

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE VALPARAÍSO
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO CIVIL EN METALURGICA EXTRACTIVA

**“APLICABILIDAD DEL TEST STARKEY COMO
MODELO PREDICTIVO PARA EL
DIMENSIONAMIENTO DE MOLINO SAG
DIVISIÓN ANDINA – CODELCO”**

Tiare Romina Bruna Molina

Profesor Guía:
Álvaro Aracena Caipa

2015

*“Esta memoria se la dedico a mis padres, por esa palabra de aliento y apoyo incondicional
en todo momento”*

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, quisiera agradecer a mis padres, Ingrid Molina y Ricardo Bruna, ya que me inculcaron los principios y valores que me llevaron a ser una profesional hoy en día. Además de estar conmigo en todo momento, levantándose de grandes caídas y ser mis “fans” incondicionales que creen en mí siempre.

También quisiera agradecer a las maravillosas personas que tuve la suerte de conocer durante este proceso, y que ahora lamento no haber aprovechado aún más aquellos momentos. De todas formas, gracias a Catalina Monsalve, Nicolás Aguilar, Pablo Aballay y Andrés Valencia, mi período universitario ha sido inolvidable, satisfactorio y enriquecedor.

Dentro de estas personas especiales, quisiera hacer una mención especial a mi gran amigo, César Álvarez, que sin él no hubiese sido posible llegar al final de esta meta. Agradezco por estar conmigo en las buenas y las malas, por llegar a ser parte importante de mi vida más allá de la universidad, por creer en mí y por su paciencia.

Gracias a mi profesor guía Álvaro Aracena por tener confianza en mis capacidades y por apostar por mí para llevar a cabo este proyecto, por su dedicación, por los conocimientos entregados y acompañarme en este camino.

Y por último, agradezco a las personas de Andina que colaboraron en el desarrollo de esta memoria. En especial, a don Fernando Castañeda y don Juan Núñez, quienes me dieron su consejo, apoyo y amistad.

RESUMEN

El objetivo de esta memoria se basa en el desarrollo del Test Starkey con el fin de ser considerado como una alternativa de alta utilidad práctica para el control operacional, la planificación minera y la definición de ingeniería pre-conceptual para el dimensionamiento de molinos SAG en División Andina de CODELCO Chile. Esta propuesta surge, en primer lugar, debido a que el estudio de las variables operacionales dentro de la etapa de conminución de minerales, resulta de vital importancia en la industria minera, ya que los procesos relacionados con la disminución del tamaño del mineral, representan los mayores costos operacionales de la planta. En segundo lugar, se ha demostrado que la determinación del consumo específico de energía para molienda SAG a pequeña escala no es posible realizarla utilizando el método de Bond. Actualmente se recurre a ensayos en molinos SAG a escala piloto que requieren de una mayor infraestructura y tiempo.

Para comenzar el desarrollo de esta propuesta, primero se entregan antecedentes generales sobre el Test Starkey, en cuanto a sus fundamentos y desarrollo. Luego se hizo un estudio sobre diferentes procedimientos elaborados por empresas externas, escogiendo finalmente el procedimiento propuesto por la empresa SGS, ya que tratará las muestras de División Andina.

Luego se consideraron pruebas preliminares desarrolladas en División Andina en base a ensayos pilotos de diferentes áreas del yacimiento. A partir de esta etapa se llegó a una ecuación la cual relacionaba el consumo específico de energía y tiempo de molienda resultante del desarrollo del Test Starkey. Con ello se debía validar esta ecuación como un modelo predictivo de lo ocurre en la planta industrial de División Andina.

De acuerdo a los resultados obtenidos se alcanzó una aproximación promedio resultante de lo obtenido mediante el Test Starkey y la aplicación de la ecuación, en relación a la planta de 0,5 (kWh/t). Las conclusiones obtenidas indicaron que el Test Starkey proporciona datos muy cercanos a los requerimientos de energía en molinos SAG, donde la información generada puede ser utilizada en forma preliminar para el dimensionamiento de molinos SAG. Además se logró un protocolo de trabajo para División Andina capaz de lograr un alto grado de similitud con el consumo específico de energía en planta.

ÍNDICE GENERAL

NOMENCLATURA	X
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN.....	1
1.2 OBJETIVOS.....	2
1.2.1 Objetivo general.....	2
1.2.2 Objetivos específicos	2
CAPÍTULO II: ANTECEDENTES GENERALES DE LA EMPRESA	3
CAPÍTULO III: MARCO TEÓRICO	6
3.1 TEORÍAS DE LA CONMINUCIÓN	6
3.2 TEORÍA DE BOND	8
3.2.1 Primer principio	8
3.2.2 Segundo principio.....	8
3.2.3 Tercer principio.....	9
3.3 FUNDAMENTOS DE LA REDUCCIÓN DE TAMAÑO	9
3.3.1 Fractura de una partícula	10
3.3.2 Mecanismos de fractura.....	12
3.4 MOLIENDA SAG	13
3.4.1 Movimiento de la carga	14
3.4.2 Velocidad crítica.....	15
3.4.3 Consumo específico de energía.....	16
3.4.4 Nivel de llenado de carga.....	16
3.4.5 Factores que influyen en la operación de un molino SAG.....	17
3.5 TEST DE MOLIENDA STARKEY SAG.....	23
3.5.1 Etapas de un estudio de pre-factibilidad de una operación SAG.....	24
3.5.2 Criterios	25
3.5.3 Fundamentos.....	26
3.6 MINERALOGÍA DE DIVISIÓN ANDINA DE CODELCO CHILE	26
CAPÍTULO IV: METODOLOGÍA DEL TRABAJO	28
4.1 MUESTRAS TRATADAS.....	28
4.2 DESCRIPCIÓN GENERAL DEL MOLINO STARKEY	29
4.3 MATERIALES Y EQUIPOS	31

4.4 CONDICIONES EXPERIMENTALES.....	31
4.5 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL TEST STARKEY	32
4.6 MEDIDAS DE SEGURIDAD EN EL PROCEDIMIENTO DEL TEST STARKEY.....	37
CAPÍTULO V: RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	39
5.1 ETAPA PRELIMINAR EN DAND	39
5.2 RESULTADOS DE MUESTRAS SOBRANTES DE PRUEBAS DE SONDAJE.....	41
5.3 RESULTADOS DIVISIÓN ANDINA	43
CAPÍTULO VI: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	50
6.1 CONCLUSIONES	50
6.2 RECOMENDACIONES	51
CAPÍTULO VII: BIBLIOGRAFÍA.....	52
ANEXO A.....	53
A.1 DESCRIPCIÓN TÉCNICA DE LOS PRINCIPALES EQUIPOS.....	54
A.1.1 Resumen de producción molienda SAG.....	54
A.1.2 Tolva alimentación molino SAG.....	54
A.1.3 Molino SAG	54
A.1.4 Harnero descarga SAG	55
A.1.5 Chancador de pebbles.....	55
A.1.6 Molino de bolas.....	55
A.1.7 Bombas alimentación ciclones	56
A.1.8 Batería de ciclones	56
ANEXO B.....	58
B.1.1 Granodiorita Río Blanco (GDRB).....	59
B.1.2 Granodiorita Cascada (GDCC).....	59
B.1.3 Diorita (DIOR)	59
B.1.4 Pórfido Dacítico a Cuarzomonzonítico	59
B.1.5 Pórfido Dacítico (PQM-2)	60
B.1.6 Pórfido Dacítico Mineralizado (PQMm)	60
B.1.7 Pórfido Feldespático (Pfeld)	60
B.1.8 Pórfido Don Luis (PDL)	60
B.2 ROCAS VOLCÁNICAS Y SUBVOLCÁNICAS.....	61

B.2.1 Andesitas.....	61
B.2.2 Chimenea Dacítica (CHDAC-BXCHDAC)	61
B.2.3 Chimenea Riolítica (CHRIOL-BXCHRIOL).....	61
B.3 COMPLEJO DE BRECHAS RÍO BLANCO	62
B.3.1 Brechas de Matriz Clástica (BxPr)	62
B.3.2 Brechas de Matriz Feldespática (Bxfk).....	62
B.3.3 Brechas de Matriz Biotítica (Bxbt)	62
B.3.4 Brechas de Matriz Turmalina (BxT)	63
B.3.5 Brechas de Matriz Especularita-Anhidrita (BxHm-Anh).....	63
B.4 COMPLEJO DE BRECHAS SUR-SUR.....	63
B.4.1 Brecha Sur-Sur	63
B.4.2 Brecha de Biotita.....	64
B.4.3 Brecha Monolito	64
B.4.4 Brecha Tobácea (BXT0) y Turmalina-Tobácea (BXTT0).....	64
ANEXO C	65
C.1 PUESTA EN MARCHA DEL MOLINO STARKEY.....	66
C.2 PROGRAMACIÓN DEL TIEMPO DE MOLIENDA.....	67
ANEXO D.....	68
D.1 PREPARACIÓN DE MUESTRAS DE ALIMENTACIÓN.....	69
D.2 EJECUCIÓN ENSAYO MOLIENDABILIDAD SAG	70
D.3 RECEPCIÓN DE MUESTRAS.....	71
ANEXO E	72
E.1 PREPARACIÓN DE MUESTRAS PARA ENSAYOS PILOTO	73
E.1.1 Recepción de muestras.....	73
E.1.2 Clasificación de muestras	73
E.1.3 Pesaje de fracciones clasificadas y obtención de granulometría original	75
E.1.4 Ajuste granulométrico de muestras piloto.....	76
E.2 EJECUCIÓN DE ENSAYOS PILOTO DE MOLIENDA SAG	77
E.2.1 Alimentación del molino SAG	77
E.2.2 Operación del molino SAG.....	77
E.2.3 Control operacional de la prueba.....	78
E.2.4 Muestreo de la prueba	79

E.2.5 Procedimiento de preparación de muestras de productos	79
E.3 EJEMPLO CÁLCULO DE CEE SAG	79
ANEXO F	80
F.1 ENSAYO 1.....	80
F.1.1 Distribución granulométrica de alimentación	80
F.1.2 Resultados de ciclos de molienda.....	80
F.1.3 Curvas granulométricas	80
F.2 ENSAYO 2.....	81
F.2.1 Distribución granulométrica de alimentación	81
F.2.2 Resultados de ciclos de molienda.....	81
F.2.3 Curvas granulométricas	82
F.3 ENSAYO 3.....	82
F.3.1 Distribución granulométrica de alimentación	82
F.3.2 Resultados de ciclos de molienda.....	82
F.3.3 Curvas granulométricas	83
F.4 ENSAYO 4.....	83
F.4.1 Distribución granulométrica de alimentación	83
F.4.2 Resultados de ciclos de molienda.....	84
F.4.3 Curvas granulométricas	84
F.5 ENSAYO 5.....	84
F.5.1 Distribución granulométrica de alimentación	84
F.5.2 Resultados de ciclos de molienda.....	85
F.5.3 Curvas granulométricas	85
F.6 ENSAYO 6.....	85
F.6.1 Distribución granulométrica de alimentación	85
F.6.2 Resultados de ciclos de molienda.....	86
F.6.3 Curvas granulométricas	86
ANEXO G.....	87
G.1 REGISTRO CEE EN PLANTA DE MOLIENDA SAG POR MES DEL AÑO 2014	88

