmudzadeh, E. (2021). Advanced

modeling of HPGR power consumption based on operational parameters by BNN: A “Conscious-Lab” development. *Powder Technology*, 381 (1),280-284. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2020.12.018>.

Thivierge, A. (2022). Comparing economic model predictive control to basic and advanced regulatory control on a simulated high-pressure grinding rolls, ball mill, and flotation circuit. *Journal of Process Control*, 122 (1),159-171. <https://doi.org/10.1016/j.jprocont.2023.01.005>.

Torres, M. (2010). Modelación y simulación de molienda con rodillos a alta presión - HPGR. M.Sc. [Tesis de licenciatura, Universidad de Chile].

Yudong, Z., Chengwei, Z., Dazhao, G., Guojian, C., & Runyu, Y. (2023). DEM analysis of wear evolution and its effect on the operation of a lab-scale HPGR mill. *Minerals Engineering*, 204 (1),1-11. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108401>.