UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTIN DE AREQUIPA FACULTAD DE INGENIERIA DE PRODUCCIÓN Y SERVICIOS ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA MECÁNICA



"OPTIMIZACION DE MOLINOS SEMI-AUTOGENOS"

Tesis presentada por el Bachiller: ELI ELEAZAR AGUILAR TITI Para optar el Título Profesional de: INGENIERO MECÁNICO

AREQUIPA – PERU

2017

DEDICATORIA

A mis padres por ser el pilar fundamental en toda la formación y aporte en mi educación, tanto académica, como de la vida, por su incondicional apoyo mantenido a través del tiempo.

A mi hermano Darío por su gran apoyo y motivación para la culminación de mis estudios profesionales; al Ing. Rubén Yantas Ortega, por su tiempo compartido y por impulsar el desarrollo de este trabajo de tesis.

A mi esposa Celia Cecilia Machaca y a mi hijo Steven Joshua, por su constante apoyo moral y estímulo de trabajo, para la culminación de este trabajo de tesis.

AGRADECIMIENTOS

A Dios por brindarme la oportunidad de hacer algo provechoso, no solo para mí, sino para los seres que me rodean y para los que trabajamos en soporte y mantenimiento en plantas concentradoras.

A mi familia, que siempre me apoyaron en mi carrera profesional, a mis amigos de estudio que compartieron conmigo estas arduas horas de sacrificio.

A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería Mecánica, por compartir sus conocimientos, su dedicación, persistencia y su motivación las cuales han sido fundamental para mi formación profesional.

A la Escuela Profesional de Ingeniería Mecánica y a mi Alma Mater la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.

RESUMEN

En el desarrollo minero se realizan cambios o mejoras acordes a nuevos e innovadores uso de mas eficiente de materiales segun las características de operacion de equipos de gran mineria en el caso de los molinos SAG usados en grandes plantas concentradoras, se encuentra la necesidad de incrementar el tonelaje de produccion de concentrado como tambien conservar el tonelaje de procesamiento para ello se requiere realizar tareas de optimizacion y mejora de procesos en los circuitos de funcionamento del molino. Para lograr este importante la formacion de un equipo multidisciplinario por las áreas de mantenimiento, geologia, geotecnia, ingenieria y operaciones.

La planta concentradora de Minera Las Bambas, tiene una capacidad de produccion de 140,000 toneladas por dia de mineral, en la cual se observa algunas deficiencias en la tapa de descarga del molino SAG, como es la recirculacion de la carga este fenomeno de reflujo hace que pulpa se acumule en el pie de carga resultando la formacion de un charco de pulpa para atenuar o minimizar este reflujo se modifica la geometria de los levantadores de carga, cuyo estudio de optimizacion se analizan en este trabajo de investigacion de tesis.

ABSTRACT

In the development of mining, changes or improvements are made in accordance with new and innovative use of more efficient materials according to the characteristics of operation of large mining equipment in the case of SAG mills used in large concentrating plants, there is a need to increase the Tonnage of concentrate production as well as to keep the tonnage of processing for this it is necessary to perform tasks of optimization and improvement of processes in the operating circuits of the mill. To achieve this important the formation of a multidisciplinary team for the areas of maintenance, geology, geotechnics, engineering and operations. The Minera Las Bambas concentrator plant has a production capacity of 80,000 tons per day of ore, in which some deficiencies are observed in the discharge cap of the SAG mill, as is the recirculation of the load. This phenomenon of reflux causes Pulp accumulates in the loading foot resulting in the formation of a pulp puddle to attenuate or minimize this.

INTRODUCCIÓN

El empleo de Molinos Semi-Autógenos (SAG) está creciendo hasta el punto que en muchas plantas concentradoras existentes, cada vez se están instalando estos equipos en sus circuitos de funcionamiento, mientras que en las nuevas plantas concentradoras siempre los incluyen en sus circuitos.

La principal ventaja es la disponibilidad mecánica de tratar un amplio rango de tipos de minerales concentrados, incluyendo alimentaciones arcillosas o pegajosas, Los costos de operación son bajos en comparación a la mayoría de circuitos tradicionales de molienda.

La alta demanda de concentrados de cobre en el mundo hace que los programas de expansión de las mineras tengan la finalidad de maximizar el tonelaje procesado, para satisfacer las demandas, en el caso específico de un circuito que tenga molinos SAG, se presenta un fenómeno de reflujo en la tapa de descarga, que afectan adversamente la eficiencia de la molienda y por lo tanto reducen la capacidad de tratamiento del molino SAG.

Este trabajo describirá todas las particularidades que nos permitan entender el principio de optimización de todas sus variantes esenciales del molino SAG, considerando el rediseño de los revestimientos ubicadas en la tapa de la descarga, dado que con el diseño modificado de los pulp lifter y el pulp discharger se aumenta la evacuación del mineral tratado en el interior del molino hacia el trommel.

El molino SAG se puede definir como es un equipo creado para conminuir el material mediante impacto, reduce el tamaño de las rocas y en la cual se agrega las bolas de acero como medio moledor. Es utilizado en operaciones con gran flujo másico y con grandes potencias de accionamiento en el orden de hasta 24 MW, en términos generales es la molienda que utiliza como principio de conminución, el impacto.

El molino SAG, es el equipo de mayor dimensión, y a su vez el, más eficiente de los convencionales, este equipo sustituye a los circuitos de chancado secundario y terciario.

El mineral es recibido directamente desde el chancado primario con un tamaño de 7 pulgadas y se adiciona agua y reactivos, el mineral es reducido a 13 mm. gracias a la acción del mismo mineral presente en partículas variadas de tamaño y también por la acción de numerosas bolas.

INDICE

INTRO	DUCCIÓN	V
CAPIT	ULO I:	1
ASPEC	TOS METODOLOGICOS	1
1.1. PL	ANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1.1	Exploración de la importancia del problema	1
1.1.2	Descripción de trabajos previos	1
1.1.3	Exposición de las hipótesis y su correspondencia con el diseño de la investigación	2
1.2. AN	TECEDENTES	2
1.3. FO	RMULACIÓN DEL PROBLEMA	3
1.4. OB	JETIVOS	3
1.4.1 (Objetivo general	3
1.4.2	Objetivos específicos	3
1.5. JUS	STIFICACIÓN Y DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA	4
1.6. MA	ARCO TEÓRICO	4
1.7. HII	PÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	7
CAPIT	ULO II	8 8
	ACTEDISTICAS DE UN MOLINO SAC	e
2.1. CAR	Casco del molino SAG	8
2.1.1	Rejillas o parrillas en molinos SAG	9
2.1.21	Revestimientos o linners para molinos	0
2.1.5 I	VIMIENTO DE CARGA Y DINÁMICA DE CARGA	1
2.3.1 I		1
2.3.2 (Compresión	1
233	Abrasión	1
2.3. OP	ERACIÓN Y BALANCE DEL MOLINO SAG	4
2.3.1 2	Zona de cascada	5
2.3.2 2	Zona de catarata	5
2.3.37	Zona de compresión:	5
2.4. VA	RIABLES DE OPERACIÓN DEL MOLINO SAG 1	9
2.4.1.	Variables manipulantes1	9
2.4.2	Variables controladas) A

CAPITULO III		32
MODE	LO MECANÍSTICO DINÁMICO DEL MOLINO SEMIAUTÓGENO	32
3.1. Mo	delo mecanístico dinámico del molino	32
3.1.1	Modelo dinámico del molino SAG	32
(A)	Sistema de descarga	35
(B)	Potencia eléctrica demandada	38
3.1. INS	STRUMENTACIÓN EN OPERACIONES DE CONMINUCIÓN MECÁNICA	43
3.1.2	Generalidades	43
3.1.3	Sistemas de control en circuitos de molienda SAG	44
CAPIT	ULO IV	48
MODIF	ICACION DEL PULP LIFTER, PULP DISCHARGER, ESTUDIO DE	
LEVAN	TADORES DE CARGA	48
4.1 MEC	ANISMO DE DESCARGA:	48
4.2 LEV	ANTADORES DE CARGA (PULP-LIFTER)	50
4.2.1 0	Criterios de diseño de parrillas	51
4.2.21	nterpretación de la gráfica anterior:	53
4.2.31	Efecto de las parrillas de descarga	54
4.2.4 1	Modificaciones de levantadores de pulpa, parrillas de descarga	54
4.3 CILI	NDRO	55
4.3.11	Parrilla de descarga	56
4.3.2.	Plano de fabricación y diseño modificado de levantadores de carga en el (Anexo B)	57
CAPIT	ULO V	58
ESTUD	IO DEL PERFIL DEL LINERS O REVESTIMIENTOS Y DESAFIOS DE	
MANT	ENIMIENTO	58
5.1 REV	ESTIMIENTOS PARA EL MOLINO SAG	58
5.1.1 (Características de revestimientos	58
5.2 MA	NTENCIÓN DE REVESTIMIENTOS	68
5.2.1 1	Desafíos en la mantención de molinos SAG	68
5.2.2 1	Manipulación de pernos	70
5.2.3 1	Manipulación de corazas	71
CAPIT	ULO VI	77

CRITE	RIOS PARA LA SELECCIÓN, APLICACIÓN DE LOS MEDIOS DE MOLIE	NDA
(BOLAS	5)	77
6.1. CA	RACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS DE LOS MOLINOS SAG	77
6.1.1	Diámetro, largo y volumen efectivos	77
6.1.2	Volumen de llenado.	
6.1.3	Peso de la carga de bolas	
6.2 CA	RACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS DE LAS BOLAS PARA MOLIENDA	79
6.2.1	Diámetro, volumen, peso y densidad	79
6.2.2	Área superficial	81
6.2.3	Volumen aparente	81
6.2.4	Número de bolas	
6.2.5	Especificaciones básicas de las bolas Moly-Cop	82
6.3 PRO	OPIEDADES DE LOS COLLARES DE BOLAS EN LA CARGA	
6.3.1	Generación del collar	84
6.3.2	Distribución de tamaños de bolas en el collar	85
6.3.3	Densidad aparente del collar	86
6.3.4	Preparación de la carga inicial	87
6.3.5	Tamaños promedio de las bolas en el collar	87
6.3.6	Número de bolas en el collar	88
6.3.7	Área específica del collar	88
6.4 TA	MAÑO IDEAL DE LAS BOLAS DE RECARGA	89
6.4.1	Fórmula de azzaroni	
6.4.2	Ejemplo de aplicación	
6.5 IND	DICADORES DE CALIDAD DE LAS BOLAS	
6.5.1	La teoría lineal del desgaste	
6.5.2	Incidencia de la fractura de bolas por impacto excesivo	
6.5.3	Indicadores de consumo de cuerpos moledores	
6.5.4	Indicadores de calidad de cuerpos moledores	101
6.5.5	Costo y efectividad de los cuerpos moledores	101
6.6 CR	ITERIOS OPERACIONALES PARA LA RECARGA CONTINUA DE BOLAS	102
6.6.1	Frecuencia de recarga	102
6.6.2	Tasas de recarga	102
6.6.3	Verificación del nivel de llenado aparente	103
6.6.3.1	Método 1 : Determinación de la altura libre	103
6.6.3.2	Método 2 : número de barras levantadoras expuestas	104
6.7 EV	ALUACIÓN DE LA CALIDAD COMPARATIVA DE CUERPOS	105
6.7.1. M(DLEDORES ALTERNATIVOS	105
6.7.2.	Ensayos con bolas marcadas (MBWT)	105
6.7.3.	Evaluaciones a escala industrial	108
6.7.4.	Estimación del período de purga	111

6.7.5.	Composición de las bolas de acero	111
CAPIT	ULO VII	113
ANÁLI	SIS DE RESULTADOS Y SIMULACIÓN DINAMICA	113
7. Eva	luación de trayectorias en función de la velocidad en el interior del molino SAG	113
6.1. Ger	neralidades	114
7.1.1	Método analítico	115
7.1.2	Método numérico	115
7.1.3	Simulación del contacto	116
7.1.4	Modelo de cuerpo rígido	116
7.1.5	Modelo de cuerpo blando	117
7.1.6	Contactos múltiples	119
7.1.7	Rigidez del material	121
7.1.8	Coeficiente de restitución	122
7.1.9	Coeficiente de roce	123
7.1.10	Comportamiento de la carga	124
7.5.16	. Comportamiento de la trayectoria descrita	129
7.5.17	. Fuerzas de contacto	131
CONCL	USIONES	135
RECOM	1ENDACIONES	136
BIBLIC	GRAFIA	137
ANEXC) A	139
ANALI	SIS ESTRUCTURAL DEL DISCHARGE PULP LIFTER EMPLEANDO	122
SOLID	WORKS SIMULATION	139
ANEXC) В	150
PLANO	S DE FABRICACION, DISEÑO ORIGINAL Y MODIFICADO DE	
LEVAN	TADORES DE CARGA, PULP DISCHARGER	150

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 : parámetros de operación del Molino SAC	8
Tabla 2: Instrumentación Típica en Conminución.	. 43
Tabla 3: Variables y sensores en circuitos de molienda semiautógena	.46
Tabla 4: Revestimientos del Molino SAG	. 60
Tabla 5: Ejemplo de determinación del tamaño y densidad real de las bolas, con la ayu	da
de la planilla Media Charge_Ball Size & Density de Moly-Cop Tools	. 80
Tabla 6 : Ilustración del uso de la planilla Utilities_Bin Capacity de Moly-Cop Tools (1	()
para la determinación de inventarios en buzones de almacenamiento	. 82
Tabla 7: Distribución de tamaños del 'collar' de bolas, al equilibrio, según el diámetro	de
recarga, obtenido con la planilla Media Charge_Strings de Moly-Cop Tools (1)	. 86
Tabla 8 : Ejemplo de aplicación de las correlaciones empíricas propuestas para el cálc	ulo
del Diámetro Ideal de Recarga, desarrollado con la ayuda de la planilla media	
charge_optimal size de Moly-Cop Tools (1).	. 91
Tabla 9 : Ejemplo de cálculo de políticas mixtas de recarga tendientes a satisfacer un	
determinado nivel de área superficial del 'collar' de la mezcla resultante; desarrollado	
con la ayuda de la planilla media charge_optimal size de Moly-Cop Tools (1)	. 92
Tabla 10: Determinación del nivel de llenado de un molino por el Método de la altura	
libre; desarrollado con la ayuda de la planilla media charge_level de Moly-Cop Tools ((1).
	104
Tabla 11 : Ejemplo de diseño de un MBWT; con la ayuda de la planilla media	
charge_MBWT de Moly-Copls	107
Tabla 12 : Análisis de resultados de un MBWT; con la ayuda de la planilla media	
charge_MBWT de Moly-Cop Tools (1).	108
Tabla 13 : Composición de las bolas de acero	112

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Molino Semi-Autogeno SAG 40' x 25' Equipment Nro. 0310-MLS-00012
Figura 2: Características de los movimientos del riñón de carga5
Figura 3: Movimiento de bolas en el interior del molino SAG6
Figura 4: Simulaciones DEM Y CFD del riñón de carga dinámico7
Figura 5: Ilustración del movimiento de la carga de un molino operando a velocidad12
Figura 6: Tamaños y formas de partículas según mecanismo de molienda12
Figura 7: Representación de los mecanismos de conminucion de las partículas y la
distribución de tamaños de producto13
Figura 8: Gráfico del interior de un molino SAG14
Figura 9: Característica del movimiento cascada y catarata de carga16
Figura 10: Forma típica de los valores de la velocidad especifica de molienda (s), en
función del tamaño
Figura 11: Forma típica de la distribución de fractura acumulada (b), en función de
tamaño17
Figura 12: Relación entre el flujo de alimentación y el volumen de la carga20
Figura 13: Efecto del flujo de alimentación en función de la potencia neta consumida por
el molino
Figura 14: Efecto de la carga fresca y vaciado de una sobrecarga en función de la
demanda de potencia del molino22
Figura 15: Potencia neta vs aumento de la dureza relativa
Figura 16: Demanda de potencia del molino en función del llenado (j) para pulpas de
distintos porcentajes de sólidos25
Figura 17: Variación de la potencia en función del llenado del molino para distintas
cargas de bolas26
Figura 18: Demanda de potencia del molino en función del llenado para distintas
densidades de carga27
Figura 19: Efecto de la carga de bolas en la potencia para un nivel de llenado del molino
constante
Figura 20: Esquema del efecto de la carga de bolas (Jb) en función de la energía
específica
Figura 21 : Definición de los intervalos de tamaño en función de las mallas utilizadas en
el tamizaje de las muestras

Figura 22: Aspecto de la cámara de molino y sistema de descarga en un molino SAG 37
Figura 23: Curva de clasificación anormal observada en datos provenientes de un molino
<i>piloto de 40' x 25'</i>
Figura 24: Modelo de Figura 2clasificadores asociado a la eficiencia global de
clasificación del sistema descarga de molino piloto de 6' x 2'
Figura 25: Perfil Dinámico de la Carga Durante la Operación del Molino39
Figura 26 : Parrilla de Descarga
Figura 27: Levantador de pulpa
Figura 28: Levantadores de pulpa Pulp-lifter
Figura 29 : De parrillas modificadas dobles
Figura 30 : Performance de operación que muestra la una curva típica de variación de las
parrillas de descarga53
Figura 31: Revestimientos del cilindro molino SAG56
Figura 32: Revestimiento de la tapa de descarga molino SAG
Figura 33: Se aprecia las dimensiones y características del lifter tipo monoblock (primer
revestimiento)61
Figura 34: Revestimiento tipo sombrero
Figura 35: Diseño del revestimiento actual (Lifter – Placa) con un ángulo de ataque para
el lifter –lado alimentación de 35° y 39° para el lifter - lado descarga64
Figura 36: Inspección de Lifter66
Figura 37 : Medición de altura del lifter66
Figura 38 : Medición del desgaste de perfil del lifter67
Figura 39 : Manipulador de revestimientos del molino SAG69
Figura 40 : Manipulador de revestimientos
Figura 41 : Parrillas metálicas después de la campaña76
Figura 42: Parrilla metálica antes de la campaña, importada de Canadá76
Figura 43: Variación del inventario de bolas en el molino, en función de sus dimensiones y
condiciones típicas de operación
Figura 44 : Al equilibrio, la carga del molino (collar) está constituida por igual número de
bolas de cada tamaño posible, espaciados en k_d t mm entre ellos
Figura 45: Representación esquemática del Drop Ball Tester (DBT). (Extractado de la
<i>Ref. 16</i>)
Figura 46 : Modelo de interacción entre discos. incluye fuerzas normales F_n de
interacción y fuerzas tangenciales F _s 119

Figura 47 : Comparación entre los distintos tipos de modelos numéricos de contacto		
desarrollados. El área achurada representa la energía disipada en el contacto		
Figura 48 : Simulación de un molino SAG de 12.2 m de diámetro. 40% velocidad crítica		
Figura 49 : Simulación de un molino de 12.2 m de diámetro. 60% velocidad critica 126		
Figura 50 : Simulación de un molino de 12.2 m de diámetro 80% velocidad crítica 128		
Figura 51: Simulación de un molino de 12.2 m de diámetro 100% velocidad crítica 129		
Figura 52 : Comportamiento de la trayectoria de la carga que sale de un molino hacia el		
<i>trunnion</i>		
Figura 53 :(a) Modelo de molino empleado en la simulación para cuantificar las fuerzas		
de impacto (b) gráfico del número de contactos, para la interacción bola-bola al 78% de		
la velocidad crítica		

CAPITULO I:

ASPECTOS METODOLOGICOS

1.1.PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

El material molido dentro de la cámara de molienda se acumula cerca del pie de la carga, resultando la formación de un charco de pulpa, este charco amortigua impacto de bolas lo cual reduce la ruptura por impacto de las partículas, a su vez reduce la atricción en la carga de cascada lo que reduce la molienda de partículas finas. Ambos aspectos reducen la capacidad del molino y la eficiencia de la molienda SAG, produciéndose una sobre molienda de las partículas más finas que regresan al molino SAG produciéndose el fenómeno de reflujo, que reduce la capacidad de evacuación del material molido de manera continua.

El desgaste del revestimiento del molino SAG, es debido a los movimientos relativos de los medios de molienda, que se proyectan sobre los revestimientos del shell linners.

1.1.1 Exploración de la importancia del problema

El fenómeno que se presenta en la tapa de descarga, y que no permite la evacuación de la pulpa, es trabajo de optimización es actualmente uno de los principales temas de investigadores y operadores de plantas concentradoras.

1.1.2 Descripción de trabajos previos

Los trabajos que se desarrollaron con anterioridad están relacionados con la mejora de medios de molienda sobre la eficiencia de molienda otros inciden en el uso de accionamiento gearless mill drivers, sin el uso del sistema piñón-corona (accionamiento mecánico) este trabajo está orientado al rediseño mecánico de revestimientos de levantadores de carga (pulp lifter) en la tapa de descarga que sale hacia el trommel.

1.1.3 Exposición de las hipótesis y su correspondencia con el diseño de la investigación

La repuesta de dar solución al fenómeno de reflujo o recirculación de la pulpa, es minimizar el retorno de la pulpa, el cual consistirá en aumentar la forma curvada de los revestimientos de los levantadores de carga de la tapa de descarga.



Figura 1: Molino Semi-Autogeno SAG 40' x 25' Equipment Nro. 0310-MLS-0001 Fuente: Minera Las Bambas

1.2. ANTECEDENTES

Los métodos para medir y mejorar la eficiencia de los equipos de molienda y chancado de plantas concentradoras fueron analizadas durante los últimos 8 años en los Congresos Internacionales de Conminution, donde se presentan los avances para el diseño de plantas óptimas para el procesamiento de minerales. Para el entendimiento del criterio de optimización del molino SAG es necesario conocer la capacidad del equipo y realizar de acuerdo a los parámetros de diseño y la filosofía de operación, saber la geometría del molino y todo en función a las variables de operación como la velocidad, el tamaño de las partículas, el tamaño de elementos torturantes, ya que estos indicen directamente en el consumo de energía y la capacidad del molino entender la operación de conminución, la optimización del molino de modo que para un consumo especifico de energía dado por la dureza del mineral, se maximice la potencia, lo que nos permitirá maximizar con el principal objetivo de incrementar el tonelaje de tratamiento, para aumentar la disponibilidad mecánica y la confiabilidad de operación del molino SAG

El desarrollo minero en nuestro país está creciendo en los últimos tiempos nuestro país, posee aproximadamente el 40 % de reservas de mineral de cobre mundialmente conocidas, especialmente en el sur hay avances de diferentes proyectos mineros, el Perú volverá a ser el segundo productor mundial de cobre, la conminución de minerales es de vital importancia en el desarrollo de nuestro país, ya que involucra operaciones y procesos unitarios de alto consumo energético; así en nuestro medio la energía eléctrica consumida en las plantas concentradoras de Toquepala y Cuajone, equivale al consumo de energía de las ciudades de Arequipa, Tacna ,Moquegua y Puno, y por tanto nos da la justificación para priorizar el estudio de conminación en el molino SAG.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Determinar en qué forma mejora la evacuación del material con el nuevo modelo de levantador de carga (pulp lifter) y también las parrillas de descarga, que permita una mejor evacuación de la pulpa.

Los revestimientos de la tapa de descarga del molino SAG. Deben tener un rediseño mejorado para lograr evacuar el mineral molido.

Monitorear el movimiento relativo de los medios moledores que impactan en el revestimiento y no sobre el mineral esto es debido a la velocidad critica, se opera el molino al máximo de velocidad posible, pero con la restricción que la catarata de bolas caiga sobre el pie de carga para no dañar los revestimientos.

1.4.OBJETIVOS

1.4.1 Objetivo general

Optimizar la mejora de la evacuación de la pulpa del molino SAG, para lograr el incremento de tonelaje procesado, para así mejorar la eficiencia de la molienda, debido a que el proceso tiene un alto consumo energético.

1.4.2 Objetivos específicos

-Diseñar un modelo de levantador de pulpa (pulp lifter), que sea resistente al impacto, abrasión que atenue el reflujo de la carga a la cámara de molienda para la evacuación de la pulpa hacia el trommel.

-Mejorar el diseño de pulp discharger, para mejorar la evacuación del material, en el cajón de descarga para mantener el nivel de pulpa constante en toda la extensión del molino.

-Determinar qué revestimientos del molino SAG, se desgastan con mayor frecuencia, revisar los revestimientos o linners, para mantener la disponibilidad de operación del molino.

-Monitorear el desgaste de revestimiento a fin de mantener un programa óptimo para el reemplazo de revestimientos o forros para proyectar las paradas de mantención.

1.5. JUSTIFICACIÓN Y DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA

Operadores de las plantas concentradoras mineras, el área de mantenimiento de planta, el área de planeamiento y confiabilidad, la superintendencia de chancado y molienda, están cada vez más interesadas en alcanzar y demostrar un desempeño eficiente en sus operaciones de molienda y así mejorar la calidad de sus productos, en base a su política y objetivos como grandes compañías mineras, la materia del campo de producción con calidad, por lo dicho el trabajo de investigación tiene la finalidad poner a disposición el procedimiento de optimización del molino SAG para mejorar la calidad del concentrado del mineral y aumentar el tonelaje de tratamiento, que es requerido para satisfacer las altas demandas de producción de concentrados de mineral cobre.

1.6. MARCO TEÓRICO

La tecnología que en la actualidad lidera el diseño de plantas concentradoras en el mundo son los Circuitos y Molinos Semi-autógenos (Orford, 2005. Expomin, 2004).

Los molinos semi-autógenos (SAG) son equipos fundamentales en el proceso, tratamiento y conminación de minerales en la industria de la gran minería. Las nuevas plantas concentradoras son diseñadas basándose en las ventajas en costos de inversión y operación de una planta de molienda SAG; que por sus dimensiones de gran tamaño, tienen una capacidad de carga y tratamiento de minerales mayores que los circuitos convencionales compuestos de varios molinos de bolas y de barras, esta mayor productividad se debe a su gran capacidad y eficiencia, que acortan el proceso de chancado y molienda, lo que permite ahorros substanciales respecto a los circuitos convencionales en operaciones de gran escala

en cobre y molibdeno en nuestro país. La teoría del proceso dinámico en un molino SAG consiste en que el material es reducido por la acción del mismo material mineralizado presente en partículas de variados tamaños de ahí su nombre de molienda semi-autógena y por la acción de numerosas bolas de acero forjado de 127 mm (5 pulgadas) de diámetro, conocidas como "medios de molienda", que ocupan el 12%-18% de su capacidad (volumen), cuando el molino gira, estas bolas y mineral son elevadas por el revestimiento y lanzadas en caída libre en forma de cascada (fracturamiento normal) y en catarata (fracturamiento de partículas) sobre la superficie libre de los otros cuerpos, alrededor del riñón de carga de los *movimientos de carga y trayectorias de bolas en molinos SAG*), logrando así un efecto de chancado y molienda más efectivo y con menor consumo de energía. En esta etapa las partículas se reducen de tamaño por una combinación de impacto y abrasión en una suspensión en agua (pulpa), la mayor parte del material molido en el SAG va directamente a la etapa siguiente, la flotación, es decir tiene la granulometría requerida bajo los 180 micrones, y una pequeña proporción debe ser enviado a un molino de bolas (Codelco, 2005. SVEDALA GRINDING Mesto Minerals, 1999).



Figura 2: Características de los movimientos del riñón de carga Fuente: Compendio de Conminución CONCYTEC



Figura 3: Movimiento de bolas en el interior del molino SAG Fuente: Software DEM, MILLSOFT 3D.

1.7. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

H1: Probar el nuevo modelo de levantador de pulpa (pulp lifter) en la tapa de descarga formulados para brindar alta resistencia a la abrasión, desgarro, impacto y envejecimiento por corrosión.

H2: Controlar el monitoreo de la catarata de la carga del molino, con la finalidad de operar el molino al máximo de la velocidad posible, con la restricción de que la catarata de bolas caiga sobre el pie de carga para evitar dañar los revestimientos.

H3: Probar el diseño del pulp discharger, que nos permita mejorar la evacuación de la pulpa del molino hacia el trommel, para evitar la remolienda muy fina que se da en pie de carga que forma charcos de pulpa, que tiende a reducir la potencia y el desempeño de la molienda.

H4: Mejorar la capacidad de evacuación de los levantadores de pulpa, para evitar una resistencia al flujo, generándose la formación de charcos de pulpa, conocida como el fenómeno de reflujo, que afecta adversamente la eficiencia de la molienda y por lo tanto reduce la capacidad del molino SAG.



Figura 4: Simulaciones DEM Y CFD del riñón de carga dinámico Fuente: Csiro Minerals

CAPITULO II.