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Ubicación de DAND.	3
Figura 2.2: Diagrama de flujo planta de molienda SAG de DAND.	5
Figura 3.1: Ilustración de los esfuerzos desde el punto de vista molecular.	10
Figura 3.2: Propagación de una grieta por ruptura de uniones químicas bajo esfuerzos externos.	11
Figura 3.3: Representación de los mecanismos de fractura de las partículas.	13
Figura 3.4: Movimiento de la carga en un molino rotatorio.	14
Figura 3.5: Zonas de operación en un molino.	18
Figura 3.6: Variación de la potencia consumida por un molino SAG.	22
Figura 4.1: Molino Starkey de laboratorio.	29
Figura 4.3: Posiciones de trabajo del molino Starkey: a) Posición de carga, b) Posición de trabajo, c) Posición de descarga.	30
Figura 4.4a: Paso 1 al paso 9 del procedimiento experimental.	35
Figura 4.4b: Paso 10 del procedimiento experimental.	36
Figura 4.4c: Paso 11 al paso 17 del procedimiento experimental.	37
Figura 5.1: Diferentes curvas de relación entre tiempo de molienda del Test Starkey y CEE.	40
Figura 5.2: Litologías durante las fechas de obtención de muestras de la planta SAG.	45
Figura C-1: Tablero del molino Starkey.	66
Figura C-2: Temporizador del molino Starkey.	67
Figura E-1: Preparación de la muestra.	74

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 4.1: Litología de muestras sobrantes de pruebas de sondaje.	28
Tabla 4.2: Fechas de toma de muestras desde la planta.....	29
Tabla 4.3: Utilización de equipos y materiales.....	31
Tabla 4.4: Condiciones experimentales.	31
Tabla 4.5: Medidas de prevención de riesgos.....	38
Tabla 5.1: Resultados Test Starkey de diferentes litologías.	41
Tabla 5.2: Comparación de CEE entre lo estimado y obtenido por ecuación.	41
Tabla 5.3: Comparación entre resultados de tiempo de molienda del Test Starkey de DAND Y SGS.....	42
Tabla 5.4: Resultados Test Starkey de correas A3 y A9 de DAND.	43
Tabla 5.5: Comparación de CEE entre DAND y planta.	44
Tabla 5.6: Resultados Test Starkey de correa A3 por la empresa ASMIN.	46
Tabla 5.7: Comparación entre CEE de ASMIN y DAND, con CEE planta.....	47
Tabla 5.8: Errores asociados entre CEE de DAND y CEE planta.....	47
Tabla 5.9: Errores asociados entre CEE de ASMIN y CEE planta.	48

NOMENCLATURA

CEE	: Consumo específico de energía
cm	: Centímetros
DAND	: División Andina
EPP	: Elementos de protección personal
kg	: Kilógramos
km	: Kilómetros
ktd	: Kilo toneladas por día
kWh/t	: Kilowatt-hora por tonelada
m	: Metros
min	: Minutos
mm	: Milímetros
pie, ’	: Pies
pulg, ”	: Pulgadas
P ₈₀	: Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto
rpm	: Revoluciones por minuto
SAG	: Semiautógeno
SPI	: (“SAG Power Index”) Índice de dureza SAG
t/h	: Toneladas por hora
tma	: Toneladas métricas por año
t	: Tonelada

tc : Tonelada corta
Wi : (“Work Index”) Índice de trabajo
: Malla
 μm : Micrones

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

El estudio de las variables operacionales dentro de la etapa de conminución de minerales, resulta de vital importancia en la industria minera, ya que los procesos relacionados con la disminución del tamaño del mineral, representan los mayores costos operacionales de la Planta. Dentro de estos procesos, se encuentra la molienda SAG que se puede definir, en forma general, como un método de reducción de tamaño por medio de un molino rotatorio cuya carga es mineral proveniente en forma directa de la mina o que ha pasado por un chancado primario eliminando así parcialmente los medios de molienda.

De acuerdo a lo anterior, específicamente en el proceso de molienda, el método de determinación del índice de dureza o W_i , definido por Fred Bond, utilizado ampliamente para el estudio y dimensionamiento de molinos convencionales, no otorga resultados contundentes o exactos en el estudio de molinos SAG. Por lo tanto, se han buscado diversos métodos para suplir esta necesidad de la industria, donde el método que se usa actualmente es la realización y estudio de un extenso número de pruebas pilotos, con molinos de diseño y geometría similares. Entonces, habría una ventaja si se pudiera establecer métodos alternativos basados en ensayos de laboratorio, ya que con ello se simplificaría lo descrito, principalmente en términos del tiempo y costo.

Un método para obtener el consumo específico de energía a escala de laboratorio, que ha tenido cada vez más aceptación es el Test Starkey, el cual puede resultar útil al momento de reducir costos de operación y determinar la variabilidad de los perfiles de las durezas de molienda SAG para un cuerpo mineral, a modo de optimizar la planificación minera por encima de lo esperado.

Esta memoria de título busca validar un modelo predictivo mediante una correlación del consumo específico de energía, dado por DAND, y el Test Starkey como también datos operacionales de la planta SAG de DAND.

Para llevar cabo lo anterior, en primera instancia, se busca analizar los antecedentes del Test Starkey; realizar un estudio del funcionamiento del molino Starkey del laboratorio de DAND; definir un protocolo de realización del Test Starkey; y realizar el Test Starkey con mineral de entrada al molino SAG de la Planta de DAND.

Finalmente se pretende comparar los consumos específicos de energía obtenidos mediante el Test Starkey con los consumos específicos de energía operacionales propios de la planta y establecer un modelo predictivo en base a la ecuación empírica establecida por el Departamento de Geología CODELCO División Andina.

1.2 OBJETIVOS

1.2.1 Objetivo general

Validar un modelo predictivo mediante una correlación del consumo específico de energía, dado por DAND, y el Test Starkey como también datos operacionales de la planta SAG de DAND.

1.2.2 Objetivos específicos

- Analizar los antecedentes sobre el Test Starkey en diferentes empresas.
- Realizar un estudio del funcionamiento del molino Starkey del laboratorio de DAND.
- Definir un protocolo de realización del Test Starkey.
- Realizar el Test Starkey con mineral de entrada al molino SAG de DAND.
- Validar ecuación empírica determinada por el Departamento de Geología de DAND.

CAPÍTULO II: ANTECEDENTES GENERALES DE LA EMPRESA

División Andina es una de las Divisiones de CODELCO Chile que opera en el yacimiento Río Blanco cuya explotación comenzó en 1970 con minería subterránea y en 1980 comienza con el desarrollo de la minería a rajo abierto, extrayendo concentrados de cobre y molibdeno de dos sectores: la mina subterránea Río Blanco; y la mina a rajo abierto Sur-Sur y Don Luis.

Se ubica en la alta cordillera andina de la quinta Región de Valparaíso, entre los 3.700 y 4.200 (m) de altura sobre el nivel del mar, a 50 (km) al noroeste de Santiago, a unos 30 (km) de la carretera internacional a Mendoza (Argentina) desde el poblado de Río Blanco y a 45 (km) al este de la ciudad de Los Andes, provincia de Aconcagua. Estas ubicaciones se muestran en la Fig. 2.1.

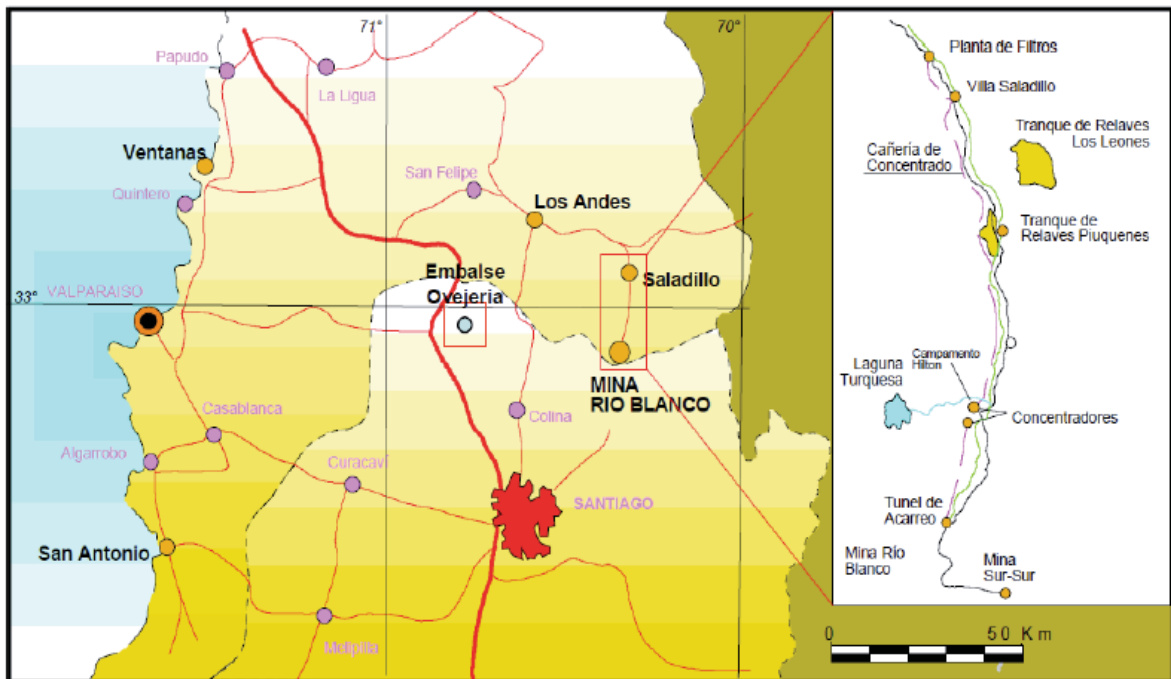


Figura 2.1: Ubicación de DAND.