ESTUDIO DEL MOLINO SAG

2.1. CARACTERISTICAS DE UN MOLINO SAG

Tabla 1 : parámetros de operación del Molino SAC

MOLINO SAG		
Identificación (TAG)	0310-MLS-0001	
Fabricante	FLSmidth Minerals	
Dimensiones	Diámetro 12.2 metros (40 pies)	
	Largo 7.62 metros (25 Pies)	
Capacidad	3404 a 4076 t/h	
Potencia	24000kW (32184 HP)	
Tipo de Transmisión	GEARLESS (sin engranajes)	
Volumen de la carga	25 a 30% del total del molino	
Carga de bolas	12 a 18 % Máximo 20%	
Diámetro de bolas	127mm (5")	
Velocidad critica	74 a 78%	
Velocidad de giro	9.02 RPM Variable	

2.2 ELEMENTOS PRINCIPALES DE MOLINO SAG

Las piezas fundamentales de un molino son: casco, chaquetas o revestimientos, parrillas o rejillas de descarga, cuerpos trituradores, dispositivos de carga y de descarga y el accionamiento o mando del molino.

2.1.1 Casco del molino SAG

El casco del molino se rola con planchas de acero en maquinaria diseñada para la operación diseñada para la mecánica de rolado luego se suelda o se remacha. El espesor depende de la carga de bolas y del mineral que se desea moler, y también del grado de debilitamiento del casco por los huecos que se perforan y que son

practicados por el taladro para la fijación por medio de pernos de cabeza ovalada del revestimiento.

En los extremos del casco de sueldan anillos de hierro ángulo o de acero fundido para la fijación de las tapas del cilindro del molino mediante pernos.

En el casco se abre aberturas con tapa llamadas manhole para poder realizar la carga y descarga de las bolas, inspección de las chaquetas o revestimientos y para el reemplazo de las chaquetas y de las parrillas del molino SAG.

Los molinos miden entre 1, 2 a 4, 14 metros de diámetros y hasta 16 metros de longitud.

Actualmente el casco de los molinos está instalado sobre dos chumaceras o dos cojinetes macizos esféricos.

2.1.2 Rejillas o parrillas en molinos SAG

En los molinos se instalan unas rejillas destinadas a retener los cuerpos trituradores y los trozos gruesos de mineral, durante el traslado del mineral molido a los, dispositivos de descarga. En la rejilla de descarga que se instala en los molinos SAG, que operan y trabajan por vía húmeda.

Para dejar salir el mineral molido por el muñón o trunnion de descarga está separado del espacio de trabajo por parrillas y por parrillas dispuestas radialmente con aberturas que se ensanchan hacia la salida. El mineral molido que pasa por las parrillas, es recogido por las nervaduras, dispuestas radialmente y se vierte fuera del molino por el muñon o trunnion de descarga. Las parrillas y las nervaduras se reemplazan fácilmente cuando se desgasta.

Otro tipo de rejilla, está formada por placas con ranuras alargadas que se ensanchan hacia la salida. Las placas, se colocan sobre las nervaduras, de la pared de cabecera y se ajustan con los pernos grandes. La descarga del mineral se efectúa por las aberturas a la canaleta anular.

La elección correcta de la ubicación para la instalación de las rejillas y la sección útil de las mismas condicionan una gran capacidad de producción y una finura de molino eficiente.

Si la sección útil de la rejilla es insuficiente, una de las cámaras trabajara con exceso de carga y la cámara contigua, con falta de carga, o sea que el molino trabajara forzado.

En cambio, con una sección útil muy grande, se obtiene una molienda grosera del mineral. Se considera que la sección útil de la rejilla debe estar comprendida de 0.2 a 0.3 m^2 por m²

2.1.3 Revestimientos o linners para molinos

El uso industrial de revestimiento de caucho en los molinos se inició al principio de la década del 60 y desde entonces se ha difundido para todo el mundo.

Elementos principales de un revestimiento de para molinos son:

- Barra elevadora
- Mordaza
- Revestimiento de las tapas de entrada y salida
- Revestimiento del casco o shell



Figura 5: Revestimientos principales del molino SAG Fuente: FLSmidth Minerals

2.2. MOVIMIENTO DE CARGA Y DINÁMICA DE CARGA

Para ello, hay que tener en cuenta los mecanismos de conminución que actúan en la reducción de tamaño: impacto, compresión y abrasión; los tres tipos actúan simultáneamente.

Los mecanismos de conminución

2.3.1 Impacto

Ocurre cuando la energía se aplica rápidamente y es mayor que la que se necesita para romper la partícula, bajo estas condiciones la partícula se rompe en muchos pedazos con un amplio rango de tamaños. Esto sucede cuando las bolas de gran tamaño son levantadas con suficiente energía como para que se separen de la carga y al caer golpeen violentamente el mineral que se encuentra al pie del molino. La misma función cumplen las rocas grandes (auto fractura).

2.3.2 Compresión

Ocurre cuando la energía se aplica lentamente y es la necesaria para llevar la partícula justo a su punto de fractura, y romperla luego en unos pocos pedazos. Esta situación ocurre, por ejemplo, por la acción de las bolas y rocas de gran tamaño, al rodar hacia el pie de la carga sobre las partículas de tamaño intermedio y fino.

2.3.3 Abrasión

Ocurre cuando la energía aplicada es insuficiente para producir un quiebre de la partícula y más bien se produce una fractura localizada. Este tipo de molienda ocurre entre las rocas que están en contacto, las cuales se desgastan hasta que son suficientemente pequeñas como para ser fracturadas por bolas o partículas mayores.



Figura 5: Ilustración del movimiento de la carga de un molino operando a velocidad Fuente :Csiro Minerals



Figura 6: Tamaños y formas de partículas según mecanismo de molienda Fuente: Manuales de Tecsup

En molinos SAG, está influenciada por el tamaño, cantidad, el tipo de movimiento y los espacios entre los elementos de molienda en el molino.

Estos mecanismos distorsionan las partículas y cambian su forma más allá de ciertos límites determinados por su grado de elasticidad, causando el quiebre de ellas. La molienda comúnmente se efectúa vía húmeda.

Cuando el molino se hace rotar, el agente de molienda, mineral y agua, se mezclan en forma íntima y el agente de molienda puede reducir de tamaño las partículas por cualquiera de los mecanismos anteriores, dependiendo de la velocidad de rotación del molino.



Figura 7: Representación de los mecanismos de conminución de las partículas y la distribución de tamaños de producto

Fuente: Compendio de Conminución CONCYTEC



Figura 8: Gráfico del interior de un molino SAG Fuente: Compendio de conminución CONCYTEC

A todo esto, tenemos que mencionar el término astillamiento o chipping, que se usa para nombrar en forma específica la remoción de puntas y asperezas de una roca fresca. Este mecanismo de fractura entrega un producto de una distribución granulométrica similar a la que se obtiene por abrasión; es decir, un núcleo redondeado y una fracción fina con pocas partículas en el rango intermedio.

Los mecanismos de molienda que actúan sobre las partículas son determinados en gran medida por el movimiento de la carga y por la composición de los medios moledores.

El tipo de movimiento de la carga depende de la velocidad con que se rota el molino y de los levantadores de carga que tenga la coraza. De acuerdo con los movimientos se distinguen las siguientes zonas:

2.3. OPERACIÓN Y BALANCE DEL MOLINO SAG

La acción del molino está regulada principalmente por dos fenómenos:

- El proceso de molienda.
- El transporte del material a través del molino y de la parrilla.

Dentro de la operación de molienda, podemos decir que existen dos parámetros que lo definen:

- La velocidad con que se muelen las partículas.
- La distribución de tamaño de los productos que se obtiene.

2.3.1 Zona de cascada

Los medios moledores tienden a rodar suavemente produciéndose un flujo tipo cascada. Esta cascada favorece la abrasión, generando gran cantidad de finos. Se produce también un mayor desgaste de la coraza.

2.3.2 Zona de catarata

Los medios moledores se separan de la carga en el punto más alto y al caer desarrollan una trayectoria parabólica. Se produce la conminución por impacto con menor desgaste de las corazas. Debe notarse que en la zona de catarata los medios moledores caen libremente y no ocurre fractura sino hasta que ellos impactan contra la carga o contra el cilindro. Cuando el nivel de carga en el molino es bajo, el impacto de las bolas se puede producir directamente sobre el cilindro generando ruptura de los medios moledores y dañando seriamente los revestimientos.

2.3.3 Zona de compresión:

La carga tiende a pegarse a la coraza, en este caso se reduce drásticamente la ruptura por impacto y sólo actúan los mecanismos de abrasión y compresión por la fuerza centrífuga y presión de la carga.

Se dice que la carga en el molino sigue un movimiento de catarata, cuando los medios de molienda bolas son arrojados desde la parte alta de la carga hasta el pie de ella. El movimiento de catarata generalmente produce fragmentación por impacto, lo que da lugar a un producto de molienda gruesa.

En general el movimiento de la carga en el molino es una combinación de movimientos de cascada y catarata, en el gráfico, se indica los movimientos indicados.

En el interior del molino para que puedan tener lugar la elevación y caída de los cuerpos moledores (bolas) es necesario que en la pared interior del molino existan forros con barras levantadoras ó linners corrugados "lifters", de otra forma la carga se deslizaría como un todo por la superficie interior del molino.



Figura 9: Característica del movimiento cascada y catarata de carga

Fuente: Manual de Tecsup

Consecuentemente, en la molienda tradicional por bolas conviene tener el mínimo de catarata; en la molienda por barras también conviene tener el mínimo de catarata para evitar el entrecruzamiento de las barras; sin embargo, en la molienda SAG conviene tener una fracción de la carga en catarata para promover adecuadamente el fracturamiento del mineral fino e intermedio causado por la fracción gruesa. A su vez, el mineral grueso, con los golpes que aplica se va desgastando hasta alcanzar un tamaño en el cual puede ser fracturado por las bolas o fracción gruesa de la carga fresca.

Aunque la descripción de los mecanismos de molienda es útil para explicar por qué ocurre la fractura, no ha servido para desarrollar un análisis cuantitativo de los sistemas de reducción de tamaño. Esto se debe a que es muy difícil aislar los tres mecanismos teóricos en forma experimental.

A pesar de esta dificultad, ya se han realizado algunos avances en el estudio del proceso y es posible medir tasas de abrasión y tasas de fractura.



Figura 10: Forma típica de los valores de la velocidad especifica de molienda (s), en función del tamaño. Fuente: Compendio de Conminución-Juan H. Rivera CONCYTEC



Figura 11: Forma típica de la distribución de fractura acumulada (b), en función de tamaño.

Fuente: Compendio de Conminucion-Juan H. Rivera Concytec

Los valores B y S son muy útiles para desarrollar un estudio en el interior del molino y un modelo matemático del mismo. Sin embargo, S y B dependen de las condiciones y de las características del mineral, por lo que se necesita tener relaciones matemáticas que representen estas dependencias. Es importante notar que en un molino semiautógeno, la carga moledora está compuesta por dos componentes:

- Las rocas de mineral
- Las bolas de acero.

En este caso, las tasas de fractura (velocidad específica de fractura) y la distribución de los fragmentos va a ser la resultante de la acción de ambos medios de molienda. La adición de bolas es una forma de controlar el balance entre los distintos mecanismos de molienda, siendo favorece la ruptura por impacto y compresión.

Por otra parte, en términos generales la dureza puede ser definida como la resistencia a la fractura, es decir, la resistencia a la propagación de grietas que dividen la roca en fragmentos de menor tamaño. Por la naturaleza heterogénea de los yacimientos, los minerales no poseen una sola dureza, sino que más bien presentan un rango entre un valor alto que dará origen a un "mineral duro" y un valor bajo que dará origen a un mineral blando. La existencia de esta variabilidad hace que la operación de los molinos SAG tenga fluctuaciones, pasando de una alta capacidad de procesamiento para minerales de una dureza adecuada, a una baja capacidad de procesamiento para minerales muy duros. Normalmente, esta dureza se refleja en la distribución de tamaños en el flujo de alimentación. La mejor forma de minimizar este problema es suministrando al molino una mezcla de alimentación de dureza promedio y constante. En la práctica, es muy difícil poder implementar esto, ya que se requiere de una programación de la explotación del yacimiento y un control de inventario de los acopios de mineral detallado.

En resumen, podemos decir que los factores que afectan la molienda son:

- Dureza del mineral.
- Composición de los medios de moledores (bolas-rocas).
- Distribución de tamaño de los medios de molienda.
- Nivel de llenado del molino.
- Densidad de la pulpa.

Esto es una muestra de cómo a partir de los parámetros s. y b. es posible formular modelos que permiten representar la conducta del molino frente a cambios de granulometría de alimentación, dureza, flujo de sólidos y de líquidos entre otros. Ahora se puede decir que los principales factores que afectan el transporte de mineral a través del molino son:

- Densidad de la pulpa.
- Distribución del tamaño de la carga, que depende mucho de la distribución de tamaño de la alimentación.

2.4. VARIABLES DE OPERACIÓN DEL MOLINO SAG

Antes de analizar cada variable, vamos a enumerar las características y el modo de operación de un molino SAG:

- Utilizar una parrilla de descarga que evite que las partículas gruesas dejen el molino.
- El flujo del mineral a través de la parrilla es proporcional a la masa de mineral fino en el interior del molino.
- La tasa de alimentación no afecta mayormente el tamaño de la descarga.
- El mineral de llenado aumenta con el flujo de alimentación.
- Existe un flujo máximo que permite una operación estable.
- La distribución de tamaño del mineral retenido define las tasas de molienda.
- El mineral actúa simultáneamente como agente de molienda y como material sometido a molienda.
- La carga del molino y el flujo máximo de procesamiento quedan determinados principalmente por las características del mineral y no por el operador.
- Puede ocurrir una acumulación de partículas de un cierto tamaño, problema conocido como la existencia de un tamaño crítico.

2.4.1. Variables manipulantes

2.4.1.1 Flujo de alimentación fresca:

El grado de llenado de un molino SAG depende del flujo de alimentación del mineral fresco con que opera; mientras mayor sea el flujo de alimentación, mayor será el volumen de la carga con que trabaja el molino. Esto se debe a que la molienda y la descarga de mineral son procesos cinéticos, en los cuales, si las condiciones operacionales permanecen constantes, las masas de mineral molido y descargado por unidad de tiempo son proporcionales a la masa presente en el molino. En consecuencia, para igualar (balancear) un aumento de flujo de entrada, la cantidad de mineral presente en el molino debe necesariamente aumentar; esto

ocurre así hasta un cierto valor de llenado del molino, sobre el cual el proceso se revierte.

Debido a que el volumen de la carga está relacionado con el flujo de alimentación, como se indica en la figura, en la práctica el nivel de la descarga se controla ajustando el flujo de alimentación.



Figura 12: Relación entre el flujo de alimentación y el volumen de la carga

Fuente: Compendio de Conminución-Juan H. Rivera CONCYTEC

Además de la relación mencionada, el volumen de la carga tiene un efecto directo en la potencia, de tal manera que el flujo de alimentación y la potencia quedan relacionados como se indica en la figura



Figura 13: Efecto del flujo de alimentación en función de la potencia neta consumida por el molino

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

Se observa que la potencia aumenta con el flujo, comenzando desde un valor cero; a medida que el flujo de alimentación crece, la potencia consumida se incrementa hasta llegar a un valor máximo. Un flujo de alimentación mayor provocará una sobrecarga y la potencia comenzará a caer rápidamente. En esta condición de sobrecarga, la intensidad de la acción de molienda se reduce y la capacidad de tratamiento del molino disminuye. Frente a esta situación el operador pasará la alimentación de sólidos al molino siguiente lo que permitirá que se vacíe y, por lo tanto, la tasa de la alimentación será más baja; se repite hasta estabilizar la operación nuevamente.

La siguiente figura muestra la variación de la potencia consumida cuando un molino SAG es alimentado con mineral fresco hasta que se sobrecarga y luego se le permite vaciarse.



Figura 14: Efecto de la carga fresca y vaciado de una sobrecarga en función de la demanda de potencia del molino.

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

Es importante destacar que el máximo de la potencia cuando se está cargando el molino con "roca fresca" es mayor que el máximo cuando se encuentra vaciándose. Este efecto es el resultado del estado (o forma) de las rocas. Cuando se agrega alimentación fresca, las rocas tienen formas irregulares y presentan un ángulo de reposo diferente que generalmente es mayor. Durante la fase de vaciado los guijarros (pebbles) formados a partir de la alimentación se habrán redondeado y rodarán más fácilmente sobre la carga, presentando un ángulo de reposo menor y en consecuencia demandarán menos energía.

2.4.1.2 Distribución granulométrica en la alimentación:

Otro factor que afecta al volumen de la carga en un molino SAG es la distribución de tamaño de partícula en la alimentación. La experiencia operacional ha mostrado que para un flujo de alimentación fijo, el volumen de la carga en el molino es menor, mientras mayor es la proporción del mineral grueso en la alimentación. Visto de otra forma, para un volumen de carga constante, una mayor capacidad de tratamiento se logra cuando el mineral de alimentación es más grueso.
Lo anterior se debe a que la capacidad moledora del molino está determinada por los medios de molienda, los cuales se forman a partir de las rocas de mayor tamaño en la alimentación. Si la cantidad de gruesos alimentada no es suficiente, la intensidad de la molienda en el molino será reducida y la capacidad del molino será reducidad y la capacidad del molino será



Figura 15: Potencia neta vs aumento de la dureza relativa

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

El análisis anterior sólo será válido en el caso donde la dureza del mineral sea normal y permanezca constante y los cambios de granulometría correspondan a problemas de segregación natural en el mineral.

Si la cantidad segregada de mineral grueso en la alimentación aumenta demasiado, la capacidad de procesamiento del molino disminuirá, ya que estaría faltando la fracción fina, que es la que se muele; es decir el mineral se comportaría como si fuera más duro y la capacidad de molienda del molino bajaría. Esto también será así si el mineral se vuelve completamente fino.

Es importante notar que en estos dos casos (granulometría muy gruesa y muy fina) el mineral tendrá un alto consumo de energía específica, aparentando ser más duro (menor aptitud para ser molido en forma semi-autógena).

2.4.1.3 Dureza del mineral:

La dureza del mineral con que se alimenta al molino es algo sobre lo cual el operador no tiene control. Mientras más duro es el mineral, mayor será el tiempo que toma su reducción de tamaño. Por esto, para un flujo de alimentación constante, el volumen de la carga aumentará junto con la dureza del mineral. Si el molino está operando con un tonelaje inferior a su capacidad máxima, al aumentar el volumen de su carga consumirá más potencia y el cambio en la dureza se compensará con un aumento del consumo de energía por tonelada de mineral fresco. Sin embargo, si el molino está siendo operado a su máxima capacidad, un aumento de la dureza producirá un sobrellenado que sólo podrá ser compensado con una disminución del tonelaje tratado.

2.4.2. Variables controladas

2.4.2.1 Densidad y viscosidad de la pulpa:

Están muy ligadas entre ellas desafortunadamente la densidad de la pulpa dentro del molino no puede ser medida directamente, de modo que lo que se mide y controla es la densidad de la pulpa en la descarga el molino. Es importante notar que ambas densidades, en la descarga y en el interior del molino, no son las mismas. La retención de agua en el molino es generalmente menor que la de sólidos finos, de allí que la densidad de la pulpa al interior sea mayor que en la descarga.

A través de la densidad de la pulpa en la descarga, es posible controlar el nivel de pulpa en el molino.

Si se aumenta el agua de alimentación, es posible descargar todos los finos con mayor rapidez.

En términos de tasas de descarga, lo que ocurre es que, aumentando la densidad, se incrementa la viscosidad y se reducen las tasas de descarga, provocando un aumento del volumen de pulpa y de la potencia, además de una disminución de la capacidad de procesamiento del mineral.

El aumento de la potencia se debe a un leve crecimiento de la masa en el molino y del ángulo de apoyo de la carga.

Una pulpa más densa y viscosa favorecerá un ángulo de apoyo mayor, que significa mayor demanda de potencia.



Figura 16: Demanda de potencia del molino en función del llenado (j) para pulpas de distintos porcentajes de sólidos

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

La figura anterior muestra el aumento de la potencia relativa que se puede esperar al variar el porcentaje de sólidos de la pulpa al interior del molino, considerando que el ángulo de la carga permanece constante.

2.4.2.2 Carga de bolas:

Un factor que influye mucho en la operación de un molino SAG es el volumen de la carga de bolas. Este volumen se expresa como una fracción del volumen total del molino y puede variar entre 12% y 18% siendo el valor más usado un 16%. Existen dos casos generales en los cuales es deseable agrupar bolas en un molino SAG:

- Cuando se tiene una excesiva acumulación de mineral fino e intermedio, debido a una falta de rocas grandes en la alimentación al molino, que permita formar una carga apta para moler esos tamaños.
- Cuando existe una acumulación de rocas grandes debido a la incapacidad de la carga para romper esos tamaños.

En el primer caso es preferible una distribución de bolas relativamente finas, con un máximo de 5 pulgadas (127 mm).

Para el segundo caso una distribución más gruesa con bolas de tamaño máximo es más adecuada. En ambos casos, el uso de las bolas incrementa las tasas de molienda de los tamaños críticos y la capacidad de molienda se verá favorecida.

El uso de las bolas eleva la densidad media de la carga y hace que la potencia demandada por el molino sea mayor, como se muestra en la figura, la cual se obtuvo para valores fijos de la carga de bolas, aumentando el nivel del molino a través de una mayor carga de mineral.

Esto tiene como consecuencia que la densidad media de la carga disminuye a medida que aumenta el llenado del molino.



Figura 17: Variación de la potencia en función del llenado del molino para distintas cargas de bolas.

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

Si por el contrario, mantenemos la densidad media de la carga fija, entonces al llenar el molino, la carga de bolas aumenta y la potencia relativa varía como se indica en la figura.



Figura 18: Demanda de potencia del molino en función del llenado para distintas densidades de carga

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

El efecto de un aumento de bolas en el molino para nivel de llenado constante de 31% se puede notar en la figura. En ella se aprecia que el aumento de potencia es directamente proporcional a la carga de bolas en el molino.



Figura 19: Efecto de la carga de bolas en la potencia para un nivel de llenado del molino constante.

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

Un simple cálculo permite demostrar que para una fracción de llenado de un 25% del molino, el 8% corresponde a bolas y representa aproximadamente el 45% de la masa total del molino. El aumento del peso de la carga es la consecuencia del uso de bolas de acero y es quien produce un gran aumento del consumo de potencia en los molinos SAG. La carga máxima de bolas es de un 12% a 18% del volumen del molino. Este es un límite impuesto por el desgaste excesivo de las huellas y revestimientos del molino y demás por problemas mecánicos que se originan por el uso de cargas mayores.

El uso de bolas de acero en el molino hace que éste entregue un producto más grueso y tenga una mayor capacidad por unidad de volumen. Sin embargo, se ha encontrado que para la mayoría de los minerales existe una carga de bolas óptima, que minimiza la energía específica consumida por el molino como se muestra en la figura.



Figura 20: Esquema del efecto de la carga de bolas (Jb) en función de la energía específica

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

La determinación de la carga de bolas óptima es un problema de carácter económico, pues una de las principales ventajas de costos para los sistemas autógenos es el bajo consumo de acero.

Distribución de tamaño de partículas de mineral en la carga:

Ya se indicó que la distribución de tamaño de partículas de mineral en la carga del molino está determinada principalmente por la distribución de tamaño de las partículas en la alimentación. Mientras más grueso sea el mineral en la alimentación más gruesa será la carga.

Esto afecta la retención de pulpa en el molino, debido a que las tasas de descarga a través de la parrilla dependen de la permeabilidad de la carga, que es función de su distribución de tamaños de partícula. En términos generales, mientras más gruesa es la carga, más permeable será y mayores serán las tasas de descarga.

Las variaciones en la tasa de descarga debido a la distribución de tamaños de la carga, pueden ser compensadas mediante el ajuste de densidad de la pulpa del molino, de tal manera que, a medida que la alimentación se torna más gruesa, uno podría incrementar la capacidad de descarga. Sin embargo, la alimentación más gruesa tiende a aumentar la carga circulante, lo cual implica aumentar la densidad de la carga automáticamente sin la intervención del operador.

En todo caso, es probable que se obtengan beneficios adicionales al aumentar la densidad de la pulpa frente a una carga más gruesa. Esto debido principalmente a que para aumentar el fracturamiento necesitamos aumentar la altura de caída (o ángulo de la carga), lo que es posible lograr a través de una mayor densidad de la pulpa.

También puede darse el caso de que para una carga gruesa y dura convenga más diluir al máximo la alimentación al molino, ya que con eso promovemos el desgaste de las rocas.

Contradictoriamente, cuando el mineral de alimentación viene muy fino, también podría convenir disminuir la densidad de la pulpa con el objeto de evacuar el mineral en un estado más grueso como una manera de compensar, la falta de capacidad de molienda.

El planteamiento anterior no es válido para todos los minerales, ya que cada mineral presenta un comportamiento específico, distinto en todos los casos. Puede darse ciertos niveles de granulometría y porcentaje de sólidos que permitan analizar la existencia del fenómeno de empaquetamiento del molino. Este problema consiste en que se deposita y se fija el material fino e intermedio entre los levantadores de carga del molino y puede controlarse con un adecuado manejo del porcentaje de sólidos en el molino.

2.4.2.3 Angulo de la carga:

El ángulo de la carga es un factor determinante del consumo de potencia del molino. Hasta la fecha no se ha desarrollado estudios que permitan establecer la forma en que el ángulo de la carga se ve afectado por las condiciones de operación. Sin embargo, es posible establecer términos cualitativos, como:

- La densidad de la pulpa.
- El tamaño y la proporción de las rocas de mineral retenido.
- La velocidad de rotación del molino.
- El criterio de diseño.

• El estado de los lifters que tienden a aumentar el valor del ángulo de la carga. Valores típicos del ángulo de la carga son 36° a 45° para molinos industriales y 30° a 35° para molinos de escala piloto.¹

Después de analizar las variables operativas del molino SAG, se concluye:

- Es una operación compleja con muchas interacciones entre sus variables.
- El operador no fija los medios moledores del molino.
- No es posible generalizar el comportamiento de los circuitos de molienda SAG.
- El número de variables que afectan la molienda SAG es elevado.

• Un mismo cambio en la conducta del molino puede ser explicado por más de una causa.

¹ Tomado del libro: Compendio de Conminución-Juan H. Rivera CONCYTEC

CAPITULO III

MODELO MECANÍSTICO DINÁMICO DEL MOLINO SEMIAUTÓGENO 3.1.Modelo mecanístico dinámico del molino

3.1.1 Modelo dinámico del molino SAG

Al considerar las características geométricas de un molino semi-autógeno, cuya descarga se caracteriza por las parrillas que evitan la salida de colpas de tamaño grueso (mayor a 64mm), resulta obvia la división del equipe en dos etapas:

- (i) cámara de molienda
- (ii) sistema de descarga (parrillas más alzadores de pulpa).

En la primera, se registran los fenómenos de reducción de tamaño y transporte de masa y en la segunda el material retenido en la cámara de molienda (mineral, bolas y agua) es sometido a un proceso de clasificación interna, es decir, según una probabilidad característica, el material permanece en la cámara de molienda o atraviesa hacia la descarga del molino, desde donde pulpa y guijarros son evacuados o retomados al molino por les alzadores de pulpa, que se encuentran ubicados entre las parrillas y la tapa externa de descarga del molino, mediante un mecanismo mecánico regulado por la velocidad de giro del sistema.

Así el mineral y agua que alimentan al molino, ingresan a la cámara de molienda, cuyo flujo másico total de descarga es enfrentado al sistema de evacuación, donde y de acuerdo a una probabilidad de clasificación, las partículas son evacuadas del molino o son recirculadas para formar parte del flujo ingresado a la cámara de molienda.

a) Cámara de molino SAG

Se supone válida la siguiente hipótesis fenomenológica sobre la molienda en un molino semi-autógeno:

$$\begin{bmatrix} Tasa \ de \ desa paricion \\ del \ mineral \\ grueso \ que \ la \ malla \ i + 1 \end{bmatrix} = K_i \begin{bmatrix} Masa \ retenida \ sobre \\ la \ malla \ i + 1 \end{bmatrix}$$
(1)

K_i : Tasa efectiva de molienda del mineral sobre la malla i+1.

Es decir, la tasa de desaparición por molienda del material más grueso que la malla i+1, es proporcional a la cantidad de material retenido sobre este tamaño y queda definida por el parámetro cinético Kj. Se considera, además que el material se muele debido a un efecto global y combinado de los mecanismos de conminución que actúan en el interior del molino.

Sea N el número de intervalos de tamaño utilizados para describir granulométricamente el mineral en el sistema. Los vectores granulometría se definen como vectores columna de dimensión N, cuyas entradas son los valores, en unidades físicas, de los flujos o masas (t/h o t) de mineral por intervalo. Lo anterior es representado esquemáticamente en la figura.



Figura 21 : Definición de los intervalos de tamaño en función de las mallas utilizadas en el tamizaje de las muestras.

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

Los tamaños asociados a cada intervalo se definen según la siguiente convención:

$$x_i = \sqrt{(x_i^m)(x_{i+1}^m)}, \quad \forall i < \mathbb{N}$$
(2)

$$x_N = \frac{X_N^m}{2} \tag{3}$$

 x_i^m : Abertura en milímetros de la malla i-ésima en el método de tamizaje,

 x_i : Abertura asignada al i-ésimo intervalo de tamaño, es decir, entre la malla i-ésima e (i+1)-ésima.

Las matrices que se definen más adelante en los puntos (a) y (b), son útiles en el planteamiento matricial de las ecuaciones del modelo, ya sea en función de granulometrías retenidas por mallas o bien acumuladas retenidas sobre la malla, tal como se hace en la ecuación 1, expresión en la cual la masa retenida sobre la malla i+1 corresponde a la componente "i" del vector de granulometría acumulada retenida sobre la malla, en la carga interna de mineral. Sean:

 a) Matriz R: Matriz triangular inferior, constante, que permite transformar la granulometría retenida por malla en su equivalente retenida acumulada sobre la malla:

$$R_{i,j} = \begin{pmatrix} 0 & i < j \\ 1 & i \ge j \end{pmatrix}$$
(4)

$$F_1 = \sum_{k=1}^{t-1} f_k$$
 (5)

F : Vector granulometría en la forma acumulada retenida sobre la malla

f : Vector granulometría en la forma retenida por intervalo de tamaño.

En general, si f es un vector de granulometría retenida por intervalo, entonces el mismo nombre en mayúsculas, F, es la fracción acumulada retenida sobre la malla, de la variable vectorial f.

De acuerdo con lo anterior, la matriz R", matriz inversa de R, permite transformar la granulometría acumulada retenida sobre la malla en su equivalente retenida por intervalo:

$$R_{i,j}^{-1} = \begin{pmatrix} 0 & i < j \\ 1 & i = j \\ -1 & i = j + 1 \\ 0 & i > i + 1 \end{pmatrix}$$
(7)

$$f = R^{-1}.F \tag{6}$$

$$f_1 = F_2 \tag{7}$$

$$f_i = F_i - F_{i+1} \tag{8}$$

 b) Matriz K; matriz diagonal de dimensión N con los parámetros cinéticos de molienda:

$$K = diag\left\{K_{1,\dots}K_{N}\right\} \tag{9}$$

K depende tanto de las condiciones de operación, como del nivel de llenado del molino y de la dureza del mineral.

(A) Sistema de descarga

Para modelar el mecanismo de evacuación de pulpa desde un molino SAG, mecanismo que físicamente considera la acción conjunta de la parrilla y de los alzadores de pulpa, ubicados entre la parrilla y la tapa de descarga del molino, se puede utilizar una matriz de clasificación interna

$$c = diag\left(c_1 \dots c_N\right) \tag{10}$$

En donde q es la proporción de partículas de tamaño x_i , que enfrentadas al sistema de evacuación son rechazadas por éste y permanecen más tiempo en el interior del molino.

En términos de los flujos de alimentación y producto en el sistema de descarga (Figura 21), los parámetros c_1 se expresan como:

$$c_i = 1 \frac{P_i}{p_i^*} \tag{11}$$

Recordando que la ecuación resume la modelación del mineral en el interior del molino, los flujos de descarga P y reciclo interno r de mineral, en función de la matriz c, son los siguientes:

$$p = (I - c)P^* = \frac{P^*}{W_M}(I - c)^w$$
(12)

$$r = c p^* = \frac{P^*}{W_M} c w$$
 (13)

I : Matriz identidad de dimensión N.

Como resultado de una inspección visual del sistema de evacuación de pulpa del análisis preliminar de datos experimentales, provenientes de un molino SAG piloto se concluye que la representación del sistema de descarga mediante una matriz c de eficiencias de clasificación debe involucrar tres efectos:

- (i) La clasificación impuesta por la parrilla propiamente tal.
- (ii) El desempeño de los alzadores en su tarea de elevar la pulpa y descargarla per la abertura del muñón de salida del molino
- (iii) Es decir, el material que intenta salir del molino es sometido a dos instancias de clasificación interna: primero en la parrilla y luego en los alzadores de pulpa, cuyo efecto combinado es representado mediante las proporciones de mineral rechazado por intervalo de tamaño.

En efecto, al observar los datos contenidos en la Figura 23, se verifica que la curva de clasificación q presenta un comportamiento anormal en relación con una curva tromp típica.

El máximo local de la curva, ubicado bajo la abertura de la parrilla, es consecuencia de la reinserción de pulpa, pues la disposición y forma de los alzadores de pulpa sugiere que las partículas con mayor probabilidad para abandonar el molino son aquellas lo suficientemente grandes (pesadas) corno para no ser arrastradas por la pulpa y retomar, por los agujeros de la parrilla, hacia el interior de la cámara de molienda.



Figura 22: Aspecto de la cámara de molino y sistema de descarga en un molino SAG

Fuente: Tópicos especiales de Conminución Jorge Menacho, Javier Joffre

El mecanismo de elevación introducido por las aspas es más eficiente sobre las partículas más gruesas que no permanecen en suspensión en la pulpa.

Como contraparte, aquellas que se suspenden en la pulpa (fines), tienen una mayor probabilidad de escurrir retomando hacia el interior del molino a través de la parrilla. Así, se produce una recirculación de fines hacia la cámara de molienda, comportamiento que no es posible identificar utilizando una curva típica de clasificación.



Figura 23: Curva de clasificación anormal observada en datos provenientes de un molino piloto de $40' \times 25'$.

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

Para considerar el supuesto anterior y dar cuenta de curvas de clasificación como la presentada en la Figura 23, se consideran dos clasificadores: $c^1 y c^2$, relacionados como se muestra en la figura.



Figura 24: Modelo de Figura 2clasificadores asociado a la eficiencia global de clasificación del sistema descarga de molino piloto de 6' x 2'

Fuente: Tópicos especiales de conminución Jorge Menacho Javier Jofre

El clasificador c¹ corresponde a la resistencia opuesta por la parrilla al paso de las partículas contenidas en el molino. Por ello, se considera que su parametrización debe corresponder a una curva tipo tromp, con factor de forma λ pronunciado, pues se asume que las parrillas del molino son sólo un obstáculo a las colpas de gran tamaño retenidas en la carga interna. Además, c² se asocia al fenómeno de reinserción de pulpa y debe ser tal que se obtenga una curva de clasificación similar a aquella de la Figura 23.

Finalmente, considerando la interconexión de los clasificadores c^1 y c^2 , mostrada en la Figura 23, se deduce en que la curva de clasificación global en el sistema de evacuación, c, se expresa como:

$$c_i = c_i^1 + c_i^2 + c^1 c^2 \tag{14}$$

(B) Potencia eléctrica demandada

Se supone que las cargas internas de mineral, agua y bolas en el molino, forman un elemento compacto de densidad aparente de carga. Este bloque o riñón de material, es mantenido en una posición de equilibrio definida por el ángulo a (según se indica en la Figura 24) debido al giro del molino y al roce entre la carga y los revestimientos internos de la carcasa de éste



Figura 25: Perfil Dinámico de la Carga Durante la Operación del Molino.

Fuente: Compendio de Conminucion-Juan H. Rivera CONCYTEC

Aplicadas las hipótesis anteriores y algunas aproximaciones de carácter geométrico (Hoff & Fuerstenau), se obtiene el siguiente modelo para la potencia neta total de ²acuerdo a los parámetros de diseño.

$$P_{neta} = 0.238 D^{3.5} (L/D) N_{c} \rho_{ap} (J - 1.065 J^{2}) sin\alpha$$
(15)
Dénde:

Dónde:

D = diámetro interno efectivo del molino, pies

L = Largo interno efectivo del molino, pies

 N_c = Velocidad de rotación; expresada como fracción (°/1) de su

Velocidad crítica de centrifugación: $N_{crit} = 76.6/D^{0.5}$

J = Nivel de llenado aparente, (incluyendo bolas, rocas (caso molinos SAG), pulpa y los espacios intersticiales entre las bolas y las rocas, con respecto al volumen total efectivo)

 ρ_{ap} = Densidad aparente de la carga (ton/m³)

 α = Angulo de levante o ataque del lifter

Define la posición dinámica del centro de gravedad de la carga ('riñón') con respecto a la vertical, de 36° a 45° para molinos SAG.

² Tomado del libro: Tópicos Especiales de Conminucion, Jorge Menacho, Javier Jofre.

Moly-Cop Tools TM (Version 3.0)								
	SAGParam_Open : SAG Model Parameter Estimator							
Circuit Type	OPEN					Test N°	1	
Remarks SAG MILL 40 p	bies *25 pies Concentr	dora las bambas						
Mill Dimensions and Opera	ting Conditions		Power, KW	alls				
Eff. Diameter Eff. Length	Speed Charg	e Balls Intersticial	Lift 4059.3 Ro	ocks				
ft ft	% Critical Filling	% Filling,% Filling,%	Angle, (°) 2703.9 Slu	urry				
40.0 25.0	76.0	31.0 18.0 60.	0 37.3 22320.0 Ne	et Total				
			24000 0 Gr					
			24000.0					
% Solids in Mill Slurry	76.0	Charge <u>C</u>	harge Weight, tons Ar	op. Dens.				
Ore Density, ton/m3	2.80	Volume, m3 Balls	Rocks Slurry	ton/m3				
Slurry Density, ton/m3	1.955	276.32 746.0	6 194.67 129.67	3.874				
Feed Moisture, %	5.0	Maximum	Grate Transport Capacity					
		% Open Open	# of Grate Area / Ra	ate Const.				
_		Area Area, in ²	Elements Element 1	I/in²/min				
Grate Opening, mm	85.0	11.00 1990	5 7 2843.6	0.500				
Siurry Top Size, mm	12.7	Grinai	ng Kinetics Controlled					
Specific Grate Area Demand								
Fresh Feedrate, ton/hr	3804.00	in ² /(ton/hr) of Rocks	5.83 Min	27.50				
Sp. Energy, KWH/ton	5.87 (net)	in²/(m³/hr) of Slurry	7.78 Min	4.23				
			E	and Size Distributions				
		Mill Feed	Mill Feed Mill Discharge (exp) Mill Discharge (adi) Mill Load (exp) Mill Load (edi)				d <i>(adi)</i>	
i Mesh	Opening Mid-Si	e % Ret % Pass	% Ret % Pass	% Ret % Pass	% Ret % Pass	% Ret	% Pass	
		ok	ok		ok			

Fuente: Moly- Cop Tools / elaboración Propia

Moly-Cop Tools TM (Version 2.0)								
SAG MILL POWER ESTIMATION Hogg & Fuerstenau Model								
Remarks	: 40'\phi x 25'	SAG Mill. C	Concentradora	Las Bambas	;			
Mill Power, kW								
Eff. Diameter	Eff. Length	Mill Speed	Charge	Balls	Interstitial	Lift	3600	Rocks
ft	ft	% Critical	Filling,%	Filling,%	Slurry Filling,%	Angle, (°)	2497	Slurry
40.00	25.00	76.00	31.00	18.00	60.00	42.00	23264	Net Total
	rpm	9.20					15.00	% Losses
							27369	Gross Total
% Solids in the	e Mill	70.00		Charge	Mill Cha	arge Weight,	tons	Apparent
Ore Density, to	on/m3	2.25		Volume,	Ball	O´size	Interstitial	Density
Slurry Density	, ton/m3	1.64		m3	Charge	Rocks	Slurry	ton/m3
Balls Density,	ton/m3	7.75		276.32	746.06	156.43	108.52	3.659

Fuente: Moly- Cop Tools / elaboración Propia

	Moly-Cop	Tools TM (Versi	on 2.0)						
	BOND'S LAW APPLICATION								
	Estimation of the Operating Work Index from Plant Data								
	Remarks	Sag Mill 40 pies*	25 pies concer	ntradora las ba	ambas				
H									
\vdash		vsk ·							
	Ore Work I	ndex, kWh/ton (m	etric)	13.46		Specific Energy	, kWh/ton	5.63	
	Feed Size,	F80, microns	, i	7400		Net Power Avai	lable, kW	22950	
	Product Siz	e, P80, microns	-	350.0		Number of Mills	for the Task	1	
\square	Total Plant	Throughput, ton/hr	l	4076.00		Net kW / Mill		22950	
NACIO NACIONAL DE LA CONTRACTA									
Η		SIONS AND OPER		TIONS :				Power, kW	
								16774	Balls
	Eff. Diameter	Eff. Length	Mill Speed	Charge	Balls	Interstitial	Lift	4635	Overfilling
	ft	ft	% Critical	Filling,%	Filling,%	Slurry Filling,%	Angle, (°)	1540	Slurry
	40.00	25.00	76.00	31.00	18.00	60.00	40.83	22950	Net Total
Η			rpm					15.0	% Losses
\vdash		0.025	9.20					27000	Gross rotar
% Solids in the Mill 76.00 Charge Mill Charge Weight, tons Appare							Apparent		
	Ore Density, ton/m3		2.36		Volume,	Ball	Slu	rry	Density
	Slurry Density, ton/m3		1.78		m3	Charge	Interstitial	above Balls	ton/m3
	Balls Density, ton/m3		7.75		276.32	746.06	68.51	206.17	3.694

Fuente: Moly- Cop Tools / elaboración Propia

3.1. INSTRUMENTACIÓN EN OPERACIONES DE CONMINUCIÓN MECÁNICA

3.1.2 Generalidades

La automatización de las operaciones de conminución ha sido posible, en gran parte, por el desarrollo de la instrumentación, capaz de medir varias de las respuestas de cada proceso

La instrumentación típica en circuitos de conminución se muestra en la Tabla Tabla 2: *Instrumentación Típica en Conminución*.

Operación	Medida	Instrumento	
Chancado	Potencia/amperaje	wattímetro/amperímetro	
	Nivel de la cámara	Sensor ultrasónico	
(Cono)	Flujo alimentación	pesómetro	
Molienda	Potencia/amperaje	wattímetro/amperímetro	
	Presión descansos	transductor de presión	
(3AG-AG)	Nivel de llenado	transductor de presión	
	Flujo alimentación	pesómetro	
Molienda	Potencia/amperaje	wattímetro/amperímetro	
(Dalaa)	Densidad pulpa	sensímetro nuclear	
(Bolas)	Nivel de cajones	sensor ultrasónico	
	Carga de bolas	transductor de presión	
	Tamaño partículas	sensor ultrasónico	
	Flujo alimentación	pesómetro	

Fuente : Elaboración propia

Inicialmente, los sistemas de control automático se utilizaban para estabilizar los flujos de descarga de los procesos, en cambio hoy se han desarrollado tecnologías más sofisticadas orientadas al aumento de capacidad, calidades de productos y beneficio económico en general.

3.1.3 Sistemas de control en circuitos de molienda SAG

El objetivo de la molienda SAG, depende de las características del mineral, del diseño del circuito y de la operación de la planta completa. Objetivos comunes son:

- Mantener constante el tonelaje procesado y la calidad de la molienda
- Maximizar el tonelaje procesado a una calidad de molienda constante
- Maximizar el tonelaje procesado manteniendo la calidad de molienda dentro de límites específicos.

Según las necesidades asociadas a los circuitos de molienda semi-autógena, el último objetivo mencionado es el más común. El tamaño de producto que se desea, generalmente es determinado desde cálculos económicos o por estudios de liberación.

Para definir el objetivo general del sistema es importante entender las características de operación del circuito. Los factores que afectan la operación pueden ser clasificadas como perturbaciones, variables de diseño y variables de operación.

Perturbaciones

Las mayores perturbaciones están relacionadas con las características del mineral de alimentación, tales como dureza, distribución de tamaño y densidad. Aunque no directamente controlables, las perturbaciones deben ser identificadas y compensadas por algún esquema de control.

Variables de diseño

Las variables de diseño se relacionan con las características de los equipos utilizados. Las de mayor importancia son la velocidad del molino, el tamaño de medios de molienda y peso de la carga de bolas, las aberturas de harnero y los diámetros de apex y vortex de los hidrociclones. Con excepción de la velocidad del molino, las variables de diseño no son utilizadas con prepósitos de control y son solamente cambiadas para acomodarse a variaciones en el tiempo de las características del mineral. Algunos molinos semi-autógenos tienen motores de velocidad variable permitiendo así manipular la velocidad en respuesta a cambios en las características del mineral.

Variables de operación

Las variables de operación más manipuladas para responder a cambios de las características del mineral son el flujo de sólidos en la alimentación y el flujo de adición de agua al molino es decir, densidad de pulpa en la descarga del molino. En algunos casos se emplea como criterio de una operación óptima, la magnitud de la carga circulante. Cambios en el flujo de alimentación afectan la carga interna del molino y, así, la potencia en el eje. Como una alta reducción de tamaño suele asociarse a un máximo consumo de potencia, muchos operadores intentan maximizar la potencia en el eje, sujeta a las necesidades del circuito. Con minerales más blandos y/o más finos, el circuito puede parecer sobrecargado a máxima potencia y se puede aceptar un nivel inferior de potencia como óptimo operacional.

El flujo de adición de agua parece ser una variable importante para estabilizar la carga del molino y maximizar la capacidad de procesamiento del mineral.

Sin embargo, ésta afecta más rápidamente la potencia en el eje que el flujo de alimentación fresca de mineral, de modo que la densidad de pulpa en la descarga a menudo se mantiene constante. En muchas operaciones industriales el flujo de agua agregada al molino está en proporción directa con el flujo de alimentación fresca, despreciando cualquier carga circulante.

El flujo de agua agregada al molino también se puede utilizar para eliminar los finos desde el molino semiautógeno, cuando la alimentación es excesivamente fina y cuando los operadores intentan mantener constante la carga volumétrica del molino. La utilización adecuada del agua durante la operación influye sobre la capacidad de procesamiento óptimo, granulometría del producto y protección de los revestimientos.

Si la carga circulante se reduce a cero (circuito abierto) para minerales de características específicas (por ejemplo, cuando hay formación de una gran cantidad de tamaños críticos), la capacidad de procesamiento y la potencia del eje aumentan en forma incontrolable. Eliminando abruptamente el reciclo, el molino dispondrá de capacidad lo cual resulta en mayores tasas de alimentación, un ligero aumento en la masa interna y un mejor centro de gravedad de la carga para producir una mayor potencia en el eje. Este esquema ha sido utilizado en Island Copper por años (más

recientemente en Similco, ex-Similkameen) para mantener los objetivos de producción. Si se utilizan harneros gruesos como clasificadores, tales como en Highland Valley Copper o en Afton Mines, las cargas circulantes son bajas (a menudo menores a 10%) con lo que la operación a circuito cerrado no es necesario. La decisión de operar en circuito abierta o cerrado depende sobre todo si el circuito de molienda secundaria es o no limitante o si el circuito de flotación tiene o no la capacidad suficiente para absorber el tonelaje de alimentación fresca.

Variables de Control

Las siguientes variables se miden continuamente en circuitos semiautógenos con propósitos de control algunas como variables controlables y otras como variables manipulables para el control :

- Potencia en el eje
- Presión hidrostática en los descansos
- Velocidad del molino
- Flujo de alimentación fresca de sólidos al molino
- Granulometría y porcentaje de sólidos de rebalse de hidrociclones
- Flujo y densidad de pulpa de alimentación a hidrociclones
- Nivel del cajón de bomba
- Flujo de agua al molino
- Nivel de ruidos del molino
- Distribución de tamaños de alimentación fresca
- Alarmas y sensores de sobrecarga.

La Tabla siguiente muestra algunas de las variables y los sensores empleados para control en circuitos de molinos semi-autógenos junto con sus usos correspondientes.

Variable	Sensor	Utilización	
Potencia en el eje	Transformadores	Lazos de control;	
	combinados con	Medición de carga	
	medidor de potencia	molino	
Presión en los descansos	Balance electrónico de	Lazos de control;	
	fuerza/transmisor	medición de la carga	

Tabla 3: Variables y sensores en circuitos de molienda semi-autógena.

		del molino
Velocidad del molino	Tacómetro	Lazos de control
Flujo alimentación de	Pesómetros y motores	Lazos de control
mineral	de velocidad variable	
Granulometría y % de	PSM autometrics	Lazos de control;
sólidos rebalse de		Control granulometría
hidrociclones		
Flujo alimentación a	Flujómetros magnético	Lazos de control;
hidrociclones		Control granulometría
Densidad de pulpa	Densímetro	Lazos de control;
alimentación a		Control granulometría
hidrociclones		
Nivel de cajón de bomba	Medidor sensores de	Lazos de control;
	capacitancia; sensores	Medición de rebalse
	ultrasónicos	
Flujo de adición de agua	Celda placa con	Lazos de control;
	orificio/DP;	Control de carga;
	Transductor P/l;	Control de granulometría
	Válvula	
Ruidos del molino	Monitor militronics;	Alarmas de sobrecarga
	Monitor hardinge	
Granulometría de	PSD autometrics	Lazos de control
alimentación fresca		
Alarmas	Gran variedad	Advertencias;
		Detenciones de
		emergencia

Fuente: Elaboración propia

Las variables de control utilizadas para un circuito semi-autógeno determinado dependen en parte si se utiliza un harnero o hidrociclones para la clasificación del circuito cerrado con el molino semi-autógeno. Las estrategias de control actuales varían con la complejidad del mineral.

CAPITULO IV.

MODIFICACION DEL PULP LIFTER, PULP DISCHARGER, ESTUDIO DE LEVANTADORES DE CARGA

4.1 MECANISMO DE DESCARGA:

El mecanismo de descarga que se realiza en molinos es con descarga por rebalse ha mostrado ser ineficientes por esta razón los molinos autógenos y semi-autógenos SAG, cuentan con una parrilla de descarga, que es lo que los caracteriza.

Esta parrilla evita que el material grueso salga del molino. De este modo, el mineral alimentado al molino puede ser descargado sólo una vez que ha sido molido a un tamaño igual o menor que las aberturas de la parrilla. Una práctica que en la actualidad se está imponiendo es buscar la abertura adecuada para la parrilla una vez que el molino se encuentra en operación.

El empleo de la parrilla de descarga cuyo objetivo es retener al interior del equipo los medios moledores tanto como rocas del mineral como medios metálicos, de esta forma el mineral alimentado puede ser descargado una sola vez que ha sido molido a un tamaño menor que las aberturas de la parrilla.

Desde el punto de vista práctico, puede aceptarse que la parrilla de descarga actúa como un clasificador del material y/o mineral que puede salir del molino. Esta operación no es perfecta, por esto, siempre una fracción de mineral de tamaño más pequeño que el tamaño de la abertura de la parrilla será retenido en el molino, mineral que podemos indicar que se encuentra en corto circuito.

Los factores que afectan la descarga del molino SAG son prioritariamente dos:

- La densidad de la pulpa.
- La distinción de tamaño de la carga del molino.



Figura 26 : Parrilla de Descarga

Fuente: Compendio de Conminución Juan H. Rivera CONCYTEC

Algunas características y rangos de las parrillas son:

- Área abierta o de paso: Más del 25% del área de la superficie seccional del plato de descarga.
- Abertura de los agujeros:

En circuito abierto de 10 - 40 mm.

En circuito cerrado de 10-40 mm.

En circuito cerrado de pebbles de 40 a 100 mm.

- Formas de agujeros: cuadrado, redondo y ranuradas agujereadas.
- Posición del agujero: radial, circular

4.2 LEVANTADORES DE CARGA (PULP-LIFTER)

Otro mecanismo que influye en el trabajo del molino SAG dentro de su operación de descarga es el levantador de pulpa (pulp lifter), cuyo diseño debe estar centrando en la capacidad de evacuación de la pulpa desde el molino hacia trommel



Figura 27: Levantador de pulpa Fuente: Compendio de Comninucion CONCYTEC



Figura 28: Levantadores de pulpa Pulp-lifter Fuente: Compendio de Conminución CONCYTEC

El diseño de los pulp lifter debe estar enfocado básicamente a la capacidad de evacuación de la pulpa desde el molino hacia el trommel

La geometría de los levantadores de carga convencional es tal que, la pulpa una vez que pasa a través de la parrilla y el pulp lifter siempre estará en contacto con la parrilla hasta que esté completamente descargada, lo que hace que el flow back sea inevitable, El análisis del rendimiento de los diseños convencionales de pulp lifter sea demostrado que una gran cantidad de pulpa fluye de regreso desde el levantador de pulpa hacia el molino, el cual depende del tamaño y del diseño del pulp lifter. En la planta a altas velocidades de los molinos, el retorno de la pulpa "carryover" dentro de los pulp-lifter también se produce. Aunque la forma curveada de los pulp-lifter tiene la ventaja de minimizar el "carryover", pero el flowback es inevitable.

4.2.1 Criterios de diseño de parrillas

El diseño de la parrilla debe asegurar una densidad adecuada de la carga interna, de modo que haya una correspondencia entre el consumo de energía y la acción de la molienda y sin que la pulpa se torne excesivamente viscosa, para ello los agujeros se ubican en el extremo de la tapa de descarga, de modo la pulpa salga por la parte más baja de la carga.

Para una operación óptima de un molino SAG el diseño de la parrilla debe asegurar una densidad adecuada de la carga interna, sin que la pulpa se tome excesivamente viscosa. Para ello, normalmente los agujeros de la parrilla se ubican en el anillo más externo de la tapa de descarga de modo que la pulpa y los pebbles salgan por la parte más baja de la carga.



Figura 29 : De parrillas modificadas dobles. Fuente: compendio de Conminución CONCYTEC

Como se dijo, la parrilla de descarga es definida inicialmente por el fabricante del molino de acuerdo a la capacidad de procesamiento del molino. Posteriormente en la planta concentradora se realizan modificaciones orientadas a reforzar zonas que sufran rupturas y/o aumentos de volúmenes en lugares que sufren mayor desgaste.

Durante los primeros días de operación, las parrillas recién instaladas generan una reducción del flujo que pasa a través de ellas y por lo tanto afectan la capacidad del equipo debido a su mayor espesor a la aparición del desgaste por peennig o martilleo que reduce el área efectiva de los agujeros, luego de un tiempo recién instalado se observa que la abertura efectiva comienza a aumentar, debido al desgaste abrasivo que provoca la pulpa que atraviesa

No hay un criterio definido para calcular el tamaño de agujeros y el área total de agujeros. Banett menciona una recomendación de un fabricante de 1,04 USGP/ pul² como flujo de referencia para determinar el área de agujeros, considerando alimentación fresca y carga circulante. En molinos industriales, es común encontrar un solo tamaño de agujero en las parrillas, cuya longitud se ajusta para permitir un flujo suficiente de pulpa.

Otro criterio de diseño que se considera en la selección es asignar 27,5 pul²/tph de probable recirculado, esperando que el área resultante sea suficiente para que fluya la pulpa.

Se debe recordar que el diseño de las parrillas afecta directamente el nivel de llenado del molino. Sin embargo, casi no existe material publicado que indique en forma cuantitativa el diseño de la parrilla en molinos SAG. En el caso de los pulp-lifter, no existe criterio unánime sobre su geometría, aunque tiene cierta preferencia por el diseño recto frente al diseño radial, porque da la alternativa de giro al molino en ambos sentidos.

Desde la perspectiva del transporte de masa: la carga del molino, la parrilla y los pulplifter, conforman un sistema conectado en serie. Por lo tanto, el flujo está determinado por la etapa que resulte crítica.

El diseño debe ser tal que en ningún momento los pulp-lifter sean peso crítico y que la capacidad de flujo a través de la parrilla, aproximadamente, coincida con la del material a través de la carga. Un exceso de capacidad en la parrilla dificulta la manutención de un llenado estable en el molino, eleva el daño del revestimiento en general y de las propias parrillas en general. Un déficit por el contrario, disminuye la capacidad del molino. El flujo a través de la parrilla depende principalmente del área efectiva de agujeros y puede verse afectado, además, por el tamaño, la forma y la orientación de los agujeros y por su ubicación en la tapa. Como ya se indicó, estas mismas variables afectan la conducta de la parrilla como clasificador.

Los criterios generales de diseño de sistemas de descarga han sido enunciados entre otros por Bonett.

- El área de agujeros debe ser suficiente para permitir el paso de la pulpa y cuando se requiera de pebbles.
- El volumen y el área transversal de descarga deben permitir el libre paso de la pulpa hacia abajo, en dirección al cono de descarga.
- La selección del nivel de carga y el gradiente hidráulico en el molino deben permitir un flujo eficiente de pulpa y/o pebbles hacia la descarga.
- El diseño del conjunto parrilla y pulp-lifter debe ser tal que junto con la velocidad del molino impida el retorno de pulpa al molino desde los pulp-lifter.
- Se usa pulp-lifter radial recto cuando se desea operar el molino, en reversa. Se usa pulp-lifter espiral cuando se desea favorecer la eficiencia de descarga.