Actualmente produce unas 236.000 (tma) de concentrados de cobre que son materia prima fundamental para obtener el metal refinado. Del mismo proceso, DAND produce también molibdeno como subproducto.

DAND beneficia sus minerales por procesos de concentración, utilizando las técnicas de molienda SAG y técnicas de molienda convencional, flotación rougher convencional,

flotación de limpieza mediante columnas de flotación, separación de cobre y molibdeno por flotación selectiva, filtración y almacenamiento del concentrado de cobre.

La planta de molienda SAG posee una capacidad media de tratamiento de 34 (ktd) y se aloja en una caverna paralela a las instalaciones actuales del Concentrador. Esta planta contempla un molino SAG de 36x15 (pie), 2 chancadores de pebbles y una molienda secundaria constituida por 2 molinos de bolas de 20x30 (pie) cada uno. El detalle de los equipos se encuentra en el Anexo A.

La descarga del molino SAG es clasificada en un harnero vibratorio donde el bajotamaño es alimentado a los hidrociclones; y el producto del sobretamaño, el cual corresponde a los pebbles (fracción de mineral de un tamaño crítico, el cual virtualmente no se puede moler) es enviado hacia el chancador de pebbles. El circuito de hidrociclones envía el grueso al flujo de alimentación de los molinos de bolas; mientras que el fino, alimenta al circuito de flotación.

El circuito de molienda SAG de DAND tiene diferentes condiciones de operación que dependen de la cantidad de pebbles presentes en el circuito de molienda. Los pebbles, pueden ser recirculados completamente hacia el molino SAG, lo cual sucede cuando el detector de metales que se encuentra en la correa A-11 detecta la presencia de bolas de acero en la alimentación a los chancadores de pebbles, por lo tanto, se corta en forma automática la alimentación a estos y se redireccionan los pebbles hacia la corre A-9 que lleva la alimentación fresca al SAG. También pueden ser recirculados sólo una parte al molino SAG, y el mineral resultante de la reducción de los pebbles tras la etapa de chancado puede ser direccionado a los molinos de bolas y además al molino SAG, y este hecho se da generalmente cuando se produce una sobrecarga en los molinos de bolas. Y, por último, puede suceder que los pebbles reducidos tras su paso por los chancadores son enviados a través de correas a una tolva dosificadora, mediante la cual el operador determina la cantidad de mineral a enviar a cada uno de los molinos de bolas a través de sus respectivas correas transportadoras.

La distribución general como también las especificaciones de los equipos se encuentra en la Fig. 2.2.

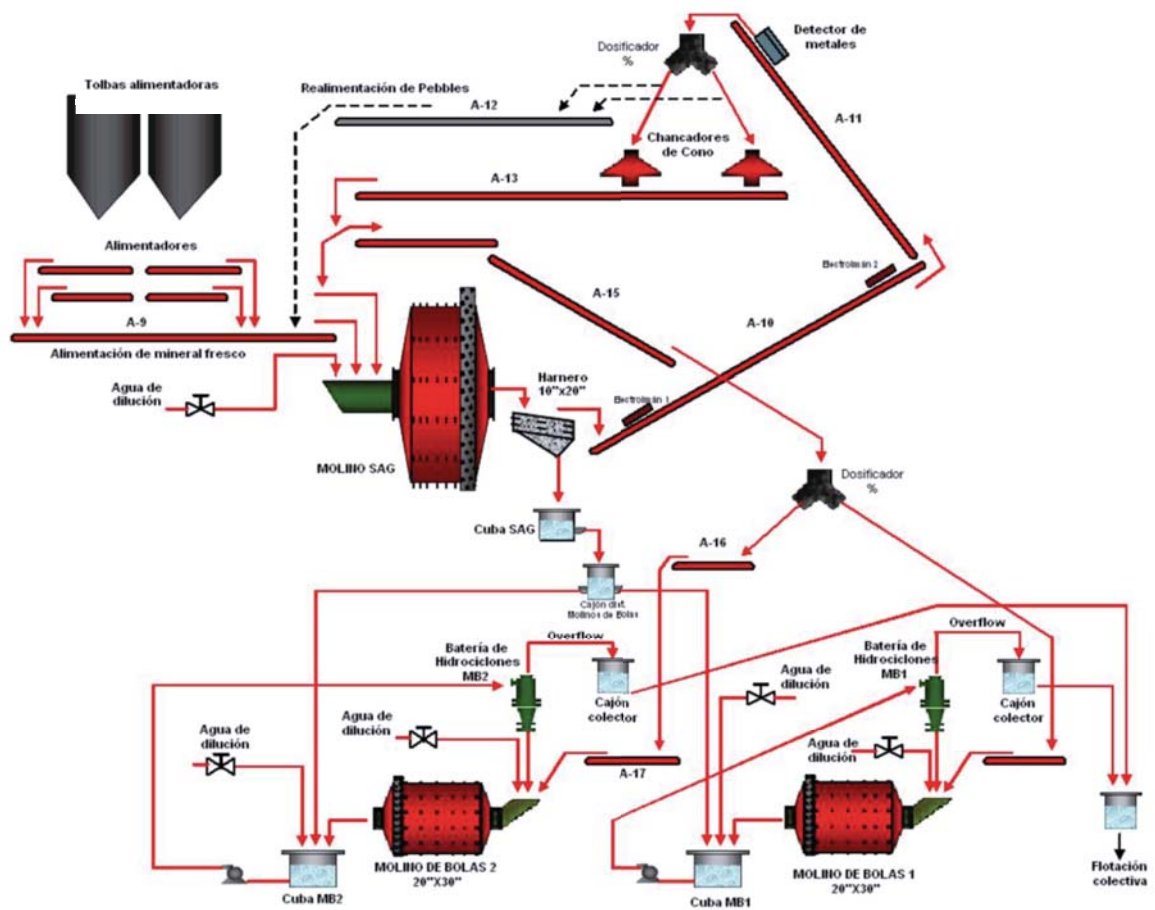


Figura 2.2: Diagrama de flujo planta de molienda SAG de DAND.

CAPÍTULO III: MARCO TEÓRICO

3.1 TEORÍAS DE LA CONMINUCIÓN

Uno de los puntos de vital importancia que conlleva la aplicación industrial de los procesos de conminución de minerales, es el consumo de energía específica como parámetro controlante de la reducción de tamaño y granulometría final del producto, en cada etapa de conminución.

En términos generales^[1], se ha logrado establecer que gran parte de la energía mecánica suministrada a un proceso de conminución se consume en vencer resistencias perjudiciales de diversos tipos, tales como: deformaciones elásticas de las partículas antes de romperse, fricción entre las partículas, roce entre partículas y piezas de la máquina, entre otras. Esto pone en relieve la necesidad de establecer correlaciones confiables entre la energía específica consumida (kWh/t) en un proceso de conminución y la correspondiente reducción de tamaño alcanzada en dicho proceso, con el fin de determinar la eficiencia energética de los respectivos equipos, facilitar su propia elección y proyectar su correcto dimensionamiento a escala industrial.

De acuerdo a lo mencionado, existen diversas teorías de correlaciones empíricas entre consumo de energía y tamaño de partículas. Von Rittinger, en 1867, fue quien por primera vez postuló una relación entre la energía específica consumida y el incremento de superficie específica generado en las partículas durante la conminución. El postulado de Rittinger establecía lo siguiente: “La energía específica consumida en la reducción de tamaño de un sólido es directamente proporcional a la nueva superficie específica creada”. Este postulado sólo considera la energía necesaria para producir la ruptura de cuerpos sólidos ideales una vez que estos alcanzan su límite de ruptura.

La ley de Rittinger se acostumbra a escribir como sigue:

$$E_R = K_R * \left(\frac{1}{P_{80}} - \frac{1}{F_{80}} \right), \text{ kWh/t} \quad (1)$$

Donde E_R corresponde a la energía específica; F_{80} y P_{80} representan el tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación y producto, respectivamente; y K_R corresponde a la constante de Rittinger.

Posteriormente, en 1885, Kick propuso una segunda teoría, la cual establecía que: “La energía requerida para producir cambios análogos en el tamaño de cuerpos geoméricamente similares es proporcional al volumen de estos cuerpos”, es decir, que el trabajo requerido es proporcional a la reducción de volumen de las partículas. Consideró que la energía que se utiliza en la fractura de un cuerpo sólido ideal, era sólo la necesaria para lograr deformar el sólido hasta su límite de ruptura.

Lo anterior se expresa en la siguiente ecuación:

$$E_K = K_K * \log\left(\frac{F_{80}}{P_{80}}\right), \text{ kWh/t} \quad (2)$$

Donde E_K corresponde a la energía específica y K_K corresponde a la constante de Kick.

Debido a la necesidad de una norma estándar para clasificar los materiales en la industria según su respuesta a la conminución y, por otra parte, que los postulados de Kick y Rittinger no satisfacían todos los resultados experimentalmente observados en la práctica, Bond postuló en 1952, lo siguiente: “La energía consumida para reducir el tamaño 80% de un material, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del tamaño 80%, siendo este último igual a la abertura del tamiz que deja pasar el 80% en peso de las partículas”. Es así como llegó a determinar la siguiente expresión:

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

Donde E_B es el consumo específico de energía, (kWh/tc), K_B es la constante de Bond, d_P y d_F son los tamaños característicos de producto y alimentación del mineral fracturado, que Bond definió como los tamaños 80% del producto y alimentación, respectivamente, en (μm).

Bond realizó una serie de ensayos experimentales de molienda bajo condiciones estandarizadas, que permitieron caracterizar el material mediante el W_i , que representa la cantidad de trabajo que se debe aplicar a una tonelada corta de material para reducirlo desde un tamaño infinito a un tamaño tal que el P_{80} sea de 100 (μm), expresado en (kWh/tc):

$$W_i = K_B * \left[\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right] = \frac{K_B}{10}, \text{ kWh/tc} \quad (4)$$

Por lo tanto, al reemplazar K_B desde la ecuación (4) en la ecuación (3), quedaría:

$$E_B = W_i * \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right], \text{ kWh/tc} \quad (5)$$

Por otra parte, el W_i depende del material y del equipo utilizado para la reducción de su tamaño, debiendo ser determinado experimentalmente.

La ecuación (5) corresponde a la Tercera Ley de la Conminución donde su importancia radica en que es confiable para dimensionar equipos y circuitos de conminución, y el método de diseño que se basa en esta ley es aún en la actualidad el más utilizado^[1].