Figura 30 : Performance de operación que muestra la una curva típica de variación de las parrillas de descarga.

4.2.2 Interpretación de la gráfica anterior:

Durante los primeros días de operación, las parrillas recién instaladas generan una reducción del flujo que pasa a través de ellos, y por lo tanto, afectan la capacidad del equipo debido a su mayor espesor y a la aparición del peening en el borde, que reduce el área efectiva de los agujeros.

Fuente: Compendio de Conminución CONCYTEC

El diseño de la parrilla de descarga tiene un impacto sustancial en el molino SAG, si no hay suficiente área expuesta la capacidad del levantador de pulpa, existirá una alta resistencia al flujo resultando una excesiva cantidad de pulpa, produciendo un charco dentro del molino, si la cantidad de pulpa excede donde la molienda es eficiente, el molino dejara de moler.

El criterio de modificaciones de parrillas de descarga incluye aumentos o disminuciones de la abertura de los slots, manteniendo o aumentando el área libre que exponen sobre la carga interna. La tendencia inicial en una planta concentradora es aumentar la abertura de los slots para aumentar la capacidad de evacuación y así aumentar la tasa de procesamiento del mineral. Sin embargo, esta tendencia no puede mantenerse siempre, ya que, si le disminuye la granulometría de alimentación, lo aconsejable seria disminuir la abertura de los slots.

4.2.3 Efecto de las parrillas de descarga

Los molinos SAG se caracterizan por el uso de la parrilla de descarga, cuyo objetivo es retener al interior del equipo, los medios de molienda, tanto rocas del mineral como también los medios metálicos, de esta forma el mineral alimentado al molino puede ser descargado solo una vez que ha sido molido a un tamaño menor que la abertura de las parrillas.

4.2.4 Modificaciones de levantadores de pulpa, parrillas de descarga

El diseño de parrillas y levantadores de pulpa en molinos SAG tienen un impacto sustancial en el comportamiento de molino. Si no hay suficiente área abierta y también si el levantador de carga no es suficiente, existirá una alta resistencia al flujo resultando en una excesiva cantidad de pulpa produciéndose la formación de un charco dentro del molino, Si la cantidad de pulpa excede al nivel donde la molienda es eficiente, el molino dejara de moler.

La generación de grandes volúmenes de pulpa provocara serios problemas reduciéndose la densidad aparente del medio sumergido a un nivel bajo, lo cual disminuye la fuerza entre medios que son responsables de la molienda de la molienda de las partículas más finas Presencia de charcos de pulpa tiende a reducir la potencia producida y el desempeño de la molienda. El motivo por el cual el desempeño de levantadores convencionales de pulpa es significativamente inferior debido al fenómeno de reflujo.

El exceso de la pulpa debido al fenómeno de reflujo se acumula cerca del pie de carga resultando la formación de un charco de pulpa. Este charco amortigua el impacto de las bolas lo cual reduce la ruptura por por impacto de las partículas, esto también reduce la atracción de la carga de cascada la que reduce la molienda de partículas finas.

Ambos aspectos afectan adversamente la eficiencia de la molienda por lo tanto reducen la capacidad del molino, Además el charco aplica un cambio en el molino reduciendo la potencia del molino, por lo tanto, el operador que incremente la tasa de alimentación o la velocidad critica

En orden a aumentar la potencia del molino lograra inicialmente incrementar la potencia para luego disminuirlo, dando falsa indicación de operación.

Las modificaciones de parrillas de descarga están hoy en día basadas en aumentos y disminuciones de la abertura de slots, manteniendo o aumentado el área libre que exponen sobre la carga interna.

La tendencia inicial en las plantas es aumentar la abertura de los slots, para aumentar la capacidad de evacuación para así aumentar la tasa de procesamiento de mineral. Sin embargo, esta tendencia no puede mantenerse siempre ya que por ejemplo si se disminuye la granulometría de alimentación lo aconsejable seria disminuir la abertura de los slots. así mismo se debe considerar que las modificaciones de las parrillas también influyen sobre otros parámetros del proceso como son:

La relación agua/mineral en la carga interna, la tasa de desgaste y el tamaño de recarga de los medios de molienda

4.3 CILINDRO

El cilindro o manto del molino está conformado por los siguientes revestimientos: Las placas cilindro son placas iguales y están ubicadas en el cilindro en dos corridas, una a cada extremo del cilindro, uno al lado de alimentación y otro al lado de descarga. Sobre estas se asientan la base de los alzadores cada uno tiene un rebaje central. Los lifters cilindro (alzadores) se instalan sobre la parte central de cada placa en forma alternada, una fila de altos y otra de bajos, distribuidas en dos corridas. La corrida lateral del lado alimentación al igual que las placas son diferentes a las otras dos solo en la disposición de las perforaciones para los pernos.

Los esquineros se instalan cubriendo circunferencialmente el espacio que queda entre los revestimientos del cilindro y las tapas tanto de alimentación como de descarga. Su fijación es sin pernos, ya que éste queda atrapado entre las placas del cilindro y los revestimientos periféricos de las tapas.



Figura 31: Revestimientos del cilindro molino SAG Fuente: Manual de mantención de FLSmith

4.3.1 Parrilla de descarga

La tapa de descarga tiene doble pared, una que protege la tapa carcaza exterior y otra que va en contacto con la carga. Ésta última sirve como parrilla de clasificación guiando la pulpa hacia la descarga por esta cámara intermedia que se forma entre ambas paredes; la pared en contacto con la carga está conformada por los siguientes revestimientos:

Los revestimientos interiores e intermedios están conformados por una placa y dos lifters (alzadores) fundidos integralmente con ella conformando sólo una pieza. Estos revestimientos se fijan a través de la caja de descarga interior, por medio de cuatro pernos.

Las parrillas de descarga se fijan a través de la caja de descarga periférica, están conformadas por una placa en forma de sector circular, con aproximadamente 7.62 cm. (3 pulg.) de espesor y un alzador central fundidos integralmente. La placa está provista de perforaciones alargadas de 64 mm. (2.5 pulg.) de ancho, orientadas perpendiculares al eje del alzador y de longitud variable dependiendo de su posición radial, las cuales permiten el paso de pulpa hacia la cámara de descarga. Las dimensiones de estas perforaciones permiten el paso de los pebles que serán chancados posteriormente.

Figura 32: Revestimiento de la tapa de descarga molino SAG



Fuente: FLsmith

4.3.2. Plano de fabricación y diseño modificado de levantadores de carga en el (Anexo B)

CAPITULO V

ESTUDIO DEL PERFIL DEL LINERS O REVESTIMIENTOS Y DESAFIOS DE MANTENIMIENTO

5.1 REVESTIMIENTOS PARA EL MOLINO SAG

Para el entendimiento del diseño de revestimientos o linners, su performance y los efectos en molinos SAG, consideramos la función principal de los revestimientos es la de proteger a la carcasa del molino y transferir la energía hacia la carga del molino.

El perfil de diseño del revestimiento debe estar fabricado de acuerdo a la geometría del molino y en función de las variables de operación como velocidad, el tamaño, la dureza de partículas, el tamaño de elementos molturantes, ya estos parámetros inciden directamente en el consumo de energía y la capacidad del molino.

A la fecha se van realizando varios cambios en el diseño de revestimientos o linners con el fin de maximizar el tonelaje de tratamiento. Estos cambios se realizaron en base a estudios metalúrgicos, de mantención, y los resultados operacionales a través del tiempo.

5.1.1 Características de revestimientos

El grado en que un revestimiento protege efectivamente al molino, proporciona la energía y controla la carga del molino que afecta los costos totales de producción dentro del proceso de molienda. Generalmente mientras más duro es el material que se alimenta a un molino, mayor es el costo que implica el uso de revestimientos y los cuales deben ser: Los revestimientos o linners deben ser: versátiles, económicos y eficientes.

- Eficientes: Porqué deben proporcionar la máxima resistencia al desgaste por impacto y abrasión para aumentar la vida útil y reducir los tiempos de paradas por mantención.
- Versátiles: porque los perfiles de revestimientos deben estar diseñados a la medida que se adapten a la geometría y las condiciones de funcionamiento específico del molino.

Deben tener el peso mínimo necesario que obliga a utilizar un mayor peso en la alimentación, lo cual aumenta la capacidad de producción.
Deben tener el menor tiempo de mantención para cambiar los revestimientos, ya que los cambios rápidos y a mayor vida útil con menos interrupciones a la hora de realizar la mantención se traducen en una mayor disponibilidad mecánica y rendimiento de molino SAG.

 Económicos: Porque deben tener el costo de funcionamiento más bajo ya que después del costo continuo de la energía eléctrica, los revestimientos representan el gasto recurrente más alto para la molienda de minerales, Deben ser seguros durante la instalación y con menores niveles de ruido durante la operación.

Desde el inicio de operaciones hasta la fecha se evaluó sus revestimientos, con el principal objetivo de mejorar la eficiencia de la molienda.

Así es que los primeros cambios más importantes incidieron en el monoblok lototo (CYLINDER RAIL LINER FEED END), por los problemas de empaquetamiento (acumulación de finos, enquistamiento de arcilla en el área de levante, el mismo que evitaba que los pulp lifter de carga poco a poco perdían su capacidad de levante, hasta impactar negativamente en la producción. Esto se observó en la celda de carga el cual excedía fuera de los rangos de control, la potencia también se vio afectada, bajando por los rangos mínimos y por lo tanto el tonelaje y la molienda eran afectados, por esta razón se migro a otro tipo de revestimientos.

A continuación, un corte esquemático del molino SAG en estudio donde se describen cada una de las unidades del revestimiento en el interior del molino tanto en las tapas de alimentación y descarga, como el mismo cilindro del molino.

REVESTIMIENTOS										
ITEM	DESCRIPCION	UBICACIÓN	CANT.	Material,Medidas LxAxH,Dureza						
1	Deflector cónico	Tapa de alimentación	18	Cr-Mo 10"/15"						
2	Placa interior	Tapa descarga	18	Caucho metal						
3	Placa intermedia	Tapa descarga	18	Caucho metal,405x1305/805						
4	Placa exterior	Tapa alimentación	36	Caucho metal						
5	Esquinero	Alimentación y descarga	72	Cr-Mo:941mm,BR-100						
6	Lifter "AVAR"-35"	Cilindro lado alimentación	36	Cr-Mo:2449x457x302						
7	Lifter "AVAR"-39"	Cilindro lado descarga	36	Cr-Mo:2449x490x302						
8	Parrilla corta	Tapa descarga	36	Cr-Mo						
9	Pulp lifter interior	Tapa descarga	9	Caucho metal,1555x1208/546x562						
10	Goma interior shell	Tapa cilindro	2	Caucho						
11	Placa intermedia	Tapa alimentación	36	Cr-Mo						
12	Anillo interno (banana)	Tapa descarga	36	1859/1823x405x1208/546x562						
13	Pulp lifter exterior	Tapa descarga	18	Caucho metal						
14	Pulp liftter intermedio	Tapa descarga	18	Caucho metal:1471x1305/1254x405						
15	Revestimiento superior pulpa	Tapa descarga	18	Caucho metal						
16	Placa cilindro	Cilindro lado alimentación	36	Cr-Mo: 2527x812x145						
17	Placa cilindro	Cilindro lado descarga	36	Cr-Mo:2527x812x145						

Tabla 4: Revestimientos del Molino SAG

Fuente: Elaboración Propia

Nota: El material Cr-Mo (Cromo molibdeno),las medidas están expresadas en (mm), longitud (L) x Ancho (A) x Altura (H) ,una línea (/) significa ancho o altura mayor o menor según diseño.

5.1.2 Mantención de revestimientos o linners

Los cambios más importantes que se realizaron en los linners o revestimientos del cilindro son:

5.1.2.1 Primer cambio de revestimientos

En este caso los revestimientos del cilindro eran formados por revestimientos tanto en la alimentación y la descarga con filas dispuestas de 72, con un Angulo de ataque de 7°, las placas de impacto y levantadores de carga hacen un solo cuerpo.

Los revestimientos monoblok lototo (Cylinder rail liner feed end) estuvieron dispuestos en la tapa de alimentación y descarga de características físicas y dimensiones similares con la única diferencia en el anclaje de los pernos, con un Angulo de soporte esto ubicado solo en los revestimientos de alimentación. Este tipo de revestimiento por su forma de un solo cuerpo reemplazaba a lo que ahora se tiene lifter y placa, el principal defecto que se detectó en este tipo de forros fue la perdida de levante de carga a causa de la acumulación de finos o empaquetamiento en el área de levante.



Figura 33: Se aprecia las dimensiones y características del lifter tipo monoblock (primer revestimiento)

Fuente: Compendio de Conminucion CONCYTEC

Altura	Altura	Ancho	Ancho	Angulo de ataque	Longitud
mínima	máxima	mínimo	máximo		mm
76	292	116	717	20°-25°	2437

5.1.2.2 Segundo cambio de revestimientos

El segundo caso de revestimientos fue el monoblok tipo sombrero laina casco en la tapa de alimentación y descarga, con un ángulo de ataque de 25°, se trabajó con levantadores alto-alto dispuestas en 48 filas con este tipo de revestimiento se mejoró la producción probándose con ángulos de ataque de 20° 25° dando buenos resultados, sin embargo, se presentó encasillamientos en las ondulaciones de las placas y se tuvo que mejorar estas placas de monoblok con el fin de mejorar la capacidad de carga.

Los principales problemas de este tipo de revestimientos fue el resquebrajamiento de sus placas por el impacto del material en forma frecuente y la capacidad de levante.

El problema del resquebrajamiento se determinó que fue por el tratamiento térmico que se dio a todo el cuerpo del material es así que la placa por tener menor espesor se hizo masa frágil.

Altura	Altura	Ancho	Ancho	Angulo de	Longitud
mínima	máxima	mínimo	máximo	ataque	mm
114	292	116	717	20°-29°	2437



Figura 34: Revestimiento tipo sombrero Fuente: Compendio de Conminución CONCYTEC

5.1.2.3 Tercer cambio de revestimientos

Para este cambio de revestimientos podemos ver que el monoblok tipo sombrero fue reemplazado por el revestimiento de 2 cuerpos (lifter-placa), es de 2 cuerpos, la disposición de 36 filas.

Este tipo de revestimiento da la oportunidad de hacer cambios en la placa base y en el lifter de forma independiente.

Desde el 2010 se tiene instalado lifter con ángulo de ataque de diferentes grados SAG 1 (33°,37°) SAG2 (35° 42°).

Se tiene planificado cambiar los lifter de alimentación con un ángulo de ataque de 35° y en la descarga con ángulo de ataque de 42°. También ya están en prueba los placas base con revestimiento de jebe con alma de acero y se está planificando para el cambio total de reemplazo de revestimientos de placas con revestimiento de jebe o caucho a cambio de las placas base metálicas convencionales



Figura 35: Diseño del revestimiento actual (Lifter – Placa) con un ángulo de ataque para el lifter –lado alimentación de 35° y 39° para el lifter - lado descarga

Fuente: Compendio de Conminución CONCYTEC

5.1.2.4 Control de revestimientos del molino SAG

Para el control de revestimientos se tiene una base de datos elaborado en funciona datos estadísticos del tiempo de vida útil de los mismos.

Liners Molinos SAG 1 y 2	Unidades	Duración (Meses)	Duración (días)
ENTRADA			
Placas exteriores alimentación	36	5	150
Placas intermedios alimentación	18	47	1400
Placas interiores alimentación	9	67	2000
CILINDRO			
Placas base cilindro alimentación	36	10	300
Liners cilindro descarga 35 grados	36	5	150
Placas base cilindro descarga	36	10	300
Lifters cilindro descarga 39 grados	36	5	150
DESCARGA			
Placas parrillas de (35 mm)	36	5	150
Placas intermedias	18	5	150
Placas interiores	18	9	260
Deflectores	9	Bajo desgaste	0
CAJONES POOL LIFTERS			
Exteriores	18	12	360
Intermedios	18	12	360
Interiores	9	12	360

Tabla 2 : Control de revestimientos del molino SAG

Fuente: Elaboración Propia

5.1.2.5 Medición del desgaste de perfiles en el molino SAG

Para la medición se usa un protocolo de medición del desgaste del lifter que se realiza cada vez que el molino SAG tiene una parada programada de mantención.

En el cual se ingresa al molino para inspeccionar previamente posibles defectos y/o roturas del lifter.

Luego se procede con la medición del lifter mediante un peine metálico que permite tomar medidas de las alturas de desgaste, que luego a su vez se ingresa en una planilla de datos (x,y), siendo X la distancia longitudinal referencial del lifter y Y es la perdida de la altura del lifter, expresados en mm. Esta tabla de datos lo trasladamos a una hoja de diseño gráfico en AutoCAD, para comparar con la plantilla del lifter original.



Figura 36: Inspección de Lifter

Fuente: Gerencia de Planta Concentradora Bambas



Figura 37 : Medición de altura del lifter

Fuente: Graficas en base a al Compendio de Conminución CONCYTEC



Figura 38 : Medición del desgaste de perfil del lifter Fuente: Compendio de Conminución CONCYTEC

5.1.2.6 Rendimiento de las parrillas en el tonelaje de tratamiento

El diseño y la abertura de los slots de las parrillas influyen en la capacidad de tratamiento del molino SAG, para el caso de Minera Las Bambas, la abertura de los slots se incrementó de desde 35 mm hasta 50 mm, más aún se está considerando probar parrillas dobles con 55 mm de abertura de los slots.

Esto ha permitido incrementar el tonelaje procesado desde 70 000 tpd hasta 80 000 tpd, con el mineral de mediana dureza, lo que implica también realizar

otros cambios. Pero los efectos de incrementar la abertura, si bien es cierto genera mayor tonelaje de tratamiento en los molinos SAG por la mayor descarga y evacuación a través de las parrillas, esto genera la producción de tamaños más grandes para pebbles, este pebbles más grueso (mayor carga recirculante por generación de pebbles), hace las chancadoras de pebbles a su límite máximo de tratamiento para la abertura de los settings deseados 12 mm.

A su vez la descarga más gruesa en la descarga de trommel causa sedimentación y mala distribución de carga en los cajones de descarga y bombas, así como la

clasificación de los ciclones es ineficiente generando constantemente carga gruesa hacia la flotación por cortocircuito en los ciclones de molinos de bolas.

Para contrarrestar estos efectos se está realizando un estudio de reevaluación de los sistemas de cajones, bombas y ciclones en los circuitos de molinos de bolas además de implementar o reemplazar una chancadora de pebbles de mayor capacidad que por ahora es un tema de estudios preliminares.

5.2 MANTENCIÓN DE REVESTIMIENTOS

5.2.1 Desafíos en la mantención de molinos SAG

La posibilidad de mejora en la actividad de cambio de revestimientos es muy amplia, por eso la incorporación de tecnologías e innovaciones se hace especialmente interesante. La mantención de una planta de molienda puede ser un trabajo, además de extenso (por sobre las 60 horas), peligroso: manipulación de pernos y de revestimientos que pueden pesar sobre los 4.000 kilos son factores a considerar. Y los desafíos son variados. Dentro de los aspectos que hay que tomar en cuenta a la hora del cambio de revestimientos en una planta están el apilado de los accesorios nuevos y ordenados de acuerdo con la secuencia de cambio de ellos; ubicación de los revestimientos gastados y su retiro de la planta; distribución del personal en cada una de las etapas; revisión de estado y lugar donde estarán las herramientas a utilizar; cantidad de corridas de revestimientos que se cambiarán en cada posición del molino y el retorqueo de pernos.

Para discutir las distintas estrategias y oportunidades que existen en esta materia es que profesionales de compañías mineras, empresas proveedoras y académicos se reunieron en torno al III Congreso de Revestimientos de Molinos, Revemol 2010, evento organizado por Edoctum y auspiciado por MINERÍA CHILENA.

Una de las exposiciones estuvo a cargo de Daniel Jordán, especialista de la Superintendencia Ingeniería y Control de Procesos de la planta de molienda SAG de Los Bronces de Anglo American Chile, quien aprovechó Revemol para referirse a la evolución de las parrillas y su impacto en el tratamiento de esta planta, planteando dos interrogantes fundamentales: ¿Cómo se comportan las parrillas con el tiempo y cuál es el impacto de éstas en la producción? La primera pregunta toma relevancia, sobre todo

para los equipos de mantención, principalmente por el efecto del desgaste de estas piezas. El comportamiento de las parrillas lo podemos dividir en dos etapas principales: peening, cuando el slot llega a tener un tamaño menor al inicio

debido principalmente a la forja generada por los cuerpos moledores sobre los cantos del slot; y desgaste, generado por el roce del mineral con los nervios generados en la etapa anterior.

Jordán señaló que en el caso de los dos molinos SAG de Los Bronces, ambos poseen un comportamiento parabólico, presentando aumentos de tonelaje a medida que la vida del revestimiento se acerca a su vida media. Luego de la vida media el tratamiento de cada Revesol fabrica y diseña manipuladores de una y dos plumas, que pueden ser controlados por control remoto inalámbrico.



Figura 39 : Manipulador de revestimientos del molino SAG Fuente : Minera Las Bambas

El molino comienza a descender. De esta forma y con la intención de mejorar el tonelaje total pasado durante la vida del revestimiento la minera decidió cambiar su programación de mantención, pasando de cambiar parrillas a la mitad de la vida del revestimiento a cambiar revestimientos y parrilla juntos, así como aumentar la abertura de los slots de las desde 2,5" a 3".

Uno de los componentes más importantes v más numerosos en el tema de revestimientos de molinos, son los pernos de sujeción, los que demandan una significativa inversión en tiempo y recursos en el proceso de cambio de revestimiento

5.2.2 Manipulación de pernos

Uno de los componentes más importantes y más numerosos en el tema de revestimientos de molinos son los pernos de sujeción, los que demandan una significativa inversión en tiempo y recursos en el proceso de cambio de revestimientos. Y la tarea es crítica. "Una mala sujeción generará con seguridad fugas de pulpa, contaminación del molino, soltura de corazas e incluso caídas de éstas y detenciones no programadas con consecuencias graves para el revestimiento", aseguró Patricio Muñoz, superintendente de Servicios de BHP Billiton, Minera Escondida, quien declaró sobre la instalación, mantención y mejoramiento de sujeciones apernadas en molinos SAG.

Las condiciones para obtener una buena sujeción son múltiples: calidad del perno, condiciones en las que llega al molino, asentamiento en la coraza, calidad del sello, torque o tensión final, retorqueo.

Muñoz advirtió que, conocida la tensión de apriete adecuado, puede haber diferencias respecto de la tensión real por diversos motivos. Según él, el uso de llaves de impacto neumáticas no garantiza niveles de torques requeridos, por lo que recomienda el uso posterior llaves de torque hidráulicas. Asimismo, el excesivo rozamiento entre hilos de tuercas y perno aumenta el K esperado, para esto es importante el uso de protección de los hilos en el transporte y la lubricación previa de la junta roscada. Por último, ante la deformación de la golilla de copa, donde el perno pierde tensión rápidamente, Muñoz recomendó el uso de golillas probadas bajo la requerida y el control de calidad y uso de piezas forjadas.

También es aconsejable el uso de sistemas sensores de desgaste para los Pernos los que aumentan la confiabilidad en la predicción de cambio de revestimientos; evitan detenciones exclusivas para la medición de espesor y disminuyen la probabilidad de falla crítica y daño permanente del manto del molino. Hubo también Ponencias internacionales con los casos de Antamina (Perú), y Minera Manquiri (Bolivia). José Arredondo, ingeniero analista de la concentradora de Antamina, se refirió a cómo la compañía polimetálica en diez años de evolución operativa ha logrado Incrementar su producción en más del 54% de la capacidad de diseño; y a la experiencia que ha tenido la operación con linners en goma cerámica en el SAG Mill 38' X 21' en tapa de descarga.

En tanto German Serrano departamento de mantenimiento de Manquiri, comentó el plan que siguió la minera buscando reducir los tiempos de detenciones del molino SAG por concepto de rotura de pernos de sujeción de lifters y así incrementar su confiabilidad.

Las posibilidades de mejora en la actividad de cambio de revestimientos son muy amplias, por eso la incorporación de innovaciones que potencialmente puedan reducir los tiempos y aumentar así la productividad, a la vez de respetar o incluso elevar los estándares de seguridad en la ejecución del trabajo, son altamente bienvenidos.

5.2.3 Manipulación de corazas

El alto valor del tiempo detenido de una planta concentradora en términos de pérdida de producción hace cada vez más importante la relación entre las empresas proveedoras de productos y servicios, las que han desarrollado sus tecnologías con el fin de optimizar los recursos para una óptima elección en la decisión de los equipos tomando en consideración las características de cada planta. Revesol también entrega una serie de productos y servicios para la mejor optimización de los molinos. Un tema fundamental en el mantenimiento de estos equipos es la correcta manipulación de las corazas, y es así como la compañía ofrece un equipo móvil autopropulsado, que se desplaza sobre ruedas o rieles, y que permite ingresar al interior de los molinos para realizar el cambio de revestimientos. Fabricadas para manipular corazas de distintos pesos y a pedido para cada proyecto, la energía de los movimientos del brazo telescópico y la propulsión es suministrada por una central oleohidráulica. Todos los movimientos de translación, dirección, deslizamiento viga, pluma levante, pluma extensión, giro pluma, giro codo, carro y muñeca con garra, son producidos por actuadores lineales y giratorios que funcionan en base a un sistema hidráulico de alta eficiencia.

Revesol fabrica y diseña manipuladores de una y dos plumas, que pueden ser controlados por control remoto inalámbrico. Cabe destacar que la compañía cuenta con experiencia en el diseño y fabricación de manipuladoras que soportan corazas de hasta 5.000 kg, para molinos SAG y de bolas.

El uso de una manipuladora optimiza la mantención de los molinos gracias a la reducción en el tiempo de cambio de una coraza, lo que redunda en menores costos operacionales. Pero más importante aún, ayuda a disminuir los riesgos de accidentes en el cambio de revestimientos.

Otra empresa que cuenta con una interesante oferta de equipos para revestir molinos es el Russell Mining Equipment, que cuenta, entre otros, con manipuladores de tres, seis, siete y ocho ejes.

En tanto, Wiston Rocher, gerente de ventas para Latino Las américa de la empresa, destacó la Twin Machine de ocho ejes (compuesta por dos máquinas que operan simultáneamente dentro del molino, cada una con su grupo de personas), una maquina diseñada para los molinos SAG y AG más grande del mundo, de gran diámetro de entrada y que según el ejecutivo, podría reducir en las del 30% os tiempos en el recambio de revestimientos.

Vale destacar que ya existen nueve de estos equipos operando en el mundo, seis de ellos en Chile. El primero instalado fue en Escondida, pasos que siguieron luego Candelaria. Los Pelambres, Esperanza y Collahuasi, con dos unidades. El ejecutivo señala que en Escondida se redujo el tiempo en cerca de 18 horas, y en las primeras cinco se pagó la máquina, dijo. RME también cuenta con una serie de herramientas O-Zone. Una de ellas son las Tenazas O-Zone, especialmente diseñadas para captar corazas gastadas que caen cara abajo, sin que sobresalgan pernos. Asimismo, están las bridas, para corazas gastadas que caen cara abajo, pero que aún retienen pernos que sobresalen.

Otra de las herramientas son las llaves O-Zone, para la captación de corazas que caen cara arriba, sin pernos retenidos y que son diseñadas a la medida para cada aplicación.

Por último, la compañía presentó también sus martillos Thunderbolt de acción sin culatazo para el tratamiento de los pernos de un molino y que ofrece en tres versiones: 450 (golpea tres veces más fuerte que un hombre), 750 (golpea cinco veces más fuerte que un hombre) y 1.500 (golpea diez veces más fuerte que un hombre).

Además, la compañía ya ha fabricado el Thunderbdt 250, el que en este momento está en pruebas y se espera que se introduzca mercado durante el próximo año.



Figura 40 : Manipulador de revestimientos. Fuente: Minera Las Bambas

5.2.4.1 Retiro de pernos

Los pernos de sujeción de las corazas que revisten los molinos generan gran dificultad al momento de ser retirados para el cambio de revestimientos. Es así como, Elinte ofrece entre sus soluciones. Elimper, un perno de sujeción compuesto de dos piezas: una cabeza hilada y una barra hilada. Al momento de retirar el perno, la barra hilada sale al exterior y su cabeza queda al interior del molino, liberando fácilmente la coraza

En tanto, para lo que se refiere a las golillas de goma que se introducen en el espacio entre la parte hilada del perno y el agujero del molino, la compañía cuenta con Elingol, una golilla de copa metálica con un componente de goma, vulcanizado en caliente y que presenta un dispositivo lateral. De esta forma, al extraer la tuerca con el dado-que también tiene un dispositivo metálico- éste se une al de la golilla y los dos arrastran, al mismo tiempo, el conjunto (golilla de goma, golilla de copa y tuerca). Según señaló Óscar Benavides, gerente de Elinte, de esta forma se reducen los riesgos de accidentabilidad, el número de operaciones y el número de trabajadores asociados a la tarea, entre otros aspectos.



Figura Nº 8: Vista isométrica del molino SAG Fuente: Minera Las Bambas

El retiro de pernos de un molino es una tarea laboriosa y de larga alienta, por eso las empresas proveedoras se enfocan con fuerza en atender esa necesidad.

5.2.4.2 Las bondades del caucho

Las diferentes contingencias producidas en los revestimientos pueden provocar detenciones no deseadas. La causa raíz de estas detenciones está mayoritariamente relacionada con los desgastes prematuros, quiebres o desprendimientos de piezas, los cuales normalmente se relacionan a decrementos de la calidad de los componentes suministrados. Jorge López de Maturana, gerente técnico de Blasmar, junto a Carlos Abarcia, gerente de desarrollo de Acotec, realizaron una charla técnica respecto de la elección de polímeros para un revestimiento.

Según explicó, la disponibilidad de los equipos de molienda tiene una asociación directa a la tasa de desgaste y a las contingencias de los elementos que configuran el revestimiento de un molino. El profesional hizo un completo análisis y comparación de las propiedades de los diversos materiales que se pueden utilizar.

Según el ejecutivo, "no existen cauchos buenos o malos, sino que sólo se debe elegir. El compuesto de caucho adecuado para la solicitación requerida". En este sentido indicó que una condición necesaria y suficiente para una buena elección dependerá de una muy buena comunicación cliente-proveedor.

Acotec diseña y fabrica productos para el área de molienda como son los conos de descarga en poliuretano, revestimientos de pulp filter, revestimientos de molino en caucho, hidrociclones y trommels para molinos.

Ricardo Fernández, gerente de la división molinos de Weir Minerals Chile, se refirió al estado del arte en el diseño y fabricación de parrillas de descarga para molinos SAG con composito goma metal, diseño que según el ejecutivo "ha resuelto en un 100% el problema de atascamiento de bolas, que llega a obstruir el 95% de área de paso, y ha mostrado una vida útil que supera ampliamente la de las parrillas metálicas convencionales".

Según el profesional, en los análisis desarrollados por la empresa se llegó a determinar que la magnitud de las fuerzas de impacto sobre las parrillas de elastómero es 261 veces menor que sobre las parrillas metálicas. Y es que la rigidez del acero es de 2.049 x 103, mientras que la de la goma es 784.661.

Entre los beneficios que otorga esta nueva parrilla es una de paso 100% destapada, sin riesgo de quiebres, reduce el tiempo de instalación en 50%, además de contar con un peso que corresponde a la mitad que el de una parrilla de metal. Del mismo modo es fácil de desmontar desde el exterior del molino, los sistemas de fijación se recuperan y son reutilizables y aumenta la vida útil en hasta un 70%, alcanzando unos 235 días.³

Las diferentes contingencias producidas en los revestimientos pueden provocar detenciones no deseadas. La causa raíz de estas detenciones está mayoritariamente relacionada con los desgastes prematuros, quiebres o desprendimientos de piezas.

³ Revista de MINERIA CHILENA 2012.



Figura 41 : Parrillas metálicas después de la campaña Fuente: Minera Las Bambas

En Weir Minerals afirman que la magnitud de las fuerzas de impacto sobre las parrillas de elastómero es 261 veces menor que sobre las parrillas metálicas



Figura 42: Parrilla metálica antes de la campaña, importada de Canadá

Fuente : Minera Las Bambas

CAPITULO VI

CRITERIOS PARA LA SELECCIÓN, APLICACIÓN DE LOS MEDIOS DE MOLIENDA (BOLAS)

Se denomina medios de molienda a los elementos que se utilizan para efectuar la reducción de tamaño de los minerales, para el procesamiento de minerales se usa las bolas de acero.

Los cuerpos trituradores van a ser utilizados en los molinos SAG, cuya acción de rotación transmite a la carga de cuerpos moledores fuerzas de tal naturaleza que estos se desgastan por abrasión, impacto y en ciertas aplicaciones por corrosión.

Carga en el caso de la carga de este molino contara con 2 tolvas que almacenarán y abastecerán bolas de 5" de diámetro, vía descarga directa del alimentador rotatorio sobre la correa de alimentación.

Descarga cuenta con el trommel corto y una zaranda de pebbles, para que este sistema de descarga funcione necesita de adición de agua, que debe ser forma manual esto permite que el operador pueda ajustar el caudal del sistema con lo que se evite el incremento de finos en la descarga.

6.1. CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS DE LOS MOLINOS SAG

6.1.1 Diámetro, largo y volumen efectivos

Las dimensiones más relevantes de un típico molino SAG cilíndrico horizontal son su diámetro interno (D) y largo interno (L) efectivos; es decir, descontado el volumen que ocupan los revestimientos internos del mismo. Siguiendo las usanzas de la industria que lamentablemente acostumbra mezclar diversos sistemas de unidades para distintos fines en el texto siguiente D y L se expresan en pies, a menos que expresamente se indique lo contrario.

De manera que el volumen efectivo de un molino está determinado por la expresión:

$$V_{\text{total}} = 0.0284 \ (\pi D^2/4) \ \text{L}$$
, m³ (16)

6.1.2 Volumen de llenado.

Del volumen total indicado en la ecuación dada, sólo una fracción J_b , es ocupada por la carga de bolas, de manera que:

$$V_{\text{bolas}} = 0.0284 \text{ J}_{\text{b}} (\pi \text{ D}^2/4) \text{ L} , \text{m}^3$$
 (17)

6.1.3 Peso de la carga de bolas

Lógicamente, existe una directa relación entre el volumen ocupado por la carga y el correspondiente peso de las bolas que la constituyen:

$$W_b = 0.0284 \ \rho_{ap} J_b (\pi D^2/4) L , \text{ tons}$$
(18)

donde ρ_{ap} representa la densidad aparente de la carga del molino que, para bolas de acero, adquiere un valor nominal de 4.65 ton/m³.

La figura adjunta ilustra gráficamente la relación establecida en la figura para el rango de condiciones típicas de operación para molinos convencionales y semi-autógenos.



Figura 43: Variación del inventario de bolas en el molino, en función de sus dimensiones y condiciones típicas de operación. Fuente: Elaboración Propia.

6.2 CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS DE LAS BOLAS PARA MOLIENDA.

6.2.1 Diámetro, volumen, peso y densidad

Sin duda, la propiedad física más relevante de una esfera es su diámetro o tamaño, que normalmente se denota con el símbolo 'd' y que en el texto siguiente se expresa en mm, a menos que expresamente se indique lo contrario.

El volumen de una bola de tamaño 'd' está determinado por la simple expresión:

$$v = \pi d^3 / 6000, \, cm^3 \tag{19}$$

y el peso correspondiente por la expresión:

$$m = \rho_b v = \pi_b \rho d^3/6000, gr$$
(20)

Donde ρ_b (gr/cm³ o ton/m³) representa la densidad del material de la bola, predominantemente acero.

Para bolas de acero forjado ($\rho_b = 7.75 \text{ gr/cm}^3$), de diámetro 'd' (en pulgadas), la Ecuación 5 simplemente se reduce a:

$$m = 66 d^3$$
 , gr (20a)

Utilizando el Principio de Arquímedes con la ayuda de la planilla **media charge_ball size & density** de **Moly-Cop Tools** es posible verificar con excelente aproximación el tamaño y densidad reales de una determinada muestra. A grandes rasgos, este método consiste en efectuar la siguiente secuencia de 3 determinaciones de peso en una balanza de la mayor precisión disponible:

 $w_1 = el peso de la bola, gr$

$$w_2 =$$
 el peso de un determinado volumen de agua limpia, gr

 w₃ = el peso del mismo volumen de agua, pero suspendiendo dentro de éste la bola, sin tocar fondo y totalmente sumergida por debajo del nivel del líquido, gr

Según el citado principio de arquímedes, el factor:

$$v_1 = (w_3 - w_2)/\rho_{agua}, cm^3$$
 (21)

Corresponde al volumen de la bola ensayada y por lo tanto, su densidad real es calculable como:

$$\rho_b = w_1/v_1 = \rho_{agua} w_1/(w_3 - w_2)$$
, gr/cm³ o ton/m³ (22)

y su diámetro real como:

$$d = (6000 v_1/\pi)^{1/3}, mm$$
(23)

La tabla siguiente ilustra este tipo de determinaciones, las que son particularmente relevantes considerando que la demanda de potencia del molino (su principal fuente de productividad) así como la eficiencia con que esta potencia se utiliza es proporcional a la densidad de las bolas y que, dependiendo del proceso de fabricación de las mismas, no todas alcanzan el nivel máximo del orden de 7.75 gr/cm³, característico de las bolas de acero forjado. Por otra parte, tal como se reitera el diámetro real de las bolas influye, en forma inversamente proporcional, en la tasa específica de consumo observada. Ignorar estas posibles desviaciones de los valores nominales reportados conducirá inevitablemente a errores significativos de diagnóstico operacional.



Tabla 5: Ejemplo de determinación del tamaño y densidad real de las bolas, con la ayuda de la planilla Media Charge_Ball Size & Density de Moly-Cop Tools. Fuente: Elaboración propia

6.2.2 Área superficial

El área superficial expuesta al desgaste por una bola de diámetro 'd' (mm) está determinada por la expresión:

$$A_b = \pi d^2 / 100 , cm^2$$
 (24)

de donde se concluye que el área específica (m^2/m^3) de una esfera de importancia para el análisis de sus tasas de desgaste y su efectividad como cuerpo moledor está dada por:

$$a_b m = 6000/d$$
 , m^2/m^3 (25)

6.2.3 Volumen aparente

El volumen aparente de las bolas es definido como el espacio físico ocupado por una determinada cantidad de bolas almacenadas a granel, incluyendo los espacios intersticiales entre ellas; de ahí el término aparente

En base a mediciones simplemente empíricas, se estima que el volumen libre intersticial entre bolas nuevas de un mismo diámetro (cualquiera que éste sea), almacenadas a granel, asciende a aproximadamente 42% de su volumen total aparente; lo que para una densidad de las bolas cercana a $\rho_b = 7.75$ ton/m³, equivale a una densidad aparente de $\rho_{ap} = (1-0.42)*7.75 = 4.5$ ton/m³ (aparente). Este valor es de relevancia en el diseño de los sistemas de mantención de inventarios de bolas en faena (buzones, pilas u otros); puesto que el volumen aparente ocupado por una determinada cantidad de bolas W_b en toneladas, queda determinado por:

$$V_{ap} = W_b / \rho_{ap} , m^3$$
(26)

Con la ayuda de la planilla **utilities_bin capacity** de **Moly-Cop Tools** (1) es posible desarrollar curvas de calibración de un buzón de almacenamiento de dimensiones conocidas, como se ilustra en la figura siguiente:



Tabla 6 : Ilustración del uso de la planilla Utilities_Bin Capacity de Moly-Cop Tools (1) para la determinación de inventarios en buzones de almacenamiento. Fuente : Elaboración propia

6.2.4 Número de bolas

El número de bolas por tonelada o por m³ (aparente) si eventualmente fuera de interés su cálculo se deriva de las expresiones:

$$(\# \text{ bolas/ton}) = 6 \times 10^9 / (\rho_b \pi d^3)$$
 (27)

$$(\# \text{ bolas/m}^3 \text{ aparente}) = 6 \times 10^9 \rho_{ap} / (\rho_b \pi d^3)$$
(28)

En ocasiones, particularmente en molinos semiautógenos que utilizamos bolas de 5" o mayores, se dispone de contadores automáticos de las bolas recargadas a los molinos. En estos casos, para calcular las toneladas correspondientes a un determinado número de bolas alimentadas. Evidentemente, la precisión de esta metodología pasa por un riguroso control del tamaño real de las bolas recargadas.

6.2.5 Especificaciones básicas de las bolas Moly-Cop

El grupo internacional Moly-Cop Grinding Systems, líder mundial en la fabricación de bolas para la molienda de minerales utiliza como materia prima barras de aceros de alto carbono y baja aleación, que son procesadas en líneas de producción continua en tres etapas sucesivas: calentamiento, laminación o forjado y tratamiento térmico.

Moly-Cop Grinding Systems denomina sus productos en pulgadas nominales, cumpliendo con los rangos de peso indicados en el cuadro siguiente:

	Peso,					Dia	ámetro	de Bola	(Nomin	al)				
_	gr	1.0"	1.25"	1.5"	2.0"	2.5"	3.0"	3.5"	4.0"	4.5"	5.0"	5.25"	5.5"	6.0"
	Mínimo	67	120	226	537	1048	1812	2873	4079	5800	7956	9210	10590	13748
	Máximo	82	157	271	644	1258	2174	3448	4895	7326	9631	10500	12819	16643

Las distintas etapas y condiciones del proceso de fabricación, certificado bajo la Norma ISO-9001:2001, han sido especialmente diseñadas para maximizar la durabilidad del producto en su aplicación final, la que en gran medida es determinada por la microestructura de la aleación resultante. Variables de control importantes, aunque no determinantes por sí solas de la calidad del producto son la dureza superficial y volumétrica de las bolas, para las cuales se han definido los siguientes rangos de aceptación:

Diámetro de Bola (Nominal)													
	1.0"	1.25"	1.5"	2.0"	2.5"	3.0"	3.5"	4.0"	4.5"	5.0"	5.25"	5.5"	6.0"
Mínima	60	60	60	60	60	60	60	55	55	53	53	53	53
Máxima	65	65	65	65	65	65	65	63	63	63	63	63	63
Dureza Volum	Dureza Volumétrica, Rockwell C												
Mínima	60	60	60	60	60	60	60	55	55	53	53	53	53
Máxima	65	65	65	65	65	65	65	63	63	63	63	63	63

Como su nombre bien lo indica, la dureza superficial normalmente medida en la escala Rockwell C, corresponde a mediciones estándar de dureza sobre la superficie misma de la bola. Por su parte, la dureza volumétrica corresponde al promedio ponderado de las durezas de las infinitas capas interiores que constituyen el cuerpo esférico total. Esta se estima a partir de múltiples mediciones de dureza realizadas a lo largo de uno o más radios sobre un corte seccional a través del centro de la esfera. Por lo tanto, demanda un esfuerzo de preparación de muestras, ejecución de mediciones y procesamiento de tales datos considerablemente mayor que una simple determinación de dureza superficial.

6.3 PROPIEDADES DE LOS COLLARES DE BOLAS EN LA CARGA.

6.3.1 Generación del collar

La reposición o recarga de cuerpos moledores a los molinos debe ser idealmente continua, con el propósito de mantener su nivel de llenado con bolas tan estable como sea posible. En consideración a que una bola puede vivir varios meses dentro de un molino, la recarga de bolas turno a turno o día a día puede ser considerada suficientemente continua para todos los efectos prácticos.

La teoría lineal del desgaste postula que la velocidad de pérdida de diámetro de cada bola es constante durante toda su permanencia en la carga:

$$d(d)/d(t) = -k_d \tag{29}$$

Donde la constante k_d (mm/hr) se denomina constante lineal de desgaste

En consecuencia, bajo un régimen sistemático de recarga de un determinado número de bolas de tamaño d^R, cada Δ t unidades de tiempo, se desarrolla y mantiene en el interior del molino una mezcla de bolas en continua renovación y evolución (denominada el collar) conformada por igual número de bolas de cada tamaño posible.



Figura 44 :Al equilibrio, la carga del molino (collar) está constituida por igual número de bolas de cada tamaño posible, espaciados en k_d t mm entre ellos. Fuente: Compendio de Conminucion CONCYTEC

Matemáticamente, esta distribución de los tamaños de bola se ajusta a la denominada **distribución uniforme de probabilidades**, según la cual es:

$$f_0(d) = 1 / (d^R - d^S)$$
; para $d^S < d < d^R$ (30)

donde d^R (mm) representa el diámetro de las bolas nuevas de recarga y d^S (mm) representa el tamaño terminal de los núcleos de bolas rechazados por el molino (scrap).

En la ecuación 30 anterior, la función densidad $f_0(d)$ es tal que $f_0(d)d(d) = d(d)/(d^R - d^S)$ representa la fracción del número total de bolas en el molino cuyo tamaño cae en el rango infinitesimal [d, d + d(d)].

El tamaño d^s es característico de las condiciones de operación y diseño de cada aplicación particular. Normalmente, se le asigna un valor nominal de 12 mm o se le asimila a la abertura de las parrillas de descarga, cuando éstas existen en el molino. En cualquier caso, será siempre preferible estimar d^s por observación directa del rechazo del molino, cada vez que ello sea posible.

6.3.2 Distribución de tamaños de bolas en el collar

La distribución en peso de tamaños, $F_3(d)$, correspondiente a la fracción del peso total de la carga de bolas W_b cuyo tamaño sea menor que un determinado tamaño 'd', se deriva de la siguiente relación de balance:

$$W_{b} F_{3}(d) = \int_{d^{s}}^{d} k \rho_{b} \left(\pi d^{3} / 6 x 10^{9} \right) N f_{0}(d) d(d)$$
(31)

Donde N representa el número total de bolas en la carga.

La razón (W_b/N) se deriva por integración de la ecuación 31 sobre el rango total de tamaños [d^{S} , d^{R}], imponiendo la condición que, por definición, F₃(d^{R}) = 1.0, para obtener:

$$(W_b/N) = (\rho_b \pi/24x 10^9) [(d^R)^4 - (d^S)^4]/[d^R - d^S]$$
(32)

Luego, mediante substitución e integración, la ecuación 31 se reduce a:

$$F_3(d) = [d^4 - (d^S)^4] / [(d^R)^4 - (d^S)^4] \quad ; \text{ para } d^S < d < d^R \tag{33}$$

En el caso especial, cuando $d^{S} \rightarrow 0$, la expresión anterior converge a:

$$F_3(d) = (d/d^R)^4$$
; para $0 < d < d^R$ (34)

Al respecto, resulta interesante destacar que el renombrado F. C. Bond (5) empíricamente determinó y propuso el valor 3.8 para el exponente en la Ecuación anterior muy cercano a 4.0, el valor teóricamente obtenido. Cabe destacar además que, debido al alto valor de dicho exponente, la mayor parte del peso total de la carga se distribuye en tamaños cercanos al tamaño de recarga original, d^R. Por ejemplo, sólo (1/16) del peso total estaría conformado por bolas menores que (d^R/2). A partir de la ecuación dada con la ayuda de la planilla **media charge_strings** de **Moly-Cop Tools**, el cuadro siguiente resume la composición aproximada de cada collar resultante de recargar continuamente los tamaños indicados, considerando sólo los diámetros comercialmente disponibles y asumiendo un valor nominal para d^S = 0.5":

		Tamaño de Recarga, pulgadas									
Diàm. de Bola, pulgadas	6.0	5.5	5.0	4.5	4.0	3.5	3.0	2.5	2.0	1.5	1.0
-											
6.0	16.0										
5.5	25.7	17.4									
5.0	19.3	27.3	19.0								
4.5	14.1	19.9	29.2	21.0							
4.0	9.9	14.0	20.5	31.2	23.4						
3.5	15.1	9.4	13.7	20.9	33.5	26.5					
3.0		12.0	8.6	13.2	21.1	36.0	30.6				
2.5			9.0	7.6	12.2	20.8	38.6	36.1			
2.0				6.1	6.3	10.7	19.8	41.0	43.9		
1.5					3.5	6.0	11.0	22.9	42.4	56.3	
1.0									13.7	43.8	100.0

Tabla 7: Distribución de tamaños del 'collar' de bolas, al equilibrio, según el diámetro de recarga, obtenido con la planilla Media Charge_Strings de Moly-Cop Tools (1). Fuente: Elaboración Propia

La misma planilla puede ser utilizada también para el cálculo de la distribución de tamaños resultante de una práctica de recarga mixta con dos diámetros distintos en proporción $d_1^R : d_2^R = r_1 : r_2$ (en peso).

6.3.3 Densidad aparente del collar

Debido a la existencia de una amplia gama de tamaños de bolas en el collar, es de esperar que éste alcance mayores grados de compactación que si estuviese constituido por bolas de un solo tamaño uniforme. En el caso de los collares, mediciones empíricas indican que la fracción de espacio libre intersticial asciende a aproximadamente un 40% del volumen total aparente; lo que para una densidad de las bolas forjadas cercana a $\rho_b = 7.75 \text{ ton/m}^3$, sugiere una densidad aparente de $\rho_{ap} = (1-0.40)*7.75 = 4.65 \text{ ton/m}^3$ aparente.

6.3.4 Preparación de la carga inicial

La Tabla 7 anterior resulta de particular utilidad durante la puesta en marcha de nuevos molinos; casos en que se recomienda iniciar la operación con una carga inicial de bolas nuevas, en las proporciones en peso allí indicadas, con el propósito de acelerar la formación del collar de equilibrio característico del diámetro de recarga.

Así por ejemplo, si el tamaño de recarga especificado es 3", la carga inicial del molino deberá estar constituida por un 30.6% de bolas de 3", 38.6% de bolas de 2.5", 19.8% de bolas de 2" y un 11% de bolas de 1.5" (Tabla 2). Si el molino tiene dimensiones efectivas de, por ejemplo, 18.5' \emptyset x 22' y se desea llenar con bolas hasta un 38% (aparente) de su volumen total interior, entonces dicho volumen asciende a 168 m³ (Ecuación 1), el volumen aparente de la carga es de 0.38*168 = 64 m³ y se requiere un total de 4.65*64 = 296 tons de bolas de 2.5", 59 tons de bolas de 2" y 33 tons de bolas de 1.5". La planilla **Media Charge_Strings** de **Moly-Cop Tools** (1) ya citada, asegura y facilita la correcta ejecución de este tipo de cálculos.

6.3.5 Tamaños promedio de las bolas en el collar

Aceptada la validez de la ecuación dada anterior, es posible entonces derivar expresiones para los tamaños promedio de las bolas que constituyen el collar:

a. Diámetro promedio: (en base al número de bolas de cada tamaño)

$$d_0 = \{ \int_{d^S}^{d^R} d N f_0(d) d(d) \} / N = (d^R + d^S) / 2$$
(35)

b. Diámetro promedio: (*en base al área de cada bola en el collar*)

$$d_{2} = \{ \int_{d^{S}}^{d^{R}} d (\pi d^{2}) \operatorname{N} f_{0}(d) d(d) \} / \{ \int_{d^{S}}^{d^{R}} w (\pi d^{2}) \operatorname{N} f_{0}(d) d(d) \}$$
$$d_{2} = (2/3) \left[(d^{R})^{3} - (d^{S})^{3} \right] / \left[((d^{R})^{2} - (d^{S})^{2}) \right]$$
(36)

c. Diámetro Promedio: (en base al volumen (peso) de cada bola en el 'collar')

$$d_{3} = \{ \int_{d^{s}}^{d^{R}} d (\pi d^{3}/6) \ N \ f_{0}(d) \ d(d) \} / \{ \int_{d^{s}}^{d^{R}} w (\pi d^{3}/6) \ N \ f_{0}(d) \ d(d) \}$$

$$d_{3} = (3/4) \left[(d^{R})^{4} - (d^{S})^{4} \right] / \left[((d^{R})^{3} - (d^{S})^{3}) \right]$$
(37)

6.3.6 Número de bolas en el collar

El número de bolas por tonelada o por m³ (aparente) si eventualmente fuera de interés su cálculo se deriva de la expresión :

$$(\# \text{ bolas/ton}) = N/W_b = (24x10^9/(\rho_{ap} \ \rho_b) \ [d^R - d^S]/[(d^R)^4 - (d^S)^4]$$
(38)
$$(\# \text{ bolas/m}^3 \text{ aparente}) = (24x10^9 \ \rho_{ap}/(\rho_{b\pi}) \ [d^R - d^S]/[(d^R)^4 - (d^S)^4]$$
(39)

Tomando nuevamente como ejemplo la práctica de recargar continuamente bolas de 3", asumiendo por simplicidad d^S tiende a 0, cada tonelada de bolas contendría unas 2230 unidades y cada m³ aparente de carga contendría unas 10369 unidades de los diversos diámetros que conforman el collar.

6.3.7 Área específica del collar

Tanto desde el punto de vista de la cinética de desgaste (consumo) de las bolas como de su eficiencia energética en su rol principal como medios de molienda, interesa conocer el área expuesta por el collar por m³ (aparente) de llenado del molino. Esta propiedad se deriva de la expresión:

$$a = A/(W_b/\rho_{ap}) = \{\int_{d^s}^{d^R} w(\pi d^2/10^6) N f_0(d) d(d) \} / (W_b/\rho_{ap})$$
(40)

de donde, reemplazando (Wb/N) de la Ecuación 17, se obtiene:

$$a = (A/V_{ap}) = 8000 (\rho_{ap}/\rho_b) ([(d^R)^3 - (d^S)^3]/[(d^R)^4 - (d^S)^4]$$
(41)

donde, como ya se indicara, (ρ_{ap}/ρ_b) oscila en torno a valores cercanos al 60%.

Retomando el ejemplo de recargar continuamente bolas de 3", asumiendo por simplicidad $d^{S} \rightarrow 0$, cada m³ (aparente) de carga expondría unos 63 m² de área específica.

En situaciones especiales en que se practica recargar múltiples tamaños diferentes de bolas nuevas en proporción $d^{R_1}:d^{R_2}:...:d^{R_K} = r_1:r_2:...:r_K$ (en peso), la misma Teoría Lineal del Desgate, permite concluir que el área específica de la mezcla de collares resultante debe satisfacer la relación:

$$(1/a) = (r_1/a_1) + (r_2/a_2) + \dots + (r_K/a_K)$$
(41)

donde a_1 , a_2 , ... a_K representan las áreas específicas (m²/m³ aparente) de los collares que cada diámetro de recarga generaría en forma independiente.

Y reconociendo que las áreas específicas independientes son inversamente proporcionales al diámetro de recarga correspondiente la expresión anterior es equivalente a:

$$d_{eq}^{R} = r_1 d_1^{R} + r_2 d_2^{R} + \dots + r_K d_k^{R}$$
(42)

es decir, el diámetro equivalente de la mezcla de collares resultante es simplemente igual al promedio ponderado (en proporción $r_1:r_2 ... :r_K$) de los diámetros independientes de recarga.

6.4 TAMAÑO IDEAL DE LAS BOLAS DE RECARGA

Reiteradamente, a medida que las propiedades del mineral a procesar y las condiciones operacionales de las instalaciones van evolucionando en el tiempo, se plantea la inquietud a los Ingenieros de Proceso para que estudien y recomienden un diámetro ideal u óptimo que debiera ser recargado periódicamente a sus molinos SAG.

Para tal efecto, la literatura técnica al respecto contiene al menos tres tipos de metodologías propuestas: enfoques netamente empíricos, enfoques que conllevan el uso intensivo de modelos matemáticos del proceso de molienda y un enfoque intermedio denominado seudo-empírico propuesto.

En atención a la mayor complejidad y extensión de los dos últimos enfoques referidos, sólo se presenta a continuación la aplicación de la fórmula de Azzaroni; uno de los varios enfoques empíricos publicados. Se invita a los interesados en profundizar sobre los demás enfoques a consultar las referencias ya citadas.

6.4.1 Fórmula de azzaroni

Basado en la observación detallada de las prácticas operacionales de un gran número de faenas de molienda alrededor del mundo, Ettore Azzaroni logró establecer la siguiente correlación para el diámetro ideal de bolas a recargar:

$$d^{R}_{opt} = 6.06 (F_{80})^{0.263} (\rho_{s}W_{i})^{0.4} / (ND)^{0.25}$$
(43)

donde:

d ^R opt	= diámetro de bola ideal de recarga, mm
F ₈₀	= tamaño 80% pasante en la alimentación fresca a la sección de
	molienda, µm
ρ _s	= densidad del mineral, ton/m^3
Wi	= Índice de Trabajo de Bond (5), kWh/ton (métrica)
N	= velocidad de rotación del molino, rpm
D	= diámetro efectivo del molino, pies.

Principalmente debido a su simplicidad y facilidad de aplicación, esta correlación junto con la propuesta similar de F. C. Bond (7) ha sido el enfoque ampliamente preferido por los analistas de procesos. En esencia, la Ecuación 29 puede ser considerada un modelo de comportamiento de los operadores; esto es, un simple reflejo de lo que los operadores alrededor del mundo a la época practicaban, no conteniendo criterios explícitamente optimizantes de la productividad del molino SAG.