3.2 TEORÍA DE BOND

Bond basó su Tercera Ley de la Conminución en tres principios fundamentales, los que a su vez se basan en mecanismos observados durante la reducción de tamaño de las partículas. Dichos principios son los siguientes^[2]:

3.2.1 Primer principio

Al considerar que una partícula de tamaño finito que se debió haber obtenido por fractura de una partícula de tamaño mayor, conllevaría un consumo de una cierta cantidad de energía para llegar al tamaño actual, entonces, se puede tener en cuenta que todo sistema de partículas tiene un cierto “registro energético” o nivel de energía, correspondiente a aquella consumida para llevar las partículas al tamaño señalado. Solamente una partícula de tamaño infinito tendría un registro energético igual a cero (valor de referencia inicial usado por Bond, en el desarrollo de su Tercera Ley de la Conminución).

3.2.2 Segundo principio

El consumo de energía para la reducción de tamaño es proporcional a la longitud de las nuevas grietas producidas y, como la longitud exterior de una grieta es proporcional a la raíz cuadrada de su superficie^[3], entonces, se puede concluir que la energía consumida es proporcional a la diferencia entre la raíz cuadrada de la superficie específica obtenida después

y antes de la conminución. Además, de acuerdo a lo estipulado por Bond, el parámetro W_i es una función del material, del equipo de conminución y de las condiciones de operación, por lo tanto, para ser útil debe determinarse bajo condiciones experimentales estándar de laboratorio.

3.2.3 Tercer principio

La falla más débil del material determina el esfuerzo de ruptura, pero la energía total consumida está controlada por la distribución de fallas en todo el rango de tamaños involucrado, en base a un promedio de éstas.

En general, el método de Bond proporciona una primera estimación (error promedio de $\pm 20\%$) del consumo real de energía necesario para triturar y/o moler un material determinado en un equipo de conminución a escala industrial^[2], y debido a su extrema simplicidad, el procedimiento estándar de Bond continúa aún siendo utilizado en la industria minera para dimensionar chancadoras, molinos de barras y bolas a escalas pilotos e industrial, lo cual cumple con el objetivo principal que consistía en establecer una metodología confiable para dimensionar equipos y circuitos de conminución.

3.3 FUNDAMENTOS DE LA REDUCCIÓN DE TAMAÑO

La operación de reducción de tamaños conminución de minerales es normalmente la primera etapa en el procesamiento de una mena y consiste en la producción de partículas de menor masa a partir de trozos mayores, para así liberar los materiales valiosos de la ganga de modo que ellos puedan ser concentrados. Para conseguir esto existen varias etapas de reducción de tamaño las cuales se inician en la mina misma, cuando el mineral in situ, de un tamaño teórico infinito, se separa del cuerpo mineralizado por la acción de explosivos, y prosiguen con los procesos de chancado (o trituración) y de molienda.

Las operaciones de chancado y molienda se distinguen principalmente por el rango de tamaño en el que actúan, ya que el proceso de chancado se aplica a la conminución del material extraído de la mina hasta partículas de mayores a 2"; mientras que se trata de molienda cuando se aplica a partículas menores de 1/2" o 3/8"^[1]. También se diferencian por el tipo de

maquinarias que usan y que en cada una de ella pueden identificarse subetapas, las que se denominan como primaria, secundaria o terciaria según sea el tamaño de la alimentación.

3.3.1 Fractura de una partícula

En cualquier operación industrial, la ruptura de cualquier partícula individual ocurre simultáneamente con la de muchas otras partículas, y éstas a su vez se encuentran íntimamente mezcladas con otras partículas y no es posible distinguir las. Por lo tanto, una operación industrial de reducción de tamaño sólo puede ser analizado en términos de una distribución de partículas de alimentación que son reducidas a una de productos. Sin embargo, cada partícula se romperá como resultado de los esfuerzos aplicados a ella individualmente y de ahí es importante investigar cómo se fractura una partícula individual.

Particularmente, los minerales están compuestos de granos de diversas especies mineralógicas y cada una de éstas poseen estructuras cristalinas, y sus energías de unión se deben a los diferentes tipos de enlace que participan en la configuración de sus átomos. Estos enlaces interatómicos son efectivos sólo a corta distancia y pueden ser separados por la aplicación de esfuerzos de tensión o compresión. Tales esfuerzos se ilustran en la Fig. 3.1. Esto significa que si se aplican esfuerzos en un cierto plano del material, los cuales dependerán de las propiedades mecánicas de los minerales individuales, éste se romperá ocurriendo fractura cuando las tensiones locales sobrepasan las fuerzas interatómicas.

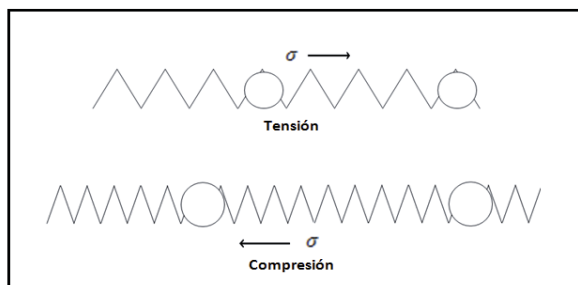


Figura 3.1: Ilustración de los esfuerzos desde el punto de vista molecular.

Las partículas de mineral pueden considerarse materiales frágiles, ya que tienen fallas o grietas a nivel macroscópica y microscópica, las cuales actúan como sitios de concentración de esfuerzos. Esto se caracteriza por una deformación elástica antes de la ruptura y por una rápida velocidad de propagación de la grieta.

El análisis del comportamiento de materiales durante su ruptura fue iniciado por Griffith en 1920, donde mostró que los materiales frágiles contienen un gran número de grietas microscópicas, conocidas como “fallas de Griffith”^[3], entonces, al someter tal material a una tensión, los esfuerzos se concentran en las puntas de las fallas estableciéndose un frente de ruptura, en donde sus enlaces químicos se romperán y la grieta se propagará produciendo la fractura del material. Este comportamiento se ilustra en la Fig. 3.2.

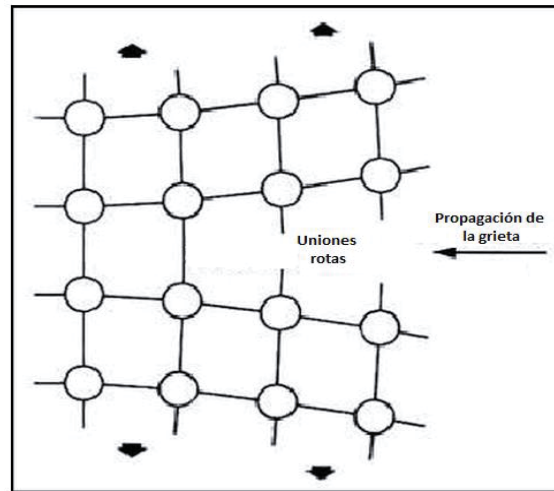


Figura 3.2: Propagación de una grieta por ruptura de uniones químicas bajo esfuerzos externos.

Griffith supuso que la fractura ocurre cuando la energía de deformación local en la punta de la grieta es justo la necesaria para igualar la energía superficial de la nueva superficie producida por la fractura. El esfuerzo de tensión crítico aplicado en forma normal a la grieta para que produzca esta energía suficiente para propagar la grieta, se conoce como esfuerzo de Griffith, lo que genera el denominado criterio de Griffith para la fractura. De acuerdo a esto, existe un nivel crítico de longitud de la grieta, para cualquier nivel de esfuerzos, al cual la concentración de esfuerzos en la punta de la grieta es suficiente para romper el enlace atómico en ese punto, y esta ruptura del enlace aumentará la longitud de la grieta, aumentando así la concentración de esfuerzos y causando una rápida propagación de la grieta.

Cabe destacar que en la práctica, aunque no es necesario suministrar energía suficiente para deformar todos los enlaces del material al punto de ruptura, debido a la presencia de fallas, se requiere más energía, ya que los enlaces alejados de las eventuales superficies de fractura se deforman y, por lo tanto, absorberán energía.

Como bien se mencionó, se necesita producir una tensión a través de la grieta para propagarla, por lo tanto, una fuerza compresiva uniforme sólo puede cerrar una grieta. Sin embargo, esfuerzos de compresión no uniformes conducen a esfuerzos de tensión localizados; por lo tanto, en conminución las partículas normalmente se rompen en tensión y no por compresión.

3.3.2 Mecanismos de fractura

La manera en la cual se fractura la partícula depende de su naturaleza y de la manera en que se aplique la fuerza. En el caso específico de la reducción de tamaño en un molino SAG se debe a la acción de tres tipos de mecanismos que pueden actuar simultáneamente. Estos mecanismos son los siguientes^[4]:

3.3.2.1 Fractura por abrasión

La fractura por abrasión se produce por concentración localizada de esfuerzos en la superficie de la partícula que tiene como resultado la fractura de una pequeña área de la partícula produciendo una distribución de partículas de tamaño cercano al de las partículas originales y partículas muy finas. Esto se ilustra en la Fig. 3.3a. Cabe mencionar que en los equipos de molienda este tipo de fractura normalmente resulta del roce de las partículas entre sí o contra los medios de molienda o el revestimiento. Este tipo de fractura ocurre entre las rocas que están en contacto, las cuales se desgastan hasta que son suficientemente pequeñas como para ser fracturadas por las bolas o partículas mayores.

3.3.2.2 Fractura por compresión (o clivaje)

La fractura por compresión ocurre cuando la energía aplicada es la suficiente de forma que pocas regiones de la partícula alcanzan el punto de fractura y se tiene como resultado sólo unas pocas partículas cuyo tamaño es cercano al tamaño original. Esto se ilustra en la Fig. 3.3b. Esta situación se produce por ejemplo, por la acción de las bolas y rocas de gran tamaño, al rodar hacia el pie de la carga, sobre partículas de tamaño intermedio y fino.

3.3.2.3 Fractura por impacto (o desintegración)

La fractura por impacto, Fig. 3.3c., ocurre cuando la energía aplicada excede bastante la energía requerida para fracturar, por lo tanto, muchas áreas en la partícula quedan

sobrecargadas y esto da como resultado una cantidad de partículas relativamente grande con un amplio rango de tamaños. Esto sucede, por ejemplo, cuando las bolas de gran tamaño (5 (pulg)) son levantadas con suficiente energía como para que se separen de la carga y caigan golpeando violentamente el mineral que se encuentra al pie del molino.