6.4.2 Ejemplo de aplicación

Considérese un típico molino de 18.5' Ø efectivo, alimentado con un mineral de dureza $W_i = 13 \text{ kWh/ton}$ (métrica), densidad $\rho_s = 2.8 \text{ ton/m}^3 \text{ y } F_{80} = 8000 \text{ }\mu\text{m}$, operando al 72% de su velocidad crítica (12.8 rpm) y rechazando como 'scrap' los núcleos de bolas que alcancen el tamaño crítico, d^s = 0.5 pulgadas.

Para este conjunto de condiciones, la Tabla 3 a continuación preparada sobre la planilla **media charge_optimal ball size** de **Moly-Cop Tools** sugiere que, de acuerdo a la fórmula de Azzaroni, el tamaño ideal de las bolas de recarga sería 2.72" (69 mm). La

misma Tabla 3 muestra que la relación propuesta por Bond recomienda la recarga de bolas de sólo 2.33" (59 mm). En general, la fórmula de Azzaroni recomienda tamaños ligeramente mayores que la fórmula de Bond. Por ensayos comparativos con los enfoques optimizantes ya citados, este autor manifiesta su preferencia por la propuesta de Azzaroni por sobre la propuesta de Bond. Según ambas correlaciones, sin embargo, el tamaño ideal aumentaría para minerales más duros y más gruesos.

Moly-Cop Tools TM	(Version 2.0) OPTIMAL MAKE	-UP BALL SIZE										
Remarks :	Base Case Example.]									
Mill Dimensions and Op	Mill Dimensions and Operating Conditions :											
Eff. Diameter, ft Eff. Length, ft % Critical Speed Ball Dens., ton/m ³ (app) Ball Filling, % (app) Scrap Size, in	18.50 22.00 72.00 4.65 38.00 0.50	Eff. Diameter, m Eff. Length, m Mill Speed, rpm Mill Volume, m ³ Charge Weight, tons	5.64 6.71 12.82 167.79 296.22									
Ore Properties :	Ore Density ton/m ³ 2.80	Work Index kWh/ton (metric) 13.00	Feed Size, F80 microns 8000									
RECOMMENDED OPTIM	MAL BALL SIZE :											
AZZARONI's Formula :												
Optimal Ball Size, in	2.72	String Area, m ² /m ³	69.14									
ALLIS CHALMERS' For	ALLIS CHALMERS' Formula :											
Optimal Ball Size, in	2.33	String Area, m ² /m ³	80.31									

Tabla 8 : Ejemplo de aplicación de las correlaciones empíricas propuestas para el cálculo del Diámetro Ideal de Recarga, desarrollado con la ayuda de la planilla media charge_optimal size de Moly-Cop Tools (1). Fuente : Elaboración propia

Acogiendo el postulado de Muranda (9), la planilla **media charge_optimal ball size** de **Moly-Cop Tools** (1) permite además convertir el diámetro ideal de recarga recomendado otros comercialmente disponibles - en una política de recarga factible de llevar a la práctica mediante la combinación de un máximo de 2 tamaños comercialmente disponibles; mezclados en una proporción tal que el área específica expuesta del collar mixto resultante sea igual a la correspondiente al tamaño único ideal de recarga. En todo caso, considerando que la productividad del molino es sólo moderadamente sensible al diámetro de las bolas de recarga en un rango de $\pm \frac{1}{4}$ ", este autor recomienda categóricamente evitar las políticas de recargas mixtas y adoptar

simplemente la recarga del tamaño único comercialmente disponible y más cercano al diámetro ideal recomendado.

Retomando el ejemplo anterior, indica que al recargar una mezcla de bolas 3":2" = 72:28en peso (ambos tamaños comercialmente disponibles) se obtendría la misma área objetivo de 69 m²/m³ correspondiente al Mono tamaño de 2.72" propuesto por Azzaroni. En este caso, este autor recomendaría el uso exclusivo del diámetro predominante; es decir, 3".

Moly-Cop Tools TM (Version 2.0)											
BALL CHARGE COMPOSITION AT EQUILIBRIUM											
Balanced Charge :	Balanced Charge : Overall										
	String 1	String 2	Charge Area								
Top Size, in	3.00	2.00	Indicated Mix								
Specific Area, m2/m3	62.75	93.38	69.14								
Recharge Policy, %	71.82	28.18	Target Value								
Mill Charge Content, %	79.13	20.87	69.14								
		Excess Area	0.00								
			Balanced Charge,								
Ball Size, in	% Passing	% Passing	% Retained								
3.0	100.00	100.00	24.20								
2.5	48.19	100.00	30.55								
2.0	19.69	100.00	24.81								
1.5	6.18	31.37	15.44								
1.0	1.16	5.88	4.57								
0.5	0.00	0.00	0.43								
0.5	0.00	0.00	0.00								
0.5	0.00	0.00	0.00								
Weight, tons	234.41	61.81	296.22								
Volume, m3 (app)	50.46	13.30	63.76								
Area, m2	3166	1242	4408								
# Balls per ton	1860	5666	2654								

Tabla 9 : Ejemplo de cálculo de políticas mixtas de recarga tendientes a satisfacer un determinado nivel de área superficial del 'collar' de la mezcla resultante; desarrollado con la ayuda de la planilla media charge_optimal size de Moly-Cop Tools (1).

Fuente : Elaboración Propia

Coincidente con lo indicado en la tabla anterior, la Tabla 4 muestra también el cálculo de la carga inicial recomendada para la puesta en marcha de nuevos molinos que, en este ejemplo, estaría conformada por un 24% de 3.0", 31% de 2.5", 25% de 2.0", 15% de 1.5" y 5% de 1.0".

6.5 INDICADORES DE CALIDAD DE LAS BOLAS

6.5.1 La teoría lineal del desgaste

La teoría más ampliamente aceptada para caracterizar la cinética de desgaste (consumo) gradual y sostenido de los cuerpos moledores en molinos rotatorios es la denominada Teoría Lineal del Desgaste, según la cual en todo instante 't', la tasa o velocidad de pérdida de peso del cuerpo moledor (Ω_t , kg/hr) es directamente proporcional a su área superficial (A_b) expuesta al ambiente abrasivo y/o corrosivo (excluyendo fracturamiento por impacto) imperante en el molino:

$$\Omega_t = d(m)/d(t) = -k_m A_b \quad ; \ kg/hr \tag{44}$$

Donde:

m = peso instantáneo de la bola, kg; después de t hrs en el molino,

 A_b = área superficial expuesta por la bola, m²,

 k_m = tasa másica de desgaste, kg/hr/m².

Equivalentemente, tomando en consideración la geometría del cuerpo moledor (esfera), la ecuación anterior se reduce a:

$$d(d)/d(t) = -2km/\rho b = -kd; mm/hr$$
(45)

Esta simple ecuación diferencial de primer orden es fácilmente integrable bajo el supuesto básico que k_d sea constante en el tiempo esto es, k_d no es función del diámetro instantáneo de la bola (Cinética Lineal) y el molino es continuamente recargado con bolas de un tamaño único d^R (*monorecarga*). En tal caso:

$$d = d^R - K_{dt} \quad ;mm \tag{46}$$

Indicando que la tasa a la cual las bolas pierden diámetro es constante en el tiempo. En otras palabras, si una bola pierde 1.0 mm de diámetro durante las primeras 100 hrs en el molino, también perderá 1.0 mm en las segundas 100 hrs y así sucesivamente hasta que la bola alcance el tamaño crítico d^S (scrap) y sea expulsada del molino.

Para algunos casos muy especiales y poco frecuentes en que k_d varía a medida que se consume la bola (Cinética No Lineal), existen formulaciones matemáticas más complejas, pero también disponibles, para analizarlos si eventualmente se estimase necesario.

Ciertamente, un mayor valor absoluto de la constante k_d será siempre reflejado en una mayor tasa de recarga de bolas al molino, requerida para mantener su carga en el nivel deseado. Sin embargo, la **constante lineal de desgaste, k**_d no depende solamente de las propiedades intrínsecas del cuerpo moledor sino también de las condiciones operacionales del molino y por lo tanto, por sí sola, k_d no debiera ser utilizada como un indicador suficientemente representativo de la calidad de las bolas.

En la búsqueda de indicadores más representativos de la calidad de un determinado tipo de bolas y menos sensibles a las condiciones operacionales impuestas, se ha propuesto en directa analogía a lo observado respecto de la cinética de molienda de partículas mineralizadas que la velocidad de desgaste lineal k_d (mm/hr) es directamente proporcional a la intensidad de potencia P_b/W_b aplicada a la carga de bolas; es decir:

$$K_d = K_d^E (P_b / W_b) / 1000 \tag{47}$$

Donde la intensidad de potencia P_b/W_b corresponde a la razón entre la demanda de potencia absorbida por la carga de bolas P_b y el Wb toneladas de bolas que constituyen la carga.

Esta última Ecuación introduce el concepto de la **constante específica de desgaste,** \mathbf{k}_d^{E} , en µm/(kWh/ton), para reflejar el supuesto teórico que un determinado tipo (calidad) de bolas se desgastarán proporcionalmente más rápido (mayor k_d para k_d^E invariante) en un ambiente de mayor intensidad energética. En otras palabras, la constante k_d^E es equivalente a k_d, pero corregida por la intensidad de potencia P_b/W_b. Por lo tanto, cabe esperar y la práctica así lo confirma que k_d^E sea más insensible que k_d a variaciones en las condiciones operacionales del molino que afecten a P_b y/o W_b y que, a su vez, puedan generar mayores o menores tasas de consumo, en kg/hr, no asociables a variaciones en la calidad intrínseca de las bolas. Como criterio de comparación, se acepta entonces que el mejor tipo de bolas, en una aplicación dada, son las que exhiben el menor valor relativo de la Constante Específica de Desgaste, k_d^E, expresada en µm/(kWh/ton).
Recientemente, profundizando en la búsqueda de indicadores más representativos de la calidad intrínseca de las bolas, H. Benavente (11) logró correlacionar a partir de registros de más de 40 operaciones de molinos convencionales en Sudamérica la Constante Específica de Desgaste, k_d^E , en términos de la abrasividad del mineral (caracterizada por el Indice de Abrasión de Bond, AI (12)), el tamaño F₈₀ (µm) del mineral de alimentación fresca al circuito y el pH de la pulpa en el molino, obteniendo:

$$k_d^E = k_d^B \left[(AI - 0.015)/0.20 \right]^{0.339} (F_{80}/5000)^{0.130} (pH/10)^{-0.682}$$
(48)

Donde la nueva **constante de Benavente**, $k_d^B = 1.279$, proporciona una mejorada indicación de la calidad intrínseca de las bolas Moly-Cop.

Volviendo a aplicación de la ecuacion su adecuada utilización requiere proveer una estimación razonable de la demanda de potencia P_b absorbida por la carga de bolas; necesariamente, una fracción de la demanda total, P_{neta} . A tal efecto, resulta conveniente recurrir al modelo de Hogg & Fuerstenau, en su forma expandida, que propone para la potencia neta total:

$$P_{neta} = 0.238 D^{3.5} (L/D) N_{\rm c} \rho_{ap} (J - 1.065 J^2) \sin\alpha$$
(49)

dónde:

- D = diámetro interno efectivo del molino, pies
- L = largo interno efectivo del molino, pies
- N_c = velocidad de rotación; expresada como fracción (°/1) de su Velocidad crítica de centrifugación: $N_{crit} = 76.6/D^{0.5}$
- J = Nivel de llenado aparente, caso molinos SAG incluyendo bolas, rocas, pulpa y los espacios intersticiales entre las bolas y las rocas, con respecto al volumen total efectivo
- α = ángulo de levante o ataque de la carga

(Define la posición dinámica del centro de gravedad de la carga 'riñón' con respecto a la vertical, de 38° a 42° para molinos SAG).

Y donde ρ_{ap} denota la densidad aparente de la carga (ton/m³), la que puede ser evaluada en términos de sus componentes principales (bolas, rocas (caso molienda SAG) y pulpa intersticial) como sigue:

$$\rho_{ap} = \{(1 - f_v)\rho_b J_b + (1 - f_v)\rho_m (J - J_b) + \rho_p J_p f_v J\} / J$$
(50)

dónde:

 $f_v =$ fracción volumétrica de espacios intersticiales entre las bolas y las rocas (caso molinos SAG), de valor nominal 0.40 del

volumen aparente de carga (5)

- $\rho_M =$ densidad del mineral, ton/m³

Substitución de la Ecuación 50 en la Ecuación 49 permite la descomposición de la potencia neta total en términos de los distintos componentes de la carga. En particular, la contribución de las bolas en la carga se reduce a:

$$P_b = \left[(1 - f_v) \rho_b J_b / \rho_{ap} J \right] \bullet P_{neta}$$
(51)

6.5.2 Incidencia de la fractura de bolas por impacto excesivo

En operaciones donde es normal observar una proporción no despreciable de bolas fracturadas debido a las severas condiciones de impacto (metal-metal) imperantes en la carga del molino como sería el caso de algunas aplicaciones de molienda SAG resulta indispensable disponer de procedimientos para caracterizar y si fuese posible, anticipar la componente del consumo total de bolas via fracturamiento de las mismas.

Para tales efectos, la organización Moly-Cop Grinding Systems ha desarrollado un procedimiento piloto experimental, adaptado de un diseño original de la U.S. Bureau of

Mines, denominado **drop ball tester** (**DBT**⁴, cuyos resultados han demostrado ser escalables a nivel industrial. El DBT fue especialmente diseñado para evaluar la resistencia de una determinada muestra o lote de bolas sometidas a impactos metal-metal, severos y repetitivos. Brevemente, el DBT (Figura siguiente) consiste de un tubo en forma de 'J' de 10 m de altura neta y un diámetro interno ligeramente mayor que el diámetro de las bolas a ensayar. Durante el ensayo, la parte curvada inferior mantiene un número constante de bolas (aprox. 24 unidades). Cuando una bola cae libremente desde la posición más alta del tubo, impacta de lleno a la primera bola ubicada 10 m más abajo, ésta transmite el impacto a la bola que está vecina en el tubo y así sucesivamente, hasta que la bola más cercana al otro extremo de la zona curvada es eliminada del tubo y reemplazada por la bola que acaba de caer. Las bolas así expulsadas del tubo son retornadas al punto máximo de lanzamiento por medio de un elevador de capachos desde donde continuarán cayendo repetidamente. El ensayo estándar se prolonga hasta que se fractura un total de 10 bolas o se acumula un máximo de 20,000 caídas, cualquiera de las dos condiciones que se cumpla primero.



Figura 45: Representación esquemática del Drop Ball Tester (DBT). (Extractado de la Ref. 16)

Fuente : Elaboración Propia

⁴ Tomado de Moly-Cop Tolls para la carga optima de bolas

El resultado más relevante de este ensayo es el **indice DBT** definido como el número promedio esperado de bolas fracturadas cada 20,000 caídas a partir del cual es posible proyectar cuál sería la tasa esperada de fractura de bolas en una aplicación de características de diseño y operación conocidas. El detalle de los algoritmos de cálculo de estas proyecciones a escala industrial ha sido publicado con anterioridad por este mismo autor (4) e incorporado al paquete de software **Moly-Cop Tools**. En aplicaciones típicas de molienda SAG, se estima que entre un 5 y 10% del consumo total de bolas estaría originado por este mecanismo, mientras que, en aplicaciones de molienda convencional, la fractura de bolas debiera ser un mecanismo de consumo casi inexistente.

6.5.3 Indicadores de consumo de cuerpos moledores

Dependiendo de las tradiciones y preferencias de cada operación, distintos indicadores algunos más certeros que otros son normalmente utilizados para el monitoreo de la recarga de bolas a los molinos; como por ejemplo:

- Recarga de bolas por unidad de tiempo de operación, Ωt, kg/hr
- Recarga de bolas por unidad de energía consumida, Ω_E , gr/kWh
- Recarga de bolas por tonelada de mineral molido, Ω_M , gr/ton.

El marco teórico de referencia brevemente presentado en los párrafos anteriores permite desarrollar expresiones matemáticas relativamente simples para cada uno de estos indicadores, descontado el efecto fractura por impacto.

Así, para la recarga de bolas por unidad de tiempo t dado que el consumo de cada cuerpo moledor es proporcional a su área expuesta la Ecuación 30 es también aplicable al 'collar' de bolas al equilibrio, de manera que:

$$\Omega_{\rm t} = -k_m A = -\rho_b \, k_d \, A / 2 \qquad ; \, kg/hr \tag{52}$$

donde A (m²) representa el área total expuesta por la carga de bolas, ya definida en la Ecuación 26 para una monorecarga con bolas de tamaño d^R; de manera que:

$$\Omega_{\rm t} = -4000 \ k_d \ W_b \ [(d^R)^3 - (d^S)^3] / [(d^R)^4 - (d^S)^4]$$
(53)

Recordando que por definición, $\rho_{ap}V_{ap} = W_b$, el peso total de las bolas en la carga. Por inversión de la Ecuación 53 es posible entonces inferir el valor de la **constante lineal de desgaste, k**_d a partir de registros operacionales normalmente conocidos como son Ω_t , W_b , d^R y d^S.

La misma Ecuación 53 permite argumentar **la inconveniencia de utilizar** (**kg/hr**) **como indicador de la calidad intrínseca de las bolas**; por cuanto, ante la eventualidad de recibir un lote de productos de menor calidad (es decir, mayor k_d) y los operadores no tomaron conciencia de ello y mantuvieron su práctica de recarga habitual, el molino gradualmente ajustaría a la baja su nivel de llenado (es decir, menor W_b) de manera que el producto k_dW_b se mantendría relativamente constante y por ende, Ω_t permanecería también constante, sin reflejar debidamente el cambio de calidad de los cuerpos moledores. Obviamente, en este proceso, se vería afectada la productividad del molino, como resultado de una menor demanda de potencia, pero el efecto global podría pasar inadvertido a los operadores.

Por otra parte, la recarga de bolas por unidad de energía, $_{E}$ en gr/kWh, se deriva de la expresión:

$$\Omega_E = 1000 \ \Omega_t / P_{neta} = (1000 \ \Omega_t / P_b) (P_b / P_{neta})$$
(54)

luego, reemplazando de la Ecuación 39 y retomando la definición de k_d^E de la Ecuación 33, se obtiene:

$$\Omega_E = 4000 \ k_d^E \left[(d^R)^3 - (d^S)^3 \right] / \left[(d^R)^4 - (d^S)^4 \right] \left(P_b / P_{neta} \right)$$
(55)

Donde la razón (P_b/P_{neta}) se obtiene de la ecuación anterior. En forma análoga a la Ecuación 53, por inversión de esta ecuación 55 es posible inferir el valor de la **constante específica de desgaste, k**_d^E a partir de registros operacionales también conocidos como son Ω_E , ρ_{ap} , J_b/J , d^R y d^S. Nótese, sin embargo, que, en este caso, el cálculo no involucra una condición netamente operacional como W_b y por lo tanto, es pertinente afirmar que Ω_E , gr/kWh no siendo el indicador ideal de calidad, como todavía falta por discutir es ciertamente más representativo que Ω_t , kg/hr.

Sin lugar a dudas, el indicador de consumo más frecuentemente utilizado y lamentablemente el menos representativo de todos es el consumo de bolas por tonelada de mineral molido, Ω_M , gr/ton. La ecuación de identidad siguiente permite ilustrar irrefutablemente lo inapropiado que resulta el uso de Ω_M (gr/ton) como indicador de calidad de los cuerpos moledores:

$$\Omega_{M} \equiv \Omega_{E} * E$$
(56)
(gr/ton) (gr/kWh) (kWh/ton)

Donde E la energía específica consumida (kWh)/ tonelada de mineral molido depende exclusivamente de las condiciones operacionales de la sección de molienda y las propiedades intrínsecas del mineral procesado, sin relación alguna a la calidad de las bolas utilizadas. Se concluye por tanto que cualquier eventual variación en producto de un posible cambio de dureza del mineral o alteraciones en las condiciones de molienda (tph, kW, F₈₀, P₈₀) impuestas por la operación afectaría necesariamente el indicador Ω_M , lo que podría ser erróneamente interpretado como un cambio en la calidad de las bolas. La incidencia de la calidad de las bolas en Ω_M estaría necesariamente contenida en Ω_E y por lo tanto, sería este último un mejor indicador de la calidad de las bolas.

A este último respecto, cabe rescatar lo planteado hace ya varias décadas por el renombrado F. C. Bond :

"El término común del costo de desgaste del metal por tonelada molida es a duras penas una base satisfactoria de comparación en las funciones del molino. Ello no permite ni exprime diferencias en la alimentación ni en el tamaño del producto, así como tampoco en la molturabilidad. La expresión de desgaste de metal en términos de kilos de metal consumido por kilowatios hora es siempre preferible."

Sin dejar de reconocer la importancia económica de Ω_M (gr/ton) por su impacto en el costo unitario de molienda, categóricamente no es recomendable su utilización en evaluaciones de la calidad comparativa de cuerpos moledores alternativos, a menos que se aplique las siguientes correcciones.

Al amparo de las ecuaciones 55 y 56 (con d^S \rightarrow 0):

$$\Omega_{M,2}^{corr} = \Omega_{M,2} \left(E_1 / E_2 \right) \left(\frac{d_2^R}{d_1^R} \right)$$
(57)

Donde los sub-índices '1' y '2' denotan las bolas 'estándar' y 'alternativas', respectivamente. La expresión anterior aplica las necesarias correcciones al valor medido $\Omega_{M,2}$ por diferencias en las condiciones operacionales del molino (reflejadas por las energías específicas E₁ y E₂, kWh/ton molida) y del diámetro real de ambos tipos de bolas (d₁^R y d₂^R,) durante los respectivos períodos de evaluación.

Se estudia en mayor profundidad el cálculo de estos indicadores y sus límites de aplicabilidad en la evaluación comparativa de cuerpos moledores alternativos a escala industrial.

6.5.4 Indicadores de calidad de cuerpos moledores

La calidad intrínseca de las bolas en cuanto a su resistencia al desgaste queda mejor representada por las constantes cinéticas de desgaste, listadas a continuación en orden de creciente preferencia:

- Constante lineal de desgaste, k_d, mm/hr,
- Constante específica de desgaste, k_d^E, μm/(kWh/ton),
- Constante de Benavente, k_d^B.

Como ya se señalará, las ecuaciones que permiten el cálculo de las constantes k_d , $k_d^E y k_d^B$, respectivamente, a partir de los registros operacionales disponibles; evaluaciones que son ciertamente facilitadas por las planillas media charge_wear_ball mills y media charge_wear & impact _SAG Mills de Moly-Cop Tools.

6.5.5 Costo y efectividad de los cuerpos moledores

El término 'costo-efectivo' guarda relación con el componente del costo unitario total de molienda (US\$ / ton mineral molida), aportado por el consumo de bolas de acero:

$$Costo \ Efectivo = Precio * Consumo (\Omega_M^{corr}/10^6)$$
(58)
(US\$/ton) (US\$/ton Bolas) (ton Bolas/ton Mineral)

Naturalmente, los operadores optarán por el proveedor o tipo de bolas que le anticipe o haya demostrado un menor costo-efectivo en su aplicación. El precio de las bolas es una variable cierta, producto de una negociación cliente /proveedor. Sin embargo, la tasa de consumo de las mismas representada en la ecuación 54 por Ω_M^{corr} , debe ser estimada a partir de los registros operacionales pertinentes, y debidamente corregida según lo especificado.

6.6 CRITERIOS OPERACIONALES PARA LA RECARGA CONTINUA DE BOLAS

6.6.1 Frecuencia de recarga

La reposición o recarga de cuerpos moledores a los molinos debe ser idealmente continua, con el propósito de mantener su nivel de llenado con bolas tan estable como sea posible. En consideración a que una bola puede vivir varios meses dentro de un molino, la recarga de bolas turno a turno o día a día puede ser considerada suficientemente continua, para todos los efectos prácticos. No obstante, existen actualmente diseños exitosos de variados dispositivos para recargar bolas a molinos en forma continua y automática.

6.6.2 Tasas de recarga

Los mismos indicadores de consumo referidos, sugieren distintos criterios para la necesaria reposición periódica de cuerpos moledores a un determinado molino; es decir:

- Reponer a una tasa fija de $(\Omega_t \Delta t / 10^3)$ toneladas de bolas, siendo Δt las horas de operación transcurridas desde la última recarga.
- Reponer a una tasa fija de ($\Omega_E \Delta E / 10^6$) toneladas de bolas, siendo ΔE los kWh de energía consumidos desde la última recarga.
- Recargar a una tasa fija de ($\Omega_M * \Delta M / 10^6$) toneladas de bolas, siendo ΔM las toneladas de mineral molido desde la última recarga.

Se recomienda categóricamente la segunda práctica de recarga. Cada cierto tiempo, con ocasión de cada 'grind out' o verificación del nivel de carga en el molino, se podrá determinar el verdadero consumo de bolas no necesariamente igual a la recarga de bolas

entre dos determinaciones de nivel consecutivas, sobre la base de la simple ecuación de balance:

Consumo = Inventario Inicial + Recarga - Inventario Fina (59) La tasa nominal de recarga (gr/kWh) previamente establecida debe ser actualizada, igualándola a la nueva estimación de la tasa real de consumo de bolas que resulta de la correcta interpretación de la ecuación 45.

6.6.3 Verificación del nivel de llenado aparente.

Con cierta mínima periodicidad, dependiente de la variabilidad natural de cada operación específica, se requiere verificar el real contenido de bolas en la carga; para lo cual se ha desarrollado, entre otros, los siguientes dos procedimientos experimentales alternativos:

6.6.3.1 Método 1 : Determinación de la altura libre

Con referencia al esquema insertado en la Tabla 5, este método de difundida aplicación en molinos SAG, consiste en efectuar múltiples mediciones verticales ' h_{xy} ' (a una distancia 'x' del eje del molino y a una distancia 'y' de la boca de alimentación) sobre la superficie de la carga interior del molino y a partir de ellas, estimar la altura libre 'h', definida como la distancia promedio entre el nivel de carga del molino y el punto más alto de su revestimiento interior:

$$h = promedio_{x,y} \{ (D/2) + h_{xy} - [(D/2)^2 - x^2]^{0.5} \}$$
(60)

Si ϕ representa el ángulo formado por los dos radios que apuntan a los límites laterales de la superficie expuesta de la carga, de la geometría del molino se obtiene:

$$\phi = (360/\pi) \arcsin \left[2 (h/D) (D/h - 1)^{0.5} \right] , en \ grados \tag{61}$$

Y también,

$$J = (\phi/360) - (4/\pi) (h/D) (h/D - 1/2) (D/h - 1)^{0.5}$$
(62)

Donde D representa el diámetro interior efectivo del molino y J (o J_b) representa la fracción de llenado aparente, incluyendo los espacios intersticiales en la carga. Las dimensiones D y h deben ser expresadas necesariamente en las mismas unidades de medición.



Tabla 10: Determinación del nivel de llenado de un molino por el Método de la altura libre; desarrollado con la ayuda de la planilla media charge_level de Moly-Cop Tools (1).

Fuente: Elaboración propia

6.6.3.2 Método 2 : número de barras levantadoras expuestas

Este segundo método de difundida aplicación en molinos SAG - consiste en contar el número (N_L) de barras levantadoras (lifters) sobre el manto cilíndrico del molino que son observables a simple vista (es decir, no están ocultas por debajo de la carga) y comparar este valor con el número total (N_{TOT}) de barras levantadoras en una sección transversal completa del molino, para así calcular:

$$\phi = 360 [1 - N_L / N_{TOT}]$$
, en grados
 $h = (D/2) [1 + (1 - \sin^2(\phi/2))^{0.5}]$
(63)

Luego, J (o J_b) puede ser calculada con la Ecuación 48 anterior.

Con posterioridad a cada determinación de nivel de bolas en el molino se debe proceder a ajustar dicho nivel a los valores de referencia establecidos, tomando debida precaución de n

o recargar cantidades de ajuste superiores al equivalente a un 1% de llenado aparente, en menos de 24 hrs de operación. El carguío puntual de grandes cantidades de bolas perturba el equilibrio del collar y particularmente en molinos SAG, puede originar un incremento significativo de fracturamiento de bolas por impacto excesivo. La potencia del molino SAG, no es un indicador confiable del nivel de bolas en su interior; ya que dicha demanda de potencia puede ser también afectada por otras variables operacionales subyacentes o fuera del control del operador. Por lo tanto, no se debe utilizar la recarga de bolas como variable de ajuste de la potencia del molino; la recarga de bolas se debe ceñir en todo momento a los criterios antes planteados.

6.7 EVALUACIÓN DE LA CALIDAD COMPARATIVA DE CUERPOS

6.7.1. MOLEDORES ALTERNATIVOS

Reflejo de la importante incidencia del costo de las bolas en el costo unitario total de los procesos de molienda, un ejercicio recurrente durante la evolución de una determinada faena es la evaluación periódica de distintos tipos de bolas y/o proveedores alternativos de las mismas.