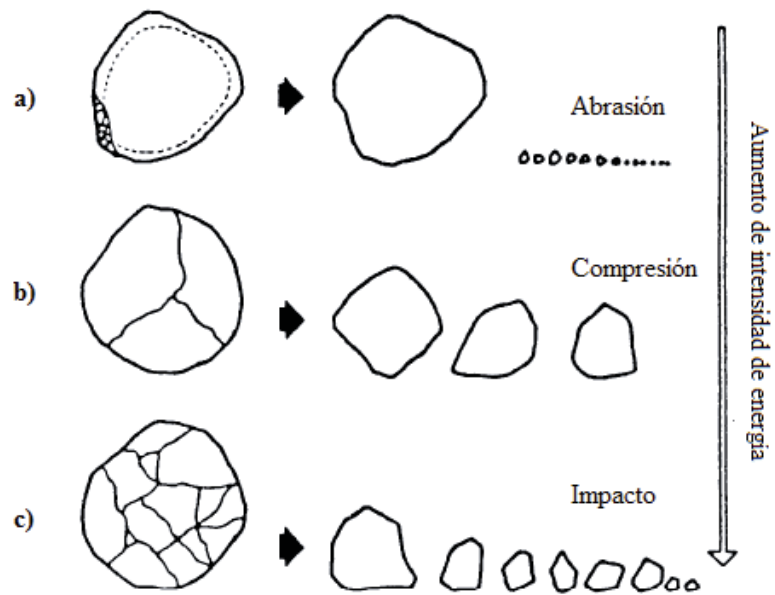


Figura 3.3: Representación de los mecanismos de fractura de las partículas.

3.4 MOLIENDA SAG

La molienda SAG puede definirse en forma general^[5], como un método de reducción de tamaño por medio de un molino rotatorio cuya carga es mineral proveniente en forma directa de la mina, o que ha pasado por un chancado primario. En este tipo de molienda se eliminan parcialmente los medios de molienda donde la cantidad de bolas de acero agregadas para mejorar la acción moledora, representa entre un 4 y 15% del volumen total del molino. Estas bolas generalmente son de tamaños mayores a 3 (pulg) de diámetro. Dado que las propias fracciones gruesas actúan como medio de molienda, la carga de alimentación debe contener una fracción gruesa con la suficiente calidad y competencia como medio de molienda (dureza), para impactar y friccionar las fracciones de menor granulometría de la carga, hasta reducir su tamaño.

Los molinos SAG se caracterizan por su gran diámetro en comparación con el largo, con una relación de largo/diámetro aproximadamente de 0,5, basado para aumentar el efecto de “cascada” de los trozos grandes de mineral que intervienen en el proceso de molienda. Además porque las rocas se fracturan en los límites de granos obteniéndose así un producto de un tamaño cercano al del grano debido a la acción mucho más suave de las rocas comparadas con las bolas de acero, lo que es deseable ya que se obtiene a su vez una mínima sobremolienda.

3.4.1 Movimiento de la carga

El movimiento de la carga de un molino rotatorio horizontal se caracteriza por una acción de volteo^[5], tal como aparece en la Fig. 3.4. Allí se aprecia que por la acción de giro del molino en sentido reloj, la carga asciende por el lado izquierdo hasta un punto en que vuelve a caer nuevamente. Dependiendo de la velocidad de giro y la posición de la bola durante el ascenso, la caída puede ocurrir por caída en cascada en donde los medios de molienda caen rodando por la superficie de los otros cuerpos o caída en catarata que es la caída libre de los medios de molienda sobre el pie de la carga.

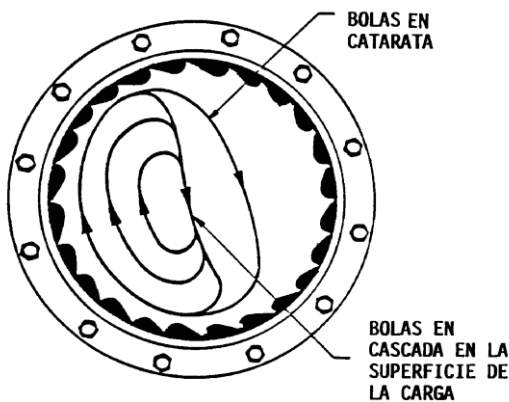


Figura 3.4: Movimiento de la carga en un molino rotatorio.

Para que la carga no se resbale, el revestimiento interior del molino se diseña provisto de resaltes o depresiones que evitan que la superficie de contacto sea geoméricamente lisa. La forma de este perfil tiene una influencia sumamente importante en el movimiento de la carga.

3.4.2 Velocidad crítica

Cuando la velocidad de giro es muy elevada, la fuerza centrífuga supera a la fuerza de gravedad en forma permanente, generándose el “centrifugado de la carga”. La condición mínima para ello es que cuando la bola se encuentra en la posición más alta, donde la fuerza de gravedad y la fuerza centrífuga se anulan. Tal como se indica en ecuación (6).

$$mg = m\omega^2(R - r) \quad (6)$$

Donde m corresponde a la masa de bola, ω es la velocidad angular del molino, R es el radio del molino, r es el radio de la bola y g es la aceleración de gravedad.

La velocidad a la cual ocurre este fenómeno se denomina velocidad crítica, y depende del diámetro del molino. Despejando ω de la ecuación anterior, se tiene:

$$\omega_c = \sqrt{\frac{g}{R - r}} \quad (7)$$

Cuando el molino es lo suficientemente grande, es posible despreciar el tamaño de la bola y aproximar la expresión anterior a:

$$\omega_c = \sqrt{\frac{g}{R}} \quad (8)$$

Las unidades en que se obtiene la velocidad crítica son (rad/s). La forma más usual de la ecuación (8) utiliza el diámetro del molino en (m), lo cual se puede apreciar en la ecuación (9); o en (pie), lo cual se puede apreciar en la ecuación (10). Ambas ecuaciones entregan el resultado en (rpm):

$$\omega_c \text{ (rpm)} = 42,2 \sqrt{\frac{1}{D}} \quad (9)$$

$$\omega_c \text{ (rpm)} = 76,6 \sqrt{\frac{1}{D}} \quad (10)$$

A nivel industrial, los molinos operan a una fracción de la velocidad crítica. Esta fracción se denota por φ_c , y se escribe como:

$$\varphi_c = \frac{\text{Velocidad del molino}}{\omega_c} \quad (11)$$

3.4.3 Consumo específico de energía

Se define como la energía que es necesaria consumir para provocar la fractura de una tonelada del mineral que se procesa, y se mide en (kWh/t). En forma práctica se calcula como la razón entre la potencia consumida, P, por el equipo de reducción de tamaños en (kW) y el flujo de alimentación fresca al circuito, F, en (t/h). Esto se refleja en la ecuación (12)^[6].

$$\text{CEE} = \frac{P}{F}, \text{ kWh/t} \quad (12)$$

Se puede observar que para una potencia dada, el equipo de reducción de tamaño tendrá un mayor consumo de energía específica a medida que el flujo disminuya, y al contrario, el CEE será menor a medida que se aumente el flujo de alimentación fresca. Por ello, la evaluación del CEE no puede separarse del “trabajo” de reducción de tamaños que se haga. De esta forma, la eficiencia del proceso se logra cuando es factible tener el menor CEE asociada a la máxima razón de reducción del mineral, donde esto último corresponde a la razón entre las aberturas de los tamices por los cuales pasarían el 80% del material de alimentación y producto del proceso de reducción de tamaños.

3.4.4 Nivel de llenado de carga

Tanto la acción de volteo como la eficiencia en la reducción de tamaños depende de la proporción del volumen del molino lleno con bolas y colpas que actúan como medios de molienda^[5]. De esta forma, la fracción del molino llena con bolas, J_b , se expresa como la fracción del volumen del molino lleno por el lecho de bolas en el reposo.

Para convertir el volumen del lecho a la masa total de las bolas presentes, o viceversa, es necesario conocer la densidad aparente de la carga del lecho de bolas. La porosidad del lecho varía ligeramente dependiendo de la mezcla de tamaños de bolas, relleno de minera, entre otras; sin embargo, se define una porosidad nominal constante para efectuar cálculos.

De esta forma, la fracción volumétrica de llenado de bolas, J_b , está dada por la ecuación (13), donde m_b es la masa de bolas en el molino, ρ_b la densidad de las bolas, V_m el volumen del molino y ε_b la porosidad nominal del lecho de bolas en reposo.

$$J_b = \frac{m_b / (1 - \varepsilon_b) \rho_b}{V_m} \quad (13)$$

De manera similar, se define la fracción volumétrica de colpas que actúan como medios de molienda y que aportan al nivel de carga total al interior del molino. Designando este concepto como J_m , se expresa según la ecuación (14), donde m_c corresponde a la masa de colpas que actúan como medios de molienda en el molino, ρ_m la densidad del mineral, V_m el volumen del molino y ε_c la porosidad nominal del lecho de colpas en reposo.

$$J_m = \frac{m_c / (1 - \varepsilon_c) \rho_m}{V_m} \quad (14)$$

De esta forma, el nivel de llenado total, J , se expresa según la ecuación (15), considerando que las partículas finas y el agua se ubican en los intersticios de los medios de molienda.

$$J = J_b + J_m \quad (15)$$

Para determinar esta masa de partículas finas de mineral, se define la fracción volumétrica del molino ocupada por éstas, designada por f_f , por la ecuación (16), donde m_f es la masa de mineral fino en el molino, ρ_m su densidad y ε_f la porosidad del lecho de partículas finas en reposo.

$$f_f = \frac{m_f / (1 - \varepsilon_f) \rho_m}{V_m} \quad (16)$$

3.4.5 Factores que influyen en la operación de un molino SAG

Las características de la operación de un molino SAG dependen directamente de las características del movimiento de la carga interna del molino, y esta última queda definida por la composición de la carga interna, ya sea colpas, medios de molienda metálicos y partículas finas, la que a su vez dependerá del flujo de alimentación y de sus características, tales como, granulometría y dureza. Además se encuentra definida por el diseño de los levantadores, la

velocidad de operación del molino y, los parámetros de diseño del molino (largo y diámetro)^[5].

3.4.5.1 Efecto del flujo de alimentación fresca

Mientras mayor sea el flujo de alimentación, mayor será el volumen de la carga con que trabaja el molino. Esto se debe a que las masas de mineral molido y descargado por unidad de tiempo son proporcionales a la masa presente en el molino, si las condiciones operacionales permanecen constantes, por lo tanto, para balancear un aumento del flujo de alimentación, la cantidad de mineral presente en el molino debe necesariamente aumentar. Por otra parte, el flujo de alimentación tiene un efecto directo en la potencia, tal como se indica en la Fig. 3.5, donde se observa que a medida que el flujo de alimentación aumenta, la potencia consumida se incrementa hasta llegar a un valor máximo en donde se puede operar en forma estable.