Las metodologías empleadas para tales efectos pueden ser clasificadas en dos grandes grupos: las evaluaciones a escala industrial y los ensayos con bolas marcadas (MBWT) que incidentalmente también se desarrollan a escala industrial no existiendo de momento una metodología suficientemente confiable a escala laboratorio.

Los párrafos siguientes detallan los principales aspectos prácticos a considerar en la planificación y adecuada implementación de estas metodologías para que los resultados a obtener sean lo más representativos y concluyentes que sea posible respecto de la calidad comparativa de cuerpos moledores alternativos. La necesidad de tomar en consideración cada una de las recomendaciones presentadas a continuación resulta lógicamente más imperiosa en cuanto menor sea la real diferencia de calidad por cuantificar.

6.7.2. Ensayos con bolas marcadas (MBWT)

El ensayo con bolas marcadas es la metodología más expedita y ampliamente aceptada para la evaluación simultanea de múltiples tipos de bolas. Sin embargo, a fin de asegurar el éxito de la evaluación, es preciso obedecer variadas consideraciones

En líneas generales, un MBWT consta de las siguientes etapas:

- Definir y codificar los distintos grupos o tipos de bolas en evaluación; por ejemplo, Grupos A, B, C, etc. El número mínimo de bolas que deben constituir cada grupo se define de acuerdo a los criterios establecidos en el referido protocolo, de manera de asegurar un adecuado % de recuperación de las mismas, desde la carga del molino, al término del ensayo.
- 2. Perforar cada bola, desde la superficie hacia el centro, mediante técnicas de electroerosión (EDM) o alguna otra técnica que no altere la microestructura del acero y registrar el peso final remanente. El diámetro (6ϕ a 9ϕ mm) y profundidad de la perforación (10 mm más que la esperada pérdida de radio de la bola) deben ser suficientes para alojar la etiqueta referida en el paso siguiente.
- **3**. Etiquetar cada bola con un código sencillo por ejemplo, B7 (Bola # 7 del Grupo B ...) estampado sobre un pequeño disco de aluminio que se inserta en la perforación, la que luego es sellada con una aleación de bajo punto de fusión, como la Wood Alloy (50% Bi, 25% Pb, 12.5% Cd y 12.5% Sn) que funde a 71°C.
- **4**. Cargar las bolas marcadas en el molino de prueba seleccionado; idealmente todos los grupos al mismo tiempo.
- **5**. Transcurrido un cierto período de operación, también predeterminado, aprovechar alguna detención programada del molino para recuperar (por simple inspección visual de la superficie expuesta de la carga) cuantas bolas marcadas sea posible para determinar y registrar su peso final, junto a la correspondiente etiqueta que la identifica y relaciona inequívocamente a su peso original y variedad de bolas en evaluación. Gracias al bajo punto de fusión de la aleación sellante, ésta puede ser removida con facilidad mediante un leve calentamiento de las bolas recuperadas, antes de ser pesadas.

La pérdida de peso (o diámetro) experimentado por cada bola marcada permite en cada caso el cálculo de la **constante lineal de desgaste, k_d, mm/hr** :

$$k_d = (d^R - d^F)/t$$
 ; mm/hr (64)

No obstante, la aparente simplicidad conceptual del ensayo, el adecuado diseño y ejecución de un **MBWT** exitoso requiere tomar en cuenta un extenso conjunto de consideraciones prácticas, cuyo detalle excede con creces el alcance de la presente publicación. Por lo tanto, se invita a los más interesados a consultar el protocolo respectivo y en caso de optar por un ensayo de este tipo, a trabajar en estrecha coordinación con aquellos proveedores que estén capacitados para perforar y preparar adecuadamente las muestras.

La Tabla 11 siguiente presenta un ejemplo de aplicación de los distintos criterios y consideraciones para el diseño de **MBWT's**, con la ayuda de la planilla **Media Charge_MBWT** de **Moly-Cop Tools** (1), de donde se concluye en este caso que el ensayo debiera prolongarse por aproximadamente 1300 hrs, para alcanzar una pérdida de peso cercana al 50% del peso original de las bolas de 3". Cada grupo debiera estar conformado por al menos 114 bolas marcadas. Como complemento, la Tabla 7 ilustra el posible resultado del ensayo así diseñado, de donde se concluiría que el rendimiento del producto B alternativo sería un 9% peor que el estándar.

Tabla 11 : Ejemplo de diseño de un MBWT; con la ayuda de la planilla media charge_MBWT de Moly-Copls



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 12 : Análisis de resultados de un MBWT; con la ayuda de la planilla media charge_MBWT de Moly-Cop Tools (1).



Fuente: Elaboración propia

El principal atributo de los **MBWT's** es que aseguran idénticas condiciones de prueba para cada uno de los grupos de bolas participantes y además, reduce en órdenes de magnitud el esfuerzo experimental requerido para su implementación, en comparación a los ensayos a escala industrial descritos en la sección siguiente.

Sin embargo, se debe tener presente que los **MBWT's** no podrían cuantificar adecuadamente la eventual proporción del consumo de bolas asociado a la fractura por impacto. Cabe señalar también que esta metodología no es aplicable en casos donde pudiera existir interacciones electroquímicas entre algunos tipos de bolas o de éstos con la carga huésped, como sería el caso profusamente documentado de las denominadas bolas fundidas de alto-cromo.

6.7.3. Evaluaciones a escala industrial

Como contrapunto a los **MBWT's**, reconocidos por su relativamente breve plazo de ejecución (máx. 2 meses) y número ilimitado de tipos de bolas participantes, los ensayos a escala industrial son de muy largo plazo (mín 10 meses) y limitados, en

general, a evaluaciones del producto estándar vs sólo un producto alternativo específico.

En líneas generales, los ensayos a escala industrial consisten en seleccionar un molino de prueba, iniciar su recarga periódica con las bolas alternativas en evaluación, esperar un tiempo prudente (mínimo 4 meses) para permitir la purga del molino de los remanentes de las bolas estándar anteriormente en uso, para finalmente comenzar a acumular registros operacionales, por un período suficientemente prolongado (mínimo 6 meses), que permitan posteriormente evaluar con la mayor certeza posible las diferencias de calidad entre ambos tipos de bolas; utilizando para tal efecto los distintos indicadores de consumo y calidad.

Idealmente, la instalación debiera contar con otro molino de dimensiones y condiciones similares al molino de prueba seleccionado, para el cual se mantenga la recarga con cuerpos moledores estándar. A partir de los antecedentes operacionales recolectados en ambas líneas de molienda, resulta entonces de interés establecer al menos los siguientes tres formatos de evaluación:

Secuencial, que consiste en comparar los indicadores históricos del molino de prueba, pre purga y post purga; por ejemplo siendo '1' el molino 'estándar' y '2' el molino de prueba 'alternativo' el % de incremento del indicador de calidad k_d^E se calcula como:

$$[(k_d^{E}_{2,Post} - k_d^{E}_{2,Pre})/k_d^{E}_{2,Pre}] *100$$
(65)

 Concurrente paralela, que consiste en comparar los indicadores pareados del molino de prueba contra los del molino estándar, operando en paralelo durante exactamente el mismo período, una vez completada la 'purga' del molino de prueba. En este caso, el % de incremento del indicador de calidad k_d^E se calcula como:

$$[(k_d^{E}_{2,Post} - k_d^{E}_{1,Post})/k_d^{E}_{1,Post}] *100$$
(66)

2. Referencias cruzadas, que consisten en establecer cualquiera de las dos comparaciones siguientes:

3a. **Entre períodos (pre y post purga)**, en que se determina la diferencia entre los % de variación de los indicadores del mismo molino, antes y después del período de 'purga' del molino de prueba; por ejemplo:

$$[(k_{d}^{E}_{2,Post} - k_{d}^{E}_{2,Pre})/k_{d}^{E}_{2,Pre} - (k_{d}^{E}_{1,Post} - k_{d}^{E}_{1,Pre})/k_{d}^{E}_{1,Pre}] *100$$
(67)

3b. **Entre molinos**, en que se determina la diferencia entre los % de diferencia de los indicadores entre ambos molinos, que existía antes y que llegó a existir después del período de purga del molino de prueba; por ejemplo:

$$[(k_d^{E}_{2,Post} - k_d^{E}_{1,Post})/k_d^{E}_{1,Post} - (k_d^{E}_{2,Pre} - k_d^{E}_{1,Pre})/k_d^{E}_{1,Pre}] *100$$
(68)

En la práctica, ambas formas de establecer referencias cruzadas conducen a conclusiones equivalentes, en la medida que los indicadores de ambos molinos, previo a la purga, puedan ser considerados estadísticamente iguales ($k_d^{E}_{1,Pre} \approx k_d^{E}_{2}$).

Aplicados a un ejemplo específico, con la ayuda de la planilla media charge_wear_ball mills de Moly-Cop Tools (1).

Para el buen éxito de la evaluación es altamente recomendable asegurar la mayor coordinación posible entre todas las partes involucradas, incluyendo los proveedores de los distintos tipos de bolas:

- Una vez seleccionados los molinos de prueba, se debe procurar señalética en terreno, claramente visible, que identifique sin lugar a dudas el tipo de bolas a recargar a cada molino durante el ensayo en ejecución. Ello en atención a que el error que con mayor frecuencia se comete en estas campañas de evaluación es la indeseada mezcla de distintos tipos de bolas en un mismo molino.
- Lo mismo para los buzones, pilas u otros puntos de almacenamiento de las bolas a recargar, donde se debe señalizar con la mayor claridad a qué molinos ha sido asignado el producto allí almacenado, así como qué productos pueden ser recepcionados en ese espacio.
- Es preciso verificar reiteradamente, durante el transcurso de la evaluación, que todo el personal de operaciones involucrado entiende a cabalidad las definiciones de los dos puntos anteriores.
- Se recomienda realizar reuniones mensuales de coordinación y análisis con los proveedores de los distintos tipos de bolas en estudio. Para tales efectos, cada una de las partes debiera designar un representante coordinador.

- Al inicio, al término y durante todo el desarrollo de la evaluación se recomienda realizar el mayor número posible de determinaciones del nivel de bolas de los molinos, según las recomendaciones formuladas.
- Se recomienda llevar un registro actualizado de anomalías operacionales; tales como, cambios de revestimientos, mantenciones mayores, detenciones no programadas, etc. Se debe registrar también cualquier desviación o no conformidad con respecto a las pautas de carguío establecidas.

6.7.4. Estimación del período de purga

Al intentar comparar dos tipos de cuerpos moledores alternativos se debe necesariamente descartar toda la información generada durante el denominado período de purga del molino de prueba; esto es, el período de tiempo requerido para que se consuman completamente las últimas bolas cargadas del producto estándar o en su defecto, las primeras bolas cargadas del producto alternativo, en caso que este último evento demorase un mayor tiempo esperado en ocurrir. Este período de purga se estima fácilmente con la ecuación dada:

$$t_{max} = (d^R - d^S) / k_d \tag{69}$$

Si ambos tipos de bola fueran de calidad similar, el consumo acumulado de bolas durante el período de 'purga' se deriva de la ecuación dada anterior (para $d^{S} \rightarrow 0$):

$$\Omega_{\rm t} t_{\rm max} / 1000 = 4 \, {\rm W}_{\rm b}$$
 (70)

Concluyéndose que, en la práctica, el período de 'purga' corresponde a la recarga de 4 veces el inventario normal de bolas en el molino; período que normalmente podría alcanzar unos 8 meses e incluso más. Con el propósito de reducir la duración del ensayo, se acostumbra aceptar como razonable un período de 'purga' equivalente al consumo de sólo 2 veces el inventario de bolas en el molino, dado que al cabo de ese período quedaría como remanente menos de un 10% del collar original.

6.7.5. Composición de las bolas de acero

En los molinos SAG, los cuerpos moledores son generalmente esféricas, en la fabricación intervienen una serie de aleaciones teniendo como material base el acero al carbono. A este se le agrega Ni, Cr, Mo, V y otros con el objeto de aumentar alguna propiedad especifica cómo puede ser la dureza, permeabilidad, etc. La determinación del tamaño adecuado de las bolas se hace de acuerdo a las pruebas en planta porque

estas dependen del mineral a moler y la granulometría que se desea obtener en el producto.

Aleaciones de metales	Proveedor	Proveedor
	MOLYCOP (%)	MEPSA (%)
Molibdeno	60 a 61	55 a 56
Cromo	2 a 3	5 a 6
Vanadio	5 a 6	4 a 5
Cobalto	10 a 12	15 a 16
Carbono	3 a 4	2 a 4
Níquel	4 a 5	5 a 6
Hierro	9	6

Tabla 13 : Composición de las bolas de acero

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO VII.

ANÁLISIS DE RESULTADOS Y SIMULACIÓN DINAMICA

7. Evaluación de trayectorias en función de la velocidad en el interior del molino SAG

EDEM es el programa DEM 3D de gran alcance de Dinámica Granular Internacional que produce partículas de aspecto realista a continuación, con rapidez y precisión simula su comportamiento dentro de los sistemas de manejo de materiales a granel.

Esta herramienta ha sido configurada con la ayuda de códigos computacionales basado en DEM y es usado para simular el movimiento de rocas y elementos moledores en molinos SAG, de Bolas donde es posible predecir el perfil de la carga dentro del molino para diferentes condiciones de operación donde también es posible es proveer predicciones de:

- El consumo de energía
- La distribución de la energía de impacto
- Desgaste de linners
- Los esfuerzos de stress en el shell del molino

Los resultados de la simulación son mostrados como datos tabulares, gráficos y videos con una animación computacional del cascadeo de las rocas y bolas la fácil configuración CAD importación geometría y simulación en un solo vistazo los datos de desgaste y potencia gráfica y 360° envolventes ver película transiciones espectros de energía de partículas Límites periódicas, Ajuste geometrías, partículas y el tiempo de simulación al procesar.

Se implementó un programa computacional en ambiente matlab para la simulación del movimiento del material en el interior de un molino SAG. En esta primera etapa se estudia el movimiento de las bolas suponiendo estado bidimensional haciendo uso del método numérico de los elementos discretos (DEM). Datos experimentales obtenidos de Mishra permiten cuantificar numéricamente las velocidades de las partículas, el movimiento y las fuerzas de impacto que se producen. Se establecen las ecuaciones de la dinámica del contacto entre dos cuerpos a partir de la ley de Newton y de una relación esfuerzo deformación. En este trabajo se utiliza la ley de Cundall y como primera aproximación se desprecian los efectos tangenciales del roce y de la amortiguación. Se genera el modelo de impacto entre bolas y bolas, entre bolas y lifter y entre bolas y paredes. Se simula para distintas condiciones

de operación respecto a la velocidad crítica usando dimensiones reales para un molino SAG. Los resultados permiten cuantificar velocidades, trayectorias y fuerzas de impacto.

6.1. Generalidades.

Para el uso de esta herramienta, los datos requeridos para la simulación son los siguientes:

- Diámetro del molino
- Longitud de molino
- Velocidad del molino (RPM % de la velocidad critica)
- Porcentaje del nivel de volumen de llenado de carga
- Porcentaje de nivel de llenado de bolas
- Material de Linners
- Número de lifter
- Perfil del lifter
- Composición de la carga, que incluya los medios de molienda y las partículas de mineral que permite hasta 6 tamaños de distribución de partículas no menor de 3"

El proceso de molienda utiliza una gran cantidad de energía eléctrica, considerando que poseen una potencia media cercana a los 24000 kW. Lamentablemente solo alrededor del 5% de esta energía es utilizada en reducir el tamaño de la carga por medio de los impactos. Es indispensable entonces el estudio del movimiento y de las fuerzas involucradas en la conminución, para el diseño y optimización de la operación.

Al comienzo se estudió el comportamiento dinámico y cinemático de cada elemento de la carga, sin mucho éxito. Luego se realizaron extensos ensayos de laboratorio, en busca de relaciones entre los parámetros de funcionamiento de los molinos, obteniéndose algunos, pero que solo pueden ser aplicables a un restringido rango de situaciones. Finalmente con la aparición de los computadores, se crearon algoritmos para describir el comportamiento de los medios granulares, lo que permite simular numéricamente los molinos rotatorios en pleno funcionamiento. Estas simulaciones son las que entregan con mayor exactitud y eficiencia todos los datos sobre los parámetros de funcionamiento de los molinos SAG y son los más ampliamente utilizados en la actualidad.

7.1.1 Método analítico

Este método, desarrollado por Davis en 1919 es el primero en explicar el comportamiento del movimiento de la carga dentro de un molino a través de la dinámica y cinemática de los cuerpos (minerales), estudiados por separado. Al analizar sólo un cuerpo (bola o disco), se obtienen las fuerzas y movimiento de éste al interaccionar con la carcasa y revestimientos del molino, sin embargo, este análisis se complica al considerar más de una bola, las cuales no solo interactúan con la carcasa del molino, sino también entre ellas. Pese a las simplificaciones de este modelo, en el que se considera solo una bola, se pueden obtener buenos resultados al determinar la fuerza máxima de impacto de una bola sobre la carcasa del molino. Este modelo fue estudiado y perfeccionado por Powell, el cual le adiciona los revestimientos y barras de lifters al modelo, realiza un completo estudio sobre el método analítico de Powell.

7.1.2 Método numérico

Para desarrollar la modelación es necesario usar algún método que simule el comportamiento de un medio granular. Este trabajo usa el denominado método de elementos discretos (DEM).

Entre los autores que han realizado modelaciones numéricas a partir de este método se destacan Mishra y Rajamani, los cuales fueron los pioneros al utilizar el modelo numérico para la simulación de molinos SAG, y Paul Cleary, el cual ha adicionado importantes modificaciones a los modelos de molienda, que implican una mayor exactitud en los resultados.

Además, se han realizado muchas experiencias de laboratorio, en las cuales se acondicionan molinos de menor tamaño para obtener datos a través de sensores alojados en su interior o en los elementos de molienda. Estos modelos empíricos no han tenido mucho éxito debido al hostil medio de molienda y a los delicados instrumentos de medición, además de que no consideran las no linealidades entre los datos calculados en un molino pequeño y uno de gran tamaño, como es un molino SAG.

Simulaciones computacionales de medios granulares.

En el proceso de disminución de tamaño de materiales a través de la molienda tanto SAG como convencional, se trabaja con el medio granular constituido por los mismos minerales y por las bolas de acero de molienda.

Las simulaciones se han convertido en una herramienta común en el diseño y optimización de procesos industriales en los que se manejan materiales en estado granular. Se han realizado intentos de adaptar simulaciones de fluidos a los flujos de masa de medios granulares sin mucho éxito.

7.1.3 Simulación del contacto

En el algoritmo de DEM, los contactos se llevan a cabo entre los dos elementos básicos del modelo, los cuales son las bolas (que tienen la posibilidad de producir un traslapo entre sí) y los muros (elementos rectos rígidos).

Cuando un contacto es detectado se aplica el modelo numérico de contacto desarrollado por Cundall, el cual, aunque es el más sencillo, es el más utilizado en este tipo de simulaciones.

En general existen dos tipos de aproximaciones que pueden ser adoptadas para actualizar las trayectorias de las partículas en contacto.

7.1.4 Modelo de cuerpo rígido

La primera categoría de modelo es el llamado hard body o cuerpo rígido, el cual actúa directamente sobre las trayectorias, es decir, cuando se produce una colisión, las trayectorias de los dos granos se actualizan, para reflejar la situación inmediatamente después del impacto. Este tipo de aproximación impone colisiones instantáneas e individuales, por lo tanto, es favorable para simulaciones en que se consideran medios como los gases, donde se observa un comportamiento orientado a la colisión, pues la simulación es desarrollada como una secuencia de colisiones.

7.1.5 Modelo de cuerpo blando

Es la segunda categoría de modelos existentes, llamados soft body o cuerpo blando. En este caso se actúa sobre las fuerzas conductoras de los elementos. Cada colisión produce una fuerza, que al introducirse a una sumatoria de fuerzas generan una aceleración, velocidad y posición del elemento. Este tipo de modelos permite a los granos superponerse para computar la fuerza y el tamaño de este traslapo. En este caso los contactos no son instantáneos, sino continuos, por lo que las simulaciones que utilizan este tipo de modelo deben discretizar el tiempo para converger a una solución deseada.

Las modelaciones numéricas de los contactos entre granos en un medio granular, deben contemplar varias situaciones, como son:

- Colisiones dinámicas individuales.
- Contactos cuasi-estáticos.
- Contactos estáticos.

Para poder reproducir todos estos casos con el mismo modelo de contacto, a menudo se prefiere el modelo de cuerpo blando en vez del de cuerpo rígido.

Las fuerzas computadas por el modelo de cuerpo blando deben ser repulsivas y disipativas. La repulsión es un reflejo de la elasticidad del material. La disipación de energía es un tópico delicado, debido a que muchos mecanismos participan de la disminución de energía, como son la deformación plástica, la disipación de temperatura, vibraciones, etc.

En una colisión individual, todos estos agentes disipativos son considerados al introducir el coeficiente de restitución, definido como la razón entre las velocidades relativas antes y después del impacto entre dos granos. Idealmente, esta relación debe ser elegida de acuerdo a las características reales del material, para ser implementada en el modelo numérico con el fin de que refleje fielmente la disipación de energía. Desafortunadamente, la mayoría de los modelos tallan en la implementación precisa de este concepto.

La historia de los modelos numéricos de contacto comienza a finales de los setenta con el modelo visco elástico ideado por Cundall y Strack (cuyo modelo es el que se utiliza en este trabajo), seguido por el modelo visco elástico no-lineal de Kuwabara y Kono, y el modelo elastoplástico de Walton y Braun, y otros modelos basados en la histéresis.

La mayoría de los avances en el ajuste de estos modelos provienen de la comparación de simulaciones numéricas simples con resultados empíricos (cuando es posible obtener datos), lo cual permite optimizar los diseños y calibrar los modelos.

El modelo de contacto utilizado está dentro de la categoría de los modelos soft body o cuerpo blando, el cual se caracteriza porque las fuerzas de contacto se desarrollan por el traslapo que se genera de una bola sobre otra (contacto bola-bola), o de una bola sobre un muro (bola-muro). Ambos contactos son semejantes, pero no iguales, debido a que solo las bolas están capacitadas para generar un traslape, pero los muros son considerados cuerpos rígidos. En cada contacto generado, el modelo es responsable de actualizar las fuerzas que reflejarán la nueva situación.

Durante la interacción bola-bola o bola-muro, es relativamente fácil aplicar un modelo de contacto, lo cual puede hacerse incluso, sin la necesidad de una simulación numérica. El problema se genera cuando hay más bolas que se contactan entre sí, lo cual es más difícil de representar, pues se producen fenómenos que no pueden ser analizados en forma particular, debido al comportamiento como fluido-sólido del medio granular. Es por este motivo que es necesario analizar mediante la simulación cada uno de los casos más generales.

Se utiliza un modelo bidimensional (2D), donde las bolas se simulan como discos, aplicándoles las siguientes leyes físicas.

- La segunda ley de Newton: a través de las fuerzas aplicadas a los discos se puede obtener su movimiento.
- La ley de fuerza-desplazamiento, usada para cuantificar la magnitud y dirección de las fuerzas de contacto (teoría de contacto numérica).

Cabe notar que los desplazamientos de las partículas son mucho mayores que las deformaciones de estas, por lo que se consideran los elementos como cuerpos rígidos. Pese a esto, se incorpora la capacidad de superponerse un disco sobre otro, de acuerdo a las fuerzas de contacto, como si existiera un resorte, lo que sirve para obtener fuerzas de contacto y deformaciones. Cada disco puede ser analizado en forma independiente según la figura.



Figura 46 : Modelo de interacción entre discos. incluye fuerzas normales F_n de interacción y fuerzas tangenciales F_s

Fuente: Manual de física clasica

De acuerdo a demostraciones empíricas (que pueden verse ejemplificadas con mayor detalle en referencia, una modelación más precisa de la deformación no implica necesariamente obtener una mejor aproximación.

7.1.6 Contactos múltiples

La calibración de los parámetros utilizando datos experimentales efectuados a una colisión individual no provee con precisión la disipación de energía en el momento en que la hola o partícula se ve enfrentada a muchos contactos simultáneos. Los contactos múltiples no siguen el mismo esquema de compresión-expansión que los contactos individuales, debido a que generalmente se observan fases de recaiga o recompresión que actúan antes de que el contacto llegue a su fin.

Esto puede ser explicado considerando la situación en que dos bolas generan un contacto entre ellas, pero antes de que éste se termine y ambas bolas sigan su camino, se encuentre

una tercera bola que empuja a una de las dos que se encuentran en contacto, produciendo una recarga en la bola libre. Si se utiliza sólo el método visco elástico, se fallará en proveer una respuesta precisa del fenómeno, debido a la forma con que el modelo disipa energía. El modelo elastoplástico, como el que ha sido desarrollado por Walton y Braun, introduce una mejora al método de disipación, pero posee otros problemas en su formulación como es la pérdida de control cuando el traslapo llega a su máximo.

Recientemente, Pournin propuso una nueva aproximación diseñada para permitir el control total sobre la disipación de energía durante las sucesivas fases del contacto.

Para comprender como trabaja cada uno de los modelos mencionados, se muestra a continuación en la Figura, los diagramas Fuerza-traslape de cada uno de estos.



Figura 47 : Comparación entre los distintos tipos de modelos numéricos de contacto desarrollados. El área achurada representa la energía disipada en el contacto.

Fuente: Software DEM

El modelo puramente elástico no disipa energía. El modelo visco elástico de Cundall, introduce disipación de energía a través de la componente viscosa del amortiguamiento, produciendo una trayectoria elíptica sobre el diagrama. El modelo de Walton cuenta con deformación plástica, sin embargo, la re-compresión sigue la misma trayectoria, observándose una falla, ya que no disipa más energía, aunque la re-compresión se produce casi al final de la compresión inicial. La compresión inicial se ve en gris claro, y la re-compresión en gris oscuro. El modelo de Pournin elige diferentes trayectorias para cada fase de carga y descarga, además de que controla la deformación total por medio de una fase de retorno no plástico.

7.1.7 Rigidez del material

La rigidez normal K_n del material, en las unidades N/m, es determinada en un ensayo experimental soltando una bola sobre un yunque, pudiendo o no colocarse sobre el yunque unas pocas capas de material de molienda. De esta manera se pueden obtener impactos metal-metal y metal-material.

La rigidez tangencial es determinada mediante el punto de vista teórico, a través de la razón de Poisson, la cual varía entre 0 a 0.5. La teoría de contacto de Hertz para esferas asigna a la rigidez tangencial K_s un valor que varía entre 2/3 a 1 de K_n Cundall y Strack muestran en sus simulaciones que los resultados no cambian cuando K_s/K_n varía entre 2/3 a 1. En el modelo de resorte-amortiguador, se deben determinar los valores de la rigidez y de amortiguamiento. El valor de la constante de amortiguamiento es determinado a través del coeficiente de restitución del material, que es la medida de energía perdida durante la colisión, y es igual a la razón entre la velocidad relativa de separación después del contacto y la velocidad relativa de aproximación antes de éste. Corkum, demostró que, para un coeficiente de restitución e dado, la constante de amortiguamiento C_n es:

$$C_{n} = \frac{21n(e)\sqrt{K_{n}m}}{\sqrt{\left(\left(1n(e)\right)^{2}\right) + \pi^{2}}}$$
(69)

donde $m = \frac{m_1 m_2}{m_1 + m_2}$, m_1 y m_2 son las masas de los dos cuerpos en contacto. Si m_1 es mucho mayor a m_2 , como en el caso de una bola en contacto con un muro, se considera a m solo como la masa del disco. Aparentemente de la ecuación anterior, la constante de amortiguamiento es función de la rigidez del material, por lo que la energía disipada depende directamente también de la rigidez. Así, antes de elegir un valor para K_n, debe hacerse un análisis paramétrico para estudiar el efecto de la rigidez del material sobre la energía disipada en el contacto. En un experimento numérico, una bola de 0.15 kg de masa es soltada sobre una placa desde una altura de 0.2 m. El coeficiente de restitución fue fijado en 0.3. La energía disipada, para un valor de amortiguamiento dado, no cambia con la rigidez.

7.1.8 Coeficiente de restitución

Uno de los principales parámetros a ser abordados es el coeficiente de restitución del material, el cual debe ser correctamente establecido, dado que su valor depende de varios factores. Este coeficiente, que ya fue definido anteriormente está dado por.

$$e = \frac{\int Rdt}{\int Pdt} \tag{70}$$

Donde $\int Rdt$ y $\int Pdt$ son los impulsos en las fases de deformación y de restitución respectivamente. Usando la ecuación anterior sobre dos discos moviéndose en la misma dirección después del impacto, el coeficiente de restitución puede ser obtenido de:

$$e = \frac{(V_b)_2 - (V_a)_2}{(V_a)_1 - (V_b)_1} \tag{71}$$

Donde V_a y V_b , son las velocidades normales de los discos a y b respectivamente. Los subíndices 1 y 2 se refieren a los momentos justo antes y después del impacto. Midiendo experimentalmente estas velocidades relativas, se puede determinar el coeficiente de restitución. Sin embargo, el coeficiente de restitución no es una propiedad del material, sino que depende considerablemente del tamaño, forma, y de la velocidad de impacto entre los cuerpos. Es por esta razón que se hace necesaria la medición de este parámetro bajo las condiciones que se presentarán físicamente, es decir, dentro del molino de bolas.

Dos tipos de colisiones son las que generalmente se observan dentro de un molino de bolas. Las bolas que adquieren movimiento en catarata, impactan los revestimientos directamente. Este tipo de colisión es la llamada bola-muro. Otras bolas adquieren movimiento en cascada, lo cual hace más difícil la determinación del coeficiente de restitución, debido a que los impactos son de muy baja energía. Un tercer tipo de impacto se produce entre las bolas en medio del vuelo, la cual es considerada como una colisión bola-bola.

Para determinar el coeficiente de restitución para la colisión bola-muro, se realiza un ensayo de caída libre de una bola. En este experimento, bolas de diferente tamaño son lanzados desde una altura fija, la que se determina de la altura promedio de caída dentro de un molino: 30 cm. De esta manera el coeficiente de restitución se determina de:

$$e = \sqrt{h_1/h_2} \tag{72}$$

Donde $h_1 y h_2$ son las alturas de rebote y caída respectivamente. Para diferentes tamaños de bola el coeficiente de restitución varía entre 0.4 y 0.6.

Por otro lado, para determinar el coeficiente de restitución de la colisión bola-bola, se realiza un ensayo con péndulos. Aquí dos esferas perfectas son sujetadas de cordeles inelásticos. Los péndulos son suspendidos frente a un tablero cuadriculado. Uno de los péndulos se dejará en reposo, mientras que el otro es sujetado para variar su altura, hasta ser lanzado. Nuevamente las alturas de las bolas antes y después del impacto son medidas. En este caso, el coeficiente de restitución es determinado de la siguiente ecuación:

$$e = 2\sqrt{h_1/h_2} - 1 \tag{73}$$

donde h_1 es la altura de rebote de la bola que originalmente se mantiene en reposo, y h_2 es la altura de caída de la bola impactante.

Se observa de este ensayo, que el coeficiente de restitución no varía mucho. El valor promedio de este se fija en 0.9, el cual será considerado para los impactos entre bolas en vuelo.

7.1.9 Coeficiente de roce

En el modelo de contacto, la fuerza producida por el amortiguamiento en la dirección tangencial (corte) está restringida a un valor máximo. Esta fuerza máxima está dada por:

$$F_{s(max)} = \mu F_n \tag{74}$$

donde μ es el coeficiente de roce y F_n es la fuerza normal de contacto. Sí el valor absoluto de la fuerza tangencial excede a $F_{s(max)}$, se produce un deslizamiento. Para esta situación, es omitida la fuerza del amortiguador en la dirección de corte, tornándose en un contacto por fricción.

Rose y Sullivan determinaron el coeficiente de roce para las condiciones de operación de un molino SAG, donde se entregan valores promedios.

Para la simulación numérica desarrollada en este trabajo, los parámetros son escogidos de acuerdo a los valores experimentales desarrollados, pero además considerando el comportamiento que la carga tiene realmente. Es por esto que, para disminuir el tiempo

de iteración, se ha elegido ocupar una rigidez del contacto de 400000 N/m, lo cual corresponde a la rigidez del contacto entre una bola de acero contra una capa de materiales particulados, tal como lo que ocurre en un molino. En este trabajo no se ha considerado el efecto del roce, dejando su estudio para trabajos posteriores.

7.1.10 Comportamiento de la carga

Se realiza un estudio del comportamiento de las bolas en el proceso de molienda, observando sus trayectorias, y las velocidades, para que a través de la simulación, se observen los fenómenos que se producen en el interior de un molino real. Este tipo de fenómenos no pueden ser analizados por ningún otro tipo de sistema, por lo que el modelo planteado constituye una importante ayuda para obtener información sobre el proceso de molienda.

El análisis se realizará considerando diferentes velocidades de trabajo de un molino SAG, cuyos parámetros de operación son los siguientes: cantidad de bolas: 150, diámetro de bolas 127 mm. diámetro molino: 12.2 m, cantidad de lifters: 72, radio lifters: 5 cm, nivel de volumen de carga: 30 %, tiempo de molienda: 8 s, intervalo de tiempo usado para la integración: 10"3 s. rigidez de contacto: 400000 N/m, Tiempo de integración: 5 s. para las simulaciones se usa la velocidad de giro del molino como un porcentaje de la velocidad critica que en nuestro caso es de 9.59 rpm.

7.5.11. Velocidad de giro 40%

En la Figura siguiente, se observa la simulación del modelo de molino para una velocidad de giro de 40% de la velocidad critica (3.84 rpm).



Figura 48 : Simulación de un molino SAG de 12.2 m de diámetro. 40% velocidad crítica Fuente: Software DEM

De la Figura anterior, se puede observar las diferentes velocidades que adquieren las bolas al rotar el molino, (indicada en colores o en tonalidades de blanco y negro) Se puede observar una zona, localizada en el centro del riñón (denominada así por la forma que adquiere la carga), donde el movimiento de las bolas es escaso, por lo que la velocidad es reducida. Rodeando esta zona, se encuentran dos capas de mayor velocidad. La capa superior corresponde a la de mayor velocidad, producto del derrumbamiento de la capa que queda encima del riñón, denominado movimiento en cascada. La otra capa está debajo de la zona de bajo movimiento, la cual posee una menor velocidad que la capa superior, aunque no deja de ser considerable.

Producto de la cercanía de las capas de alta y baja velocidad, se producen zonas de cizalle, que se encuentran entre estas capas, donde se produce una molienda por abrasión y fricción. Para esta simulación no se observa el movimiento en catarata

En un molino SAG real, el mecanismo de molienda más común es el realizado por la abrasión producida por la fricción entre los minerales. Este tipo de mecanismo se asocia al producido en el mecanizado de un material a través de un esmeril. A través de este proceso se desprende material particulado de las rocas de minerales.

7.5.12. Velocidad de giro 60%

En la Figura siguiente, se muestra la simulación efectuada para una velocidad de operación de 60% de la velocidad crítica, la que corresponde a 5.75 rpm. Como se observa, nuevamente se ve la zona de baja velocidad cercana al centro del riñón, rodeado por las capas de más alta velocidad. Fin este caso, se han incrementado las velocidades de las capas producto del incremento de la velocidad de rotación del molino. Se observa claramente un incremento en la velocidad de las bolas en cascada, en la parte superior del riñón y producto esta mayor velocidad se observa una mayor inclinación en la forma de riñón que constituye la carga.

Se observan con mayor claridad las diferentes capas de velocidades de las bolas, identificándose intuitivamente las zonas de abrasión. En la simulación no se observan bolas con movimiento de catarata.



Figura 49 : Simulación de un molino de 12.2 m de diámetro. 60% velocidad critica. Fuente: Software DEM

7.5.14. Velocidad de giro 80%.

En la figura siguiente, se observa la simulación para una velocidad de 80% de la velocidad crítica, la que corresponde a 7.67 rpm.

Se observa nuevamente la zona de baja velocidad cerca del centro del riñón, rodeado de las zonas de alta velocidad, las cuales han incrementado su magnitud, debido a la mayor rotación del molino. De este gráfico se pueden observar además unas bolas que han salido despedidas fuera del riñón que manifiestan un movimiento parabólico en caída libre (movimiento en catarata). Este movimiento es de especial importancia pues es el que produce las más altas magnitudes de las fuerzas de impacto, por lo que es conveniente controlar la velocidad de giro del molino para que las bolas con este movimiento caigan sobre el pie de la carga y no sobre los revestimientos y carcasa del molino, lo que ocasionaría altos desgaste en las corazas en el interior del molino.

Las bolas que adquieren el movimiento de catarata son las causantes de otro mecanismo de molienda conocido como impacto. La molienda por impacto es producida con menor frecuencia que la molienda por abrasión dentro de un molino SAG real, pero posee mayor importancia, puesto que en este caso los minerales no solo pierden masa por desgaste, sino que se fracturan, agrietan y parten, produciéndose una disminución de tamaño mayor. No obstante, no solo los minerales están expuestos a estos mecanismos de molienda, sino también las bolas de acero de molienda, las cuales deben ser fabricadas de tal manera que deben contar con la dureza necesaria para evitar la abrasión y por otro lado deben tener la resistencia apropiada para soportar los impactos. Es sabido que las propiedades de dureza y resistencia de los materiales son opuestas. La demanda

de una produce inmediatamente el déficit de la otra. A esto se debe agregar que las bolas deben tener un precio bajo, para que sea rentable la molienda por este medio.



Figura 50 : Simulación de un molino de 12.2 m de diámetro 80% velocidad crítica. Fuente: Software DEM

Es por ello, que el estudio numérico del comportamiento del proceso de molienda, y de cómo se comportan las bolas, es muy útil para la comprensión del fenómeno, agregándose a esto la factibilidad de obtener los valores de las fuerzas de contacto de cada bola en cualquier momento.

7.5.15. Velocidad de giro 100%

En la figura siguiente, se observa la simulación del molino operando al 100% de la velocidad crítica, lo que corresponde a 9.59 rpm. Se puede observar el movimiento y velocidades de las bolas dentro del molino. En este caso la velocidad de giro corresponde al 100% de la velocidad critica, lo que significa que la capa de bolas en contacto con la carcasa del molino es centrifugada cuando adquiere la velocidad tangencial en este punto producto de la rotación del molino. A pesar de esta velocidad, aún se puede observar la zona de baja velocidad, aunque es más reducida. Se observa gran cantidad de bolas en movimiento de catarata, y otras adheridas a la carcasa del molino, producto de la centrifugación. Se observa además que el ángulo entre el pie y el hombro de la carga (riñón) es aún más inclinado, comparado con los casos anteriores. Operar a esta velocidad no resulta conveniente, puesto que gran parte de las bolas se

encuentran adheridas a la carcasa, lo que produce un efecto de disminución de diámetro del molino y una disminución del nivel de llenado dentro de este, lo que hace variar las condiciones de operación en forma notoria. Además, el movimiento de las bolas es más caótico, por lo que resulta difícil de controlar.



Figura 51: Simulación de un molino de 12.2 m de diámetro 100% velocidad crítica. Fuente: Software DEM

7.5.16. Comportamiento de la trayectoria descrita

En el proceso de la molienda, existe un patrón de comportamiento de las bolas, dependiendo del lugar que estas ocupen dentro del riñón. Es así como las bolas que se encuentran en las diferentes capas de velocidad del riñón se mantienen en esta. En la Figura siguiente se muestra una simulación en la tapa de descarga en el molino estándar definido anteriormente, funcionando al 60% de la velocidad crítica. De esta simulación se siguen las trayectorias de la carga que se encuentran en diferentes capas de velocidades, una de baja velocidad y una a alta velocidad (periferia del riñón de carga).



Figura 52 : Comportamiento de la trayectoria de la carga que sale de un molino hacia el trunnion.

Fuente: Software de simulación EDEM

- a) Trayectoria de la carga levantador de pulpa radial convencional
- b) Trayectoria de la carga levantador de pulpa radial curvo

Interpretación de gráficos de simulación

En la figura anterior (b) se observa la trayectoria de la carga que se encuentra en una capa externa del riñón, de alta velocidad. A medida que el molino gira y la carga es revuelta, esta carga permanece en la misma capa externa. Esta capa al poseer mayor velocidad, produce mayor cantidad de desgaste, lo cual es favorable para la evacuación. Este es un fenómeno común dentro de la molienda con molinos rotatorios, se hace un ensayo experimental, en el que se filma el interior de un molino de laboratorio para observar el comportamiento de la carga, obteniendo resultados concordantes.

En la Figura anterior (a), se muestra la trayectoria de la carga que se encuentra en una capa interior del riñón, cerca del centro de este. Se puede observar que tras el movimiento de la carga, la carga permanece en la misma capa de baja velocidad y más
aún, casi en el mismo lugar. Al ser esta capa de menor velocidad y menor traslación de carga, produce una menor cantidad de desgaste y menor evacuación de la carga, siendo desfavorable para el proceso de molienda.

Este tipo de comportamiento es importante al considerar que, para una velocidad dada de giro del molino, las bolas permanecen trasladándose en la misma capa del riñón, por lo que las bolas de capas más externas, sufrirán un mayor desgaste que las bolas de las capas internas.

De los 2 ejercicios de simulación se comparó las tasas de descarga se predice una mejora de al menos 10% en la capacidad de evacuación con el diseño de levantador de pulpa radial curvo.

7.5.17. Fuerzas de contacto

El proceso por el cual se lleva a cabo la molienda es en extremo hostil, debido a que se aprovecha la caída y fricción entre las bolas para producir fracturas y quiebres a la carga constituida de minerales. Es por esto que es necesario, cada cierto tiempo de procesamiento, introducir más bolas de acero para molienda, puesto que estas también se van desgastando y quebrando, aunque de forma menor que los minerales. Se hace importante entonces hacer un estudio sobre las fuerzas de impacto entre las bolas y entre estas con la carcasa del molino y los lifters que sirven para ayudar a elevar la carga.

Antes de la aparición de los modelos numéricos de molinos SAG, se intentó hacer un análisis experimental de las fuerzas a las que se encuentra expuesto el molino en proceso, para poder optimizar el diseño de éste y redefinir los parámetros de operación. Dunn y Martin, colocaron acelerómetros dentro de las bolas de molienda, para medir la velocidad de contacto y así estudiar las tuerzas de impacto máximas generadas en un molino SAG. Los ensayos experimentales, son muy difíciles de obtener, tanto por las condiciones de operación, como por lo delicado de los instrumentos de medición, por lo que este tipo de procedimientos tiene poco desarrollo, y son escasos los datos recopilados a través de estos.

Las apariciones de los modelos teóricos significaron un desarrollo en la obtención de datos del proceso de molienda, y por lo tanto, aportes al mejoramiento del diseño de molino, aunque se basan en principios muy simplificados, como es el caso de Powell,

quien creó un modelo teórico de molienda en el cual se describe el comportamiento de una bola dentro del molino.

Teniendo en cuenta estos parámetros se realiza una simulación al 80% de la velocidad crítica, lo que corresponde a 7.67 rpm para este molino, debido que esta es la velocidad de operación de la mayoría de los molinos SAG.



Figura 53 :(a) Modelo de molino empleado en la simulación para cuantificar las fuerzas de impacto (b) gráfico del número de contactos, para la interacción bola-bola al 78% de la velocidad crítica. Fuente :Software DEM

Interpretación de gráficos de simulación

En la Figura anterior (a), Se ve la simulación realizada. Se puede observar claramente las bolas que poseen movimiento de catarata, las que salen despedidas por encima del riñón formado por la carga. En la simulación, son registrados los valores correspondientes al valor máximo de la fuerza de contacto generado en un impacto, ya sea entre dos bolas, o una de estas con un revestimiento o un lifter. Del registro, se contabiliza el número de veces que se han producido, determinándose la frecuencia de impactos que se llevan a cabo con ese valor de fuerza.

En la Figura anterior (b), Se observa el gráfico correspondiente al contacto bola-bola, para el modelo mencionado. Se puede observar que el mayor número de contactos producidos posee baja fuerza de impacto, donde la mayoría genera fuerzas de 300 N (si se considera que las bolas pesan más de 4.5 kg y el molino es de 12.2 m de diámetro). Se ve una tendencia decreciente, para valores de mayor fuerza de contacto, aunque a

2500 N, se observa un leve aumento que puede ser adjudicado al movimiento de catarata de las bolas.

Importancia de la simulación dinámica

Las simulaciones realizadas nos muestran una característica de los molinos que es el uso de los cuerpos moledores que son grandes y pesados con relación a las partículas de mena, pero pequeñas con relación al volumen del molino y que ocupan menos de la mitad del volumen del molino.

Cuando el molino gira los medios de molienda son elevados en el lado ascendente hasta que se logra una situación de equilibrio dinámico donde los cuerpos de molienda caen en cascada y en catarata sobre la superficie libre de los otros cuerpos alrededor de una zona muerta donde ocurre poco movimiento hasta el pie de carga.

Se pueden distinguir 3 tipos de movimientos en un molino rotatorio:

- rotación alrededor de su propio eje

- caída en cascada, donde los medios bajan rodando por la superficie de los otros cuerpos sobre el pie de carga.

- caída en catarata que corresponde a la caída libre de los medios de molienda.

La magnitud del elevamiento que sufren los medios de molienda depende de la velocidad de rotación y del tipo de revestimiento. A velocidades relativamente bajas y con revestimientos lisos, los medios de molienda tienden a rodar al pie de carga y la conminucion es principalmente abrasiva esta caída en cascada produce molienda más fina, con producción de polvo y aumento del desgaste de revestimiento.

A velocidades mayores los cuerpos de molienda son proyectados sobre la carga para describir una serie de parábolas antes de caer en el pie de carga, esta caída en catarata produce conminucion por impacto y un producto más grueso con menos desgaste del revestimiento.

La velocidad critica del molino es la velocidad mínima a la cual la capa exterior se el medio de molienda se adhiere a la superficie del cilindro debido a la fuerza centrífuga.



Fuente: Software de simulación EDEM

En la figura se observa la trayectoria de la caída de los elementos molturantes en función del volumen de carga y la velocidad critica.

CONCLUSIONES

- Se logró optimizar el flujo de descarga del molino realizado con la modificación de diseño curvo de pulp discharger, minimizando de esta manera el efecto de recirculación de la carga.
- Se aumentó el tonelaje procesado de 70 000 tpd a 72000 tpd, que es un incremento 2000 tpd. Este dato fue medido en una prueba realizada del pulp discharger en un periodo de 3 meses.
- Se realizó la mejora del diseño de los pulp lifter (levantadores de carga) que ayuda la capacidad de evacuación de la pulpa hacia el trommel, con el nuevo diseño más curvo de los levantadores de carga.
- Se logró aumentar el flujo de evacuación de la cámara de molienda hacia los levantadores de carga por lo consiguiente se minimiza el reflujo.
- Se determinó que los revestimientos que tienen mayor desgaste son los shell linners del lado descarga del cilindro o manto.
- Se monitoreo el desgaste de revestimiento del shell y se afirma que los revestimientos logran tener una duración de aproximada de 6 meses.
- Se regulo la velocidad critica con la restricción de que la catarata de bolas siempre caiga en el pie de carga y de esta manera evitamos el daño a los revestimientos del cilindro.
- Desde el punto de vista de la ingeniería la solución propuesta permite un rápido y
 eficaz análisis, diagnóstico y conocimiento del estado evolutivo del desgaste de los
 revestimientos en la tapa de descarga.
- Gracias al uso de la herramienta DEM para la simulación que nos permite predecir los desgastes acelerados de liners o forros del cilindro como también los esfuerzos de stress que se dan el en cilindro.
- Además, el solo hecho de conocer una predicción expresada en intervalos de confianza de las probables fechas de recambio de los revestimientos y parrillas de descarga el cual nos permite programar y planificar las fechas de mantención general de la planta SAG para optimizar el trabajo de la planta concentradora.

RECOMENDACIONES

- Continuar evaluando el circuito del molino SAG para encontrar las oportunidades de mejora en el diseño de levantadores.
- Mantener un programa de mantenimiento preventivo a los instrumentos de campo, ya que la información que envían de estos depende el buen funcionamiento del sistema.
- Controlar la carga de bolas a los molinos, ya que estos medios moledores nos permitirán una buena molienda.
- Estos resultados, sumados a los conocimientos atribuidos a la experiencia, son la base de la toma de decisiones y acciones futuras a realizar, por parte de los ingenieros supervisores y analistas de mantención. También es posible contrastar la duración y rendimientos productivos que ofrecen los proveedores y fabricantes de revestimientos y parrillas de molinos SAG.
- Todos los trabajadores de la planta concentradora, se menciona a supervisores de confiabilidad, superintendentes, panelistas, operarios procesistas, suministradores de equipos, mantener una buena comunicación de ida y vuelta en la parada mayor de planta y también en la partida, a fin de comunicar todas las observaciones y alcances de la parada.
- Controlar la carga de bolas a los molinos SAG, ya que estos medios moledores nos ayudaran a mantener una buena molienda.
- Realizar pruebas de porcentajes de sólidos en los molinos SAG, que nos permiten mejorar la eficiencia de clasificación con mayores tonelajes.
- Realizar las técnicas de simulación que son ideales para la optimización es solamente una herramienta y sin embargo que el usuario tenga experiencia en el proceso y conozca los efectos de estos cambios en la condición de operación del equipo es lo más importante.

BIBLIOGRAFIA

- AUSTIN L. G., CONCHA F., MENACHO J. 1987. "Comminution in the Copper Industry of Chile: State of the Art and Future Research Needs." Mineral Processing and Process Control. Vol. 2, Papers Copper 87, Edited By University of British Columbia (Canada) & University of Chile. ISBN 956-248-013-4, mayo 88, Santiago, Chile. 13 p.
- BARCELÓ J. 1996. "Simulación de sistemas discretos", Publicaciones de Ingeniería de Sistemas, ISBN: 84-89338-12-4, España. 247 p.
- CLEARCY P., D. MORTON, S. 2002. "Use of the discrete element method for Design and optimisation of AG and SAG Mills." CSIRO Mathematical and Information Sciences. Australia.
- SHIGLEY J.E., MISCHKE C.R. 2002. "Diseño en ingeniería mecánica", sexta edición. Edit. Mc Graw-Hill, México, 1257 p.
- SIMULA V1.0. SAG PARAMETERS, CENTRO DE MINERÍA. Developed by Escuela de Ingeniería. Pontificia Universidad Católica de Chile PUC. & MolyCop Chile S.A. Disponible http://www.puc.cl/sw_educ/simula /html/simula.html
- SCHRODER A. J. & CORDER G. D. 2003. "On-line Dynamics Simulation of Mining Operations." JKTech Pty Ltd. The University of Queensland, Isles Road, Indoroopilly Australia 4068. Papers Copper 2003. Chile. 18 p.
- CURSO DE OPTIMIZACION OPERACIONAL INTERMET CONSULTORES METALUGICOS Email: metalurgia@intermetperu.com
- TOPICOS ESPECIALES DE CONMINUCION DE MINERALES, autores Jorge Menacho y Javier Jofre
- COMPENDIO DE CONMINUCION CONSEJO NACIONAL DE CIENCIA Y TECNOLOGIA AUTOR MS Ing. Juan H. Rivera Zevallos.
- Manuales de Tecsup 2011.
- EQUIPOS DE TRITURACION, MOLIENDA Y CLASIFICACION, Tecnología, Diseño y Aplicación Autor Luis Fueyo, Editorial Rocas y Minerales.

- LA EVOLUCION DE LOS REVESTIMIENTOS EN MOLIENDA SAG Y LOS DESAFIOS FUTUROS, Autor Ing. Rubén Yantas Ortega
- MOLIENDA DE MINERALES, Informe de Exposición para XIX Coneimera, Autor Bach. Aguilar Titi Elí Eleazar.
- Información de manuales de FLSmith.
- METODOLOGIA DEL MOLINO DE TORQUE CON FINES OPTIMIZANTES, Tesis de Grado, Autor Guzmán Rivera Levi, 2001 Universidad Nacional de San Agustín.
- Gerencia de control de procesos de Minera Las Bambas
- Gerencia de planta concentradora Minera Las Bambas

ANEXO A

ANALISIS ESTRUCTURAL DEL DISCHARGE PULP LIFTER EMPLEANDO SOLIDWORKS SIMULATION

EMPRESA: SIOM PERU

REFERENCIA: PULP DISCHARGER

CLIENTE: MINERA LAS BAMBAS

REALIZADO POR: ELI ELEAZAR AGUILAR TITI

FECHA :14/11/2016

REVISION: OFICINA DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA DE CONFIABILIDAD

CONTENIDO

- 1. GENERALIDADES
- 2. INFORMACIÓN DE ARCHIVO
- 3. MATERIALES
- 4. INFORMACIÓN DE CARGAS Y RESTRICCIONES
- 5. VERIFICACIÓN DE CÁLCULO
- 6. RESULTADOS DEL ANALISIS

1. GENERALIDADES

Este cálculo tiene la finalidad de demostrar la resistencia estructural de la parte más crítica de la descarga del molino SAG, considerado para la fabricación de PULP DISCHARGER. Para ello nos basamos en el criterio de la máxima energía de distorsión de Von Mises

2. INFORMACION DEL ARCHIVO

Nombre del modelo	: : DISCHARGE PULP.	
Ubicación del modelo	:: D\PROYECTOS\PRESUPUESTOS	2017

ANALISIS DEL LIFTER DISCHARGER Programa utilizado: SOLIDWORKS SIMULATION 2016⁵ Norma de cálculo: Norma E.090 Estructuras metálicas Norma E. 020 Cargas LRFD y fórmulas de resistencia de materiales AISC MANUAL OF STEEL COSTRUCTION LIBRO DE ESFUERZOS Y DEFORMACIONES de Juan Hori Hazano

3. MATERIALES

Los materiales a utilizar serán de Acero Estructural ASTM A-36

- Plancha de 3/4"

Propiedades del material empleado para la fabricación del rediseño

⁵ Resultados de Solid Works Simulation versión 2016

Referencia de modelo	Propiedades	
	Nombre:	ASTM A36 Acero
	Tipo de modelo:	Isotrópico elástico lineal
	Criterio de error	Tensión máxima de
	predeterminado:	Von Mises
	Límite elástico:	2.5e+008 N/m^2
	Límite de tracción:	4e+008 N/m^2
1	Coeficiente de	0.26
	Poisson:	
	Densidad:	7850 kg/m^3
	Módulo cortante:	7.93e+010 N/m^2

- 4. Información de cargas y restricciones
 - 4.1. Carga muerta

La carga muerta es el peso propio de la estructura: Soporte = 1099.11 kg

4.2. Cargas vivas

Fuerza de arrastre = 2081.36 N

Fuerza axial de apriete = 3175.8 N

Presión hidrostática = 14763 N/m^2



Nombre del modelo: analisis estatico Configuración actual: Configurado

, Ľ

Sólidos

Nombrededocumentoyreferencia	Tratado como	Propiedades volumétricas	Rutaaldocumento/Fechademodificación
Cortar-extruir1	Sólido	Masa:1099.11 kg Volumen:0.140014 m^3 Densidad:7850 kg/m^3 Peso:10771.3 N	C:\Users\eaguilar\Deskt op\pulldischarge copia\ana estructural modifi\analisis estatico.SLDPRT

Nombre de carga	Cargar imagen	Detalles de ca	rga
FUERZA DE ARRASTRE	÷	Entidades:	3 cara(s)
		Tipo:	Aplicar fuerza normal
		Valor:	2081.36 N
		Entidades:	3 cara(s)
FUERZA		Tipo:	Aplicar fuerza normal
AXIAL DE	E	Valor:	3175.8 N
APRIETE			
	A STATI	Entidades:	1 cara(s)
FUERZA		Tipo:	Aplicar fuerza normal
CA		Valor:	14763 N
Gravedad-1		Referencia:	Planta
		Valores:	0 0-9.81
		Unidades:	SI
	×		

5. Verificación del calculo

Para el cálculo se utilizará el criterio de fallas para materiales dúctiles:

Criterio de la máxima energía de distorsión de Von Mises:

$$\sigma_{max} < S_y$$

Donde sabemos que el $\mathbf{S}_{\mathbf{y}}$ es el esfuerzo de fluencia o cedencia del acero estructural ASTM A36, la obtenemos de tablas de propiedades mecánicas.



De la figura observamos que el valor máximo es:

 $\sigma_{max}\!\!<\!\!S_y$

19.00 MPa < 250 MPa SI CUMPLE







El Factor de seguridad es:

Si se tiene que evitar la una falla estructural, las cargas aplicada a una estructura tiene que ser capaz de soportar deben ser mayores que las cargas que se van a someter cuando estén en servicio.

$$Fs = \frac{S_y}{\sigma_{max}} = \frac{Limite\ Elastico\ del\ Material}{Esfuerzo\ maximo\ de\ Von\ Mises}$$

$$Fs = \frac{250}{19}$$

Fs = 13.16 SI CUMPLE

- 6. Resultados del análisis estructural
- La estructura trabajará con un factor de seguridad mayor a 1 que es el recomendado y óptimo.
- La estructura del pulp discharger puede soportar las cargas externas aplicadas sin perder su resistencia ni su esbeltez

 Las uniones soldadas deberán ser realizadas por una soldadura homologada programada con robot.

ANEXO B

PLANOS DE FABRICACION, DISEÑO ORIGINAL Y MODIFICADO DE LEVANTADORES DE CARGA, PULP DISCHARGER