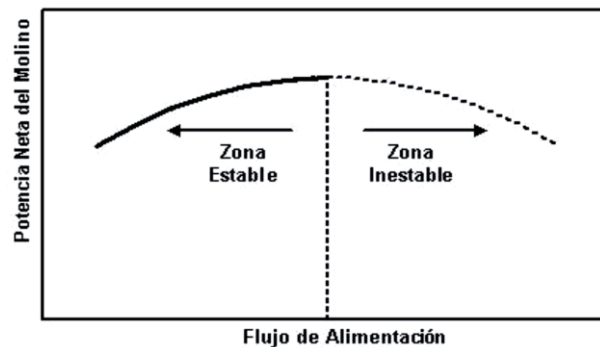


Figura 3.5: Zonas de operación en un molino.

Específicamente, al aumentar el flujo de alimentación, el molino comienza a acumular carga y lógicamente la potencia tomada por el motor aumenta. Sin embargo, se llega a una situación tal que cualquier aumento adicional en el flujo de alimentación produce un desbalance en la carga interna del molino, de modo que la velocidad a la que se reduce de tamaño el mineral no logra mantener el molino en equilibrio. Este desequilibrio entre la tasa de alimentación y la de reducción de tamaños provoca que el molino se llene rápidamente y se sobrecargue, generando una disminución de la potencia consumida. Frente a esta situación se debe disminuir el flujo de alimentación al molino y permitir que el equipo descargue su contenido, para luego reiniciar la alimentación a una tasa menor que permite recuperar la estabilización de la operación.

3.4.5.2 Distribución granulométrica en la alimentación

La distribución de tamaños en la alimentación del molino es de gran importancia, ya que afecta la distribución de tamaños de mineral contenido en el molino. Los tamaños mayores son esenciales para producir la fractura de tamaños pequeños y una falta o ausencia de estos puede resultar en la acumulación de partículas intermedias, acumulación de un tamaño crítico y puede afectar tanto a partículas de tamaño grande como pequeño.

La experiencia operacional indica que a una tasa de alimentación constante el volumen de carga del molino tiende a disminuir a medida que se aumenta la fracción de gruesos en la alimentación. Esto es porque, para un nivel volumen de carga determinado, la mayor capacidad de procesamiento del molino se obtiene cuando la granulometría de alimentación es más gruesa. A pesar de lo anterior, si la fracción fina de partículas en la alimentación al molino tiende a desaparecer, desaparece el material que presenta una fractura rápida, y por ende, el nivel de volumen de carga aumenta muy rápido y la capacidad del molino decrece con igual rapidez. Esto se puede interpretar como que la gran cantidad de partículas gruesas al interior del molino tienden a presentar una dureza aparente mayor.

Por lo tanto, para la operación estable del molino, así como debe tener tamaños gruesos que actúen como medios moledores y partículas finas que se presentan como el material a ser fracturado, es importante también la presencia de partículas de tamaños intermedios, que permiten estabilizar el balance de masa al interior del molino.

De todo lo anterior se desprende que para la operación estable de un molino SAG se requiere de tres condiciones^[5]:

- Una adecuada proporción de las fracciones gruesa, intermedia y fina en la alimentación fresca, que le permita al molino reponer los medios moledores.
- Un flujo de alimentación fresca al molino que permita balancear la tasa de ingreso de mineral grueso con su tasa de molienda hacia tamaños más pequeños, y
- Una tasa de descarga a través de la parrilla del molino que permita evacuar el mineral fino a la misma tasa que ingresa y que se genera por la fractura de los tamaños superiores.

Lo anterior es válido sólo si la dureza del mineral permanece constante y los cambios de granulometría corresponden a problemas de segregación natural del mineral en el stockpile (pila de almacenamiento en donde el material se deposita desde una altura determinada, formando un gran cono).

3.4.5.3 Efecto de la dureza del mineral

La dureza del mineral que ingresa al molino es una variable sobre la que el operador no tiene control alguno. Mientras más duro es el mineral, mayor será el tiempo que toma su reducción de tamaño y, por ello, a un flujo de alimentación constante, el volumen de carga aumentará junto con la dureza del mineral. En este caso, si el molino está operando con un flujo de alimentación menor a su capacidad máxima, al aumentar el volumen de carga el molino consumirá mayor potencia y el cambio de dureza se compensará con un aumento en el consumo específico de energía. Sin embargo, si el molino está siendo operado a su máxima capacidad, el aumento de la dureza del mineral provocará un aumento del volumen de carga generando un sobrellenado del equipo, el que sólo será compensado con una disminución del tonelaje procesado.

3.4.5.4 Efecto de la densidad de pulpa

Es importante destacar que un parámetro importante que define las características de operación del molino SAG es la densidad de pulpa de la carga interna, la que está íntimamente relacionada con la viscosidad de la pulpa. Esta última define en gran medida la forma del movimiento de la carga interna, lo que afecta directamente sobre el consumo de potencia del molino. Lamentablemente, este parámetro no puede ser medido directamente, por lo que normalmente se controla la densidad de pulpa en la descarga. Sin embargo, debido a que la retención de agua en el molino es generalmente menor que la de los sólidos finos, se debe considerar que la densidad de la pulpa en la carga interna es mayor a la de descarga, por lo que debe tenerse en consideración durante la operación.

De esta forma, hay que considerar que a través de la densidad de la pulpa en la descarga es posible controlar el nivel de pulpa en el molino. Por ejemplo, si se aumenta el agua de alimentación es posible descargar todos los finos con mayor rapidez. Mientras que por el contrario, al disminuir el flujo de agua de alimentación, aumenta la densidad de pulpa al

interior del molino, se incrementa la viscosidad de la carga interna y se reducen las tasas de descarga, provocando un aumento del volumen de pulpa y de la potencia, generando además, una disminución de la capacidad de la procesamiento del mineral.

3.4.5.5 Efecto del nivel de llenado de bolas

El nivel de llenado de las bolas en un molino SAG es el factor que tiene mayor efecto en sus características de operación. Se pueden describir dos casos extremos para los cuales se hace necesario agregar bolas a un molino SAG:

- Cuando existe una excesiva acumulación del mineral fino e intermedio, debido a la falta de colpas grandes en la alimentación al molino (lo que impide formar una carga apta para fracturar estas partículas). En este caso, se debe utilizar una pequeña fracción de bolas de tamaño pequeño (3,5 a 4 (pulg)).
- Cuando existe una acumulación de colpas grandes al interior del equipo, debido a la incapacidad de la carga para romper estos tamaños. En este caso, se aconsejan tamaños mayores (5 (pulg)) y fracciones de llenado de bolas altos (12%).

Por otro lado, la cantidad de medios de molienda en la carga interna afecta directamente la densidad aparente de la carga interna. Así, una mayor cantidad de medios de molienda permite obtener mayores potencias en el molino y esto implica un aumento en la capacidad de procesamiento de mineral.

Un aumento de bolas en el molino, para un nivel de llenado constante, implica un aumento de la potencia, siendo una relación entre ambos directamente proporcional. Es por esto que la carga máxima de bolas tiene como límite un 12% a 14% del volumen del molino, el cual se basa por el desgaste excesivo de las bolas y levantadores, y por problemas mecánicos al usar cargas mayores.

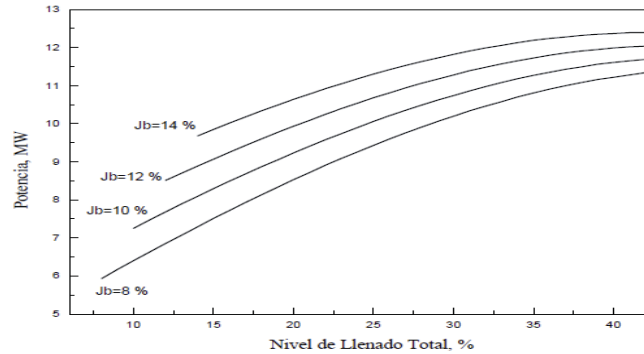


Figura 3.6: Variación de la potencia consumida por un molino SAG.

En la Fig. 3.6 se muestran las curvas de potencia de un molino SAG, en función del nivel de llenado volumétrico total, para diferentes niveles de llenado de medios de molienda y una velocidad definida de operación. De esta forma, se puede apreciar que un mismo valor de potencia corresponde a diferentes niveles de llenado total del molino, dependiendo del nivel de llenado de bolas con que se esté operando y de la velocidad de rotación del molino.

3.4.5.6 Efecto de la carga circulante

Los cambios en la carga circulante al molino SAG tienen un efecto directo al variar la granulometría de alimentación al molino. A medida que ésta aumenta, la granulometría es más fina, siendo este efecto aún mayor cuando los pebbles recirculados son chancados. Este aumento de finos en la alimentación provoca un efecto negativo sobre la capacidad de molienda del molino SAG, debido a que disminuye la presencia de medios molidores en su interior.

Los aumentos de la carga circulante pueden ser causados por aumentos en la dureza del mineral, lo que debe ser contrarrestado disminuyendo el flujo de alimentación al molino, o aumentando su velocidad, lo que implica aumentar la energía disponible al interior del equipo.

En forma contraria también se puede esperar que al tener un mineral de dureza menor, haya una generación de tamaños intermedios y finos mayor, y por efectos de una ineficiencia de la clasificación, especialmente si se utilizan harneros, se produce un aumento en la carga circulante, pero de material de granulometría menor. Este flujo de material fino afectará fuertemente la granulometría de alimentación, y por lo tanto, la granulometría de la carga

interna, disminuyendo la potencia demandada por el molino. Esto último permite aumentar el flujo de alimentación, pero tiene una limitante bien definida si no hay suficientes fracciones gruesas que actúen como medios de molienda.

3.5 TEST DE MOLIENDA STARKEY SAG

El Test de Starkey^[7] es una nueva herramienta de laboratorio que permite determinar el índice de dureza que presenta un mineral en la etapa de molienda SAG, en base a pequeñas muestras de mineral en forma análoga al ensayo de Bond para la determinación del W_i en la molienda de bolas.

El objetivo principal del Test Starkey es determinar a nivel de laboratorio y en forma rápida una estimación del comportamiento de minerales en la molienda SAG. Se caracteriza por ser de simple ejecución.

Esta prueba en sí fue desarrollada por John Starkey en el año 1994 en Canadá, con el fin de dar una alternativa a la realización de ensayos piloto para la apropiada caracterización y diseño de molinos SAG, desarrollado por Minnovex Technologies Inc. (Toronto, Canadá)^[8]. Las distintas expresiones y relaciones matemáticas involucradas en el cálculo del consumo específico de energía fueron validadas y desarrolladas a través de variadas auditorias, las cuales en una primera etapa se presentaron en el año 1996 en el Mining and Mineral Process Engineering en Canadá, en donde se caracterizó la relación entre el tiempo determinado por el Test Starkey (tiempo de molienda, en minutos, necesario para obtener un producto 80% pasante la malla 10 Tyler) versus el consumo específico de energía, en forma lineal.

La información generada por el Test Starkey entrega beneficios a la industria minera, tales como:

- Control diario anticipado del mineral de alimentación a molienda para programar los niveles de procesamiento en planta.
- Ayuda la planificación minera, usando el mejor modelo posible para maximizar la productividad, basándose en la dureza del mineral en la planta de molienda SAG.

- Determinación de la variabilidad de los perfiles de dureza de molienda SAG para un cuerpo mineral, de manera de optimizar la planificación minera por encima de lo esperado.

3.5.1 Etapas de un estudio de pre-factibilidad de una operación SAG

Desde el desarrollo de la molienda SAG la industria minera ha experimentado dificultades en la obtención de muestras representativas que se requieren para ensayos de molienda, dimensionamiento y diseño de molinos SAG, siendo éstas a menudo muy costosas de obtener. Y además por el alto costo asociado de la prueba utilizando “la mejor tecnología” para suplir los cambios de dureza del mineral que ocurren a menudo los cuales crean períodos de amplia variación en el rendimiento de la molienda. Todo esto puede llevar a decisiones de planificación difíciles para un proyecto que pretende incluir molienda SAG, siendo la esencia de un estudio de pre-factibilidad para un proyecto SAG el conocer de manera temprana el consumo de energía aproximado y el tamaño y complejidad del circuito de molienda requerido.

En cuanto al diseño de los nuevos molinos SAG, es interesante observar que hasta la fecha no se ha podido obtener, en forma precisa y anticipada, la información de bajo costo relativo al consumo de energía SAG y el efecto de la molienda SAG en la metalurgia. Y el desarrollo de una prueba a pequeña escala ahora aparece ser un dato obligatorio.

Para llevar a cabo un estudio de pre-factibilidad adecuado para una operación SAG, se recurre a una serie de etapas básicas, las que se indican a continuación^[7]:

- Usar un primer testigo para examinar la pre-factibilidad: realizar ensayos convencionales de Bond, para chancado, molienda de barras y bolas y estimar su dureza para molienda SAG en base a las primeras.
- Determinar el proceso que continuará al proceso de molienda SAG. Además, si se debe realizar molienda de bolas y verificar si la potencia requerida es razonable.
- Investigar la dureza que presenta el mineral basado en el proyecto minero real para que pueda hacerse una evaluación de la potencia requerida para el molino SAG.

- Elegir un programa de explotación de volumen de muestra para ensayos en planta piloto, teniendo en cuenta la profundidad y limitaciones de accesibilidad, haciendo los ajustes necesarios, basados en tiempo y costo.
- Idear un circuito de planta piloto de molienda SAG y un test de trabajo metalúrgico necesario para la configuración óptima del circuito del proceso.
- Garantizar que los datos de las plantas piloto de molienda SAG y la información metalúrgica puedan ser útiles en el tiempo para integrarlos en el estudio de pre-factibilidad.
- Confirmar que se ha escogido el mejor camino para obtener información para el diseño de un proyecto que incluya molienda SAG.

Esta última consideración puede ser ahora abordada con el desarrollo del Test Starkey que puede ser un primer paso en el diseño de molinos SAG y además, cobra mayor importancia en la caracterización periódica de la energía requerida en molienda SAG del mineral que alimenta una planta de este tipo.

3.5.2 Criterios

Durante la etapa de diseño del Test Starkey, se incorporaron los siguientes criterios^[7]:

- La prueba deberá simular la molienda SAG a pequeña escala siendo reproducible y precisa.
- La prueba debe ser lo suficientemente simple para que cualquier trabajador la realice sin ningún mayor inconveniente.
- La velocidad crítica del molino debe ser 70% para que coincida con las instalaciones comerciales.
- El tamaño del producto del Test Starkey debe ser igual o más grueso que el tamaño de alimentación Bond.
- El test debe utilizar 2 (kg) de mineral, lo cual corresponde a un tamaño de muestra normalmente usado para pruebas de flotación de baja ley.
- Para minimizar los problemas de muestreo, el test debe ser por lotes, sin añadir nuevo mineral posteriormente.

- Una carga de bolas debe ser utilizada para reducir el tiempo del ensayo y para simular la verdadera acción del molino SAG.
- Al realizarse la reducción de tamaño constante, el tiempo de molienda será proporcional a la potencia utilizada.

3.5.3 Fundamentos

Considerando la ecuación de Bond para la obtención del consumo específico de energía, según la ecuación (5), si F y P son constantes, esta ecuación se reduce a la ecuación (17).

$$E_B = W_i * [\text{Constante}] \quad (17)$$

Esto significa que la energía requerida por el molino es una función solamente del índice de trabajo o dureza del mineral. Al igual que un molino SAG, corresponde a uno de los factores más importantes que afectan el consumo específico de energía. Específicamente, en el Test Starkey se ha observado que el tiempo de molienda, para obtener un producto determinado, es proporcional a la energía consumida, por lo tanto, a la dureza del mineral.

Por otra parte, la ecuación de Bond fue desarrollada para reducir una partícula desde un rango de tamaño de malla 6 Tyler hasta un tamaño 80% pasante por malla 150 Tyler, lo cual coincide con el rango de tamaño de una operación típica de un molino SAG, ya que este último corresponde a un rango de tamaño malla 6" Tyler hasta un tamaño 80% pasante por malla 150 Tyler. Pero se necesita un rango más amplio para explorar lo que ocurre con la reducción de las fracciones más gruesas, por lo tanto, el Test Starkey se encuentra en el rango medio pudiendo suplir lo descrito y, por ende, los datos generados son únicos. Además, los datos que se utilizaron para desarrollar la fórmula Bond implicaron una mayor proporción de acero como medios de molienda, en comparación a una molienda SAG.

3.6 MINERALOGÍA DE DIVISIÓN ANDINA DE CODELCO CHILE

La mineralización de cobre y molibdeno en el yacimiento, se emplaza en un amplio y variado desarrollo de rocas de origen volcánico, intrusivo e hidrotermal, constituyendo unidades que presentan diversos contenidos de dichos elementos. La información sobre los diferentes tipos

litológicos que se encuentran en DAND, fue proporcionada por el Departamento de Geología de DAND, los cuales en detalle se indican en el Anexo B, y de manera generalizada se muestra a continuación:

- Andesitas (AN): Diorita cuarcífera porfídica y pórfido de composición andesítica.
- Brecha Monolito (BXMN): Brecha con matriz de sericita, arcillas, cuarzo o clorita; brecha con matriz de polvo de roca y turmalina; brecha de turmalina; brecha de matriz de cuarzo-biotita y polvo de roca; brecha con matriz de cuarzo y feldespato potásico; brecha con matriz de biotita y polvo de roca; brecha volcánica.
- Brecha de Turmalina (BXT): Corresponde a brechas con matriz de turmalina; brecha de matriz de turmalina y polvo de roca; brecha de matriz de cuarzo-especularita y turmalina; brecha con matriz de polvo de roca y biotita.
- Brecha Tobácea Turmanilizada (BXTTO): Brecha con matriz de sericita, arcillas, clorita, turmalina y polvo; brecha con matriz de turmalina y cuarzo.
- Chimena Dacítica (CHDAC) y Brecha de Chimenea Dacítica (BXCHDAC): Incluye dentro de su clasificación brecha de polvo de roca; brecha con matriz de cuarzo y feldespato; pórfido dacítico; toba lítica cristalina; pórfido diorítico; dacita.
- Chimenea Riolítica (CHRIOL) y Brecha de Chimenea Riolítica (BXCHRIOL): Corresponden a toba lítica cristalina; brecha con matriz de siderita, limonitas y arcillas; toba cristalina; brecha con matriz de siderita y polvo de roca; toba alterada a arcillas.
- Granodiorita Cascada (GDCC): Incluye diorita cuarcífera; pórfido microdiorítico cuarcífera de biotita; granodiorita; cuarzomonzodiorita; diorita cuarcífera de biotita; granodiorita de biotita.
- Granodiorita Río Blanco (GDRB): Incluye granodiorita; tonalita; granodiorita de biotita; monzogranito; granodiorita de biotita y anfíbol; cuarzomonzodiorita de biotita y anfíbol.
- Pórfidos, incluye PDL, PFELD y PQM: Corresponden a pórfido dacítico; dacita de biotita; dacita; riolita de biotita; riolita porfídica; toba cristalina; pórfido dacítico de biotita y anfíbol.

CAPÍTULO IV: METODOLOGÍA DEL TRABAJO

El presente estudio se desarrolló en tres etapas. En primer lugar, se consideraron antecedentes sobre una curva patrón para DAND en base muestras de pruebas piloto realizadas anteriormente. Posteriormente, se comenzó a trabajar en una segunda etapa que contemplaba el conocimiento del Test Starkey en lo relativo a su preparación, manejo y operación, en la cual se trataron muestras sobrantes de pruebas de sondaje, pero de litologías determinadas. Y por último, se trataron muestras de la planta, específicamente de las correas que alimentan el molino SAG de DAND.

4.1 MUESTRAS TRATADAS

Las muestras consideradas en una primera instancia, que contemplan la segunda etapa de este estudio, consistieron en muestras sobrantes de pruebas de sondaje proporcionadas por el Departamento de Geología de DAND. Estas muestras son de litologías específicas mostradas en la Tabla 4.1, y éstas son escogidas con el fin de representar diferentes durezas.

Tabla 4.1: Litología de muestras sobrantes de pruebas de sondaje.

Nro. Muestra	Identificación Muestra	Litología
1	M-3201	GDRB
2	M-3548	GDCC
3	M-3196	AN

Las muestras con las cuales se llevó a cabo la tercera parte de este estudio, provienen de la Mina Rajo, de los sectores Don Luis, Sur Sur y Río Blanco. A pesar que el mineral proviene de distintos sectores, y que es una mezcla de mineral primario y secundario, sus características mineralógicas y litológicas no difieren mucho una de otras, obteniendo así un mineral de propiedades constantes. Las muestras fueron tomadas en las distintas fechas mostradas en la Tabla 4.2.

Tabla 4.2: Fechas de toma de muestras desde la planta.

Nro. Muestra	Muestra	Fecha Muestra
1	Correa A3	07/10/14
2	Correa A3	08/10/14
3	Correa A3	23/10/14
4	Correa A3	28/11/14
5	Correa A3	02/12/14
6	Correa A9	18/11/14

Las muestras con identificación A3, fueron tomadas desde la Correa A3; y la muestra con identificación A9 fue tomada desde la Correa A9. Ambas correas conforman la alimentación al molino SAG de la planta de DAND.

4.2 DESCRIPCIÓN GENERAL DEL MOLINO STARKEY

El molino utilizado en el Test Starkey fue construido por Minnovex Technologies Inc., y corresponde a un modelo de simplicidad y practicidad. Sus dimensiones internas son de 12x4 (pulg), con una velocidad de giro de 54 (rpm), lo cual corresponde al 70% de la velocidad crítica. Posee 6 levantadores de dimensiones 4x1x1 (largo, alto, ancho) y una carga de bolas correspondiente a 39 bolas, siendo un 14,7% aproximadamente de nivel de llenado de bolas. Estas bolas tienen un peso total entre 5,00 a 5,08 (kg) con un diámetro de 1,25 (pulg) cada una. El equipo y las bolas utilizadas se pueden observar en la Fig. 4.1, y sus características en mayor detalle en la Fig. 4.2.



Figura 4.1: Molino Starkey de laboratorio.

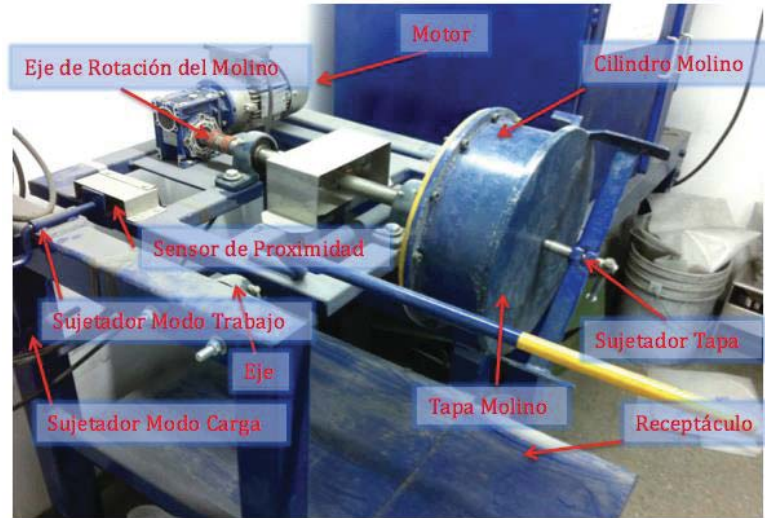


Figura 4.2: Partes del molino Starkey.

El tiempo de molienda se controla mediante un temporizador de detención automática para así eliminar los errores causados por un exceso de molienda. La unidad se encuentra montada sobre cojinetes giratorios que permiten el ajuste del molino en tres posiciones diferentes, siendo éstas de carga, descarga y trabajo, lo cual se puede observar en la Fig. 4.3. Los pasos a seguir para su funcionamiento se detallan en el Anexo C. El molino se cierra con una etapa de diámetro completo que está biselado para adaptarse a la pared de la cámara circular y se sostiene por el uso de una horquilla de liberación rápida con un perno de apriete roscado.

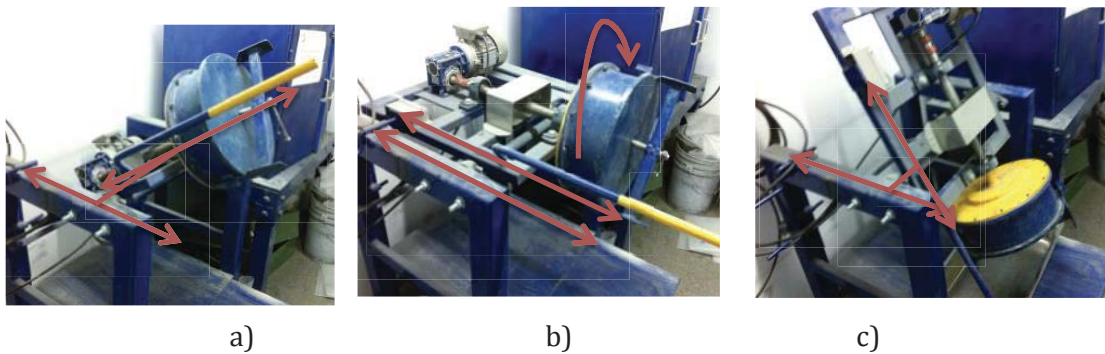


Figura 4.3: Posiciones de trabajo del molino Starkey: a) Posición de carga, b) Posición de trabajo, c) Posición de descarga.

4.3 MATERIALES Y EQUIPOS

A continuación se detallan los equipos y materiales utilizados durante todo el procedimiento:

Tabla 4.3: Utilización de equipos y materiales.

Equipos / Materiales	Utilización
Harnero de abertura de $\frac{3}{4}$ "	Separación de la muestra original.
Chancador de mandíbulas	Chancado del sobretamaño de la muestra original para lograr granulometría requerida para el Test Starkey.
Cortador Jones de 2" de Molino Starkey	Corte de la muestra original. Molienda en seco para obtener granulometría 80% -10# Tyler.
Ro-Tap y serie de tamices ASTM E 11-87	Distribución granulometría de alimentación y producto del test.

4.4 CONDICIONES EXPERIMENTALES

Para realizar el Test Starkey las muestras deben ser sometidas a las siguientes condiciones experimentales en el equipo principal, el molino Starkey:

Tabla 4.4: Condiciones experimentales.

Variable	Condición Experimental
Alimentación	2 Kg de muestra mineral
Granulometría alimentación	100% - $\frac{3}{4}$ " 20% + $\frac{1}{2}$ " y 80% - $\frac{1}{2}$ "
Granulometría producto	80% - 10# Tyler
Tipo de molienda	Seca
Carga de bolas	5 a 5,08 Kg con un diámetro de 1,25" (39 bolas)
Velocidad del molino	54 rpm

Continuación Tabla 4.4: Condiciones experimentales.

Variable	Condición Experimental
Nº de levantadores molino	6 de dimensiones 4" x 1" x 1" (largo x alto x ancho)
Dimensiones del molino	Largo externo: 5,3"
	Largo interno: 4"
	Diámetro: 12"

4.5 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL TEST STARKEY

En general, el procedimiento corresponde a una serie de etapas basadas principalmente en los procesos de chancado y tamizaje en seco. Una vez preparada la muestra de alimentación al molino Starkey, lo cual corresponde a 2 (kg), se programa el primer ciclo de molienda y, una vez cumplido esto, la muestra se tamiza por sobre la malla 10 Tyler y el valor de la masa retenida se registra. Esta prueba finaliza una vez superado el 80% pasante acumulado por la malla 10 Tyler, por lo tanto, si no se logra esto con el primer ciclo de molienda se combinan el sobretamaño y bajotamaño, y se ingresan al molino junto a la carga de bolas nuevamente, y se programa un segundo ciclo.

El procedimiento que se seguirá en este estudio corresponde al de la empresa SGS, ya que actualmente tiene contrato vigente con DAND, y se pretende que trate las muestras provenientes de la planta de molienda SAG. A continuación se detalla paso a paso este procedimiento. En la Fig. 4.4a se visualizan los primeros 9 pasos; en la Fig. 4.4b se observa el paso 10; y en la Fig. 4.4c se observan los últimos pasos.

1. Se realiza un muestreo en planta obteniendo aproximadamente 1 (m) de carga de la correa de alimentación fresca al molino SAG (en este caso las correas A3 y A9). Para su obtención es necesario que la planta esté operando en régimen operacional para otorgarle un grado de representatividad a la muestra que se toma.
2. La muestra se debe secar completamente.
3. Una vez que esta muestra se encuentra seca, se hace pasar a través de la malla 3/4".

4. El sobretamaño de la malla 3/4" se chanca (con chancador de mandíbulas, y eventualmente si es necesario usar chancador de rodillos) hasta que se cumpla 100% - 3/4"; y el bajotamaño se guarda.
5. Cuando el sobretamaño ya reducido retorna del chancado se junta con el bajotamaño y se conforma la muestra. Debido a que la muestra se conforma de 70 (kg) aproximadamente, es necesario reducirla a 5 (kg) para facilitar la ejecución del procedimiento. Para ello, se realiza la homogenización y reducción de la muestra por medio del cortador Jones de 2" de abertura.
6. Los 5 (kg) aproximadamente de muestra se pesan y se registra este valor. Se calcula el 20% de la masa total exacta registrada. Este valor corresponde a la masa que debiera quedar sobre la malla 1/2". Luego se hacen pasar los 5 (kg) a través de la malla 1/2". El bajotamaño se guarda; y el sobretamaño, se pesa.
7. La masa de muestra del sobretamaño que exceda el 20% de la muestra total calculada en el paso 6, se debe chancar para así obtener un producto bajo 1/2".
8. La fracción chancada se junta con el bajotamaño de 1/2", que conforma el 80% en peso del total de la muestra.
9. Se realiza un análisis granulométrico a la muestra con el siguiente conjunto de mallas ASTM E11-87: 3/4", 1/2", 3/8", 1/4", #6, #12.
10. Por cada monofracción generada, se calcula porcentualmente el peso que le corresponde a cada fracción de tamaño para conformar 2 (kg) de mineral.
11. El molino es llevado a su posición de carga y se retira la tapa. Se cargan las 39 bolas y se agregan los 2 (kg) de alimentación. Se ajusta la tapa del molino y se aprieta firmemente para evitar las pérdidas de mineral.
12. El molino se lleva a su posición de trabajo y el controlador se programa a 30 (min) y se procede a realizar el primer ciclo de molienda.
13. Al terminar los 30 (min) llevar el molino a su posición de carga y sacar con cuidado la tapa. Bajar lentamente el molino y con la ayuda de un combo de goma y una brocha, retirar todo el material y medios de molienda a una bandeja sobre el receptáculo.
14. Separar las bolas y retornarlas al molino.
15. Hacer pasar la muestra por el mismo conjunto de mallas del paso 9. Tamizar por 20 (min).

16. Pesar la masa retenida por cada malla y registrar estos valores. Si el producto posee una granulometría menor a un 80% bajo #10 Tyler, se recarga toda la muestra dentro del molino y se repite desde los pasos 11 al 16 hasta exceder este porcentaje.
17. El registro se debe realizar en planillas, y un ejemplo de esto se encuentra en el Anexo D.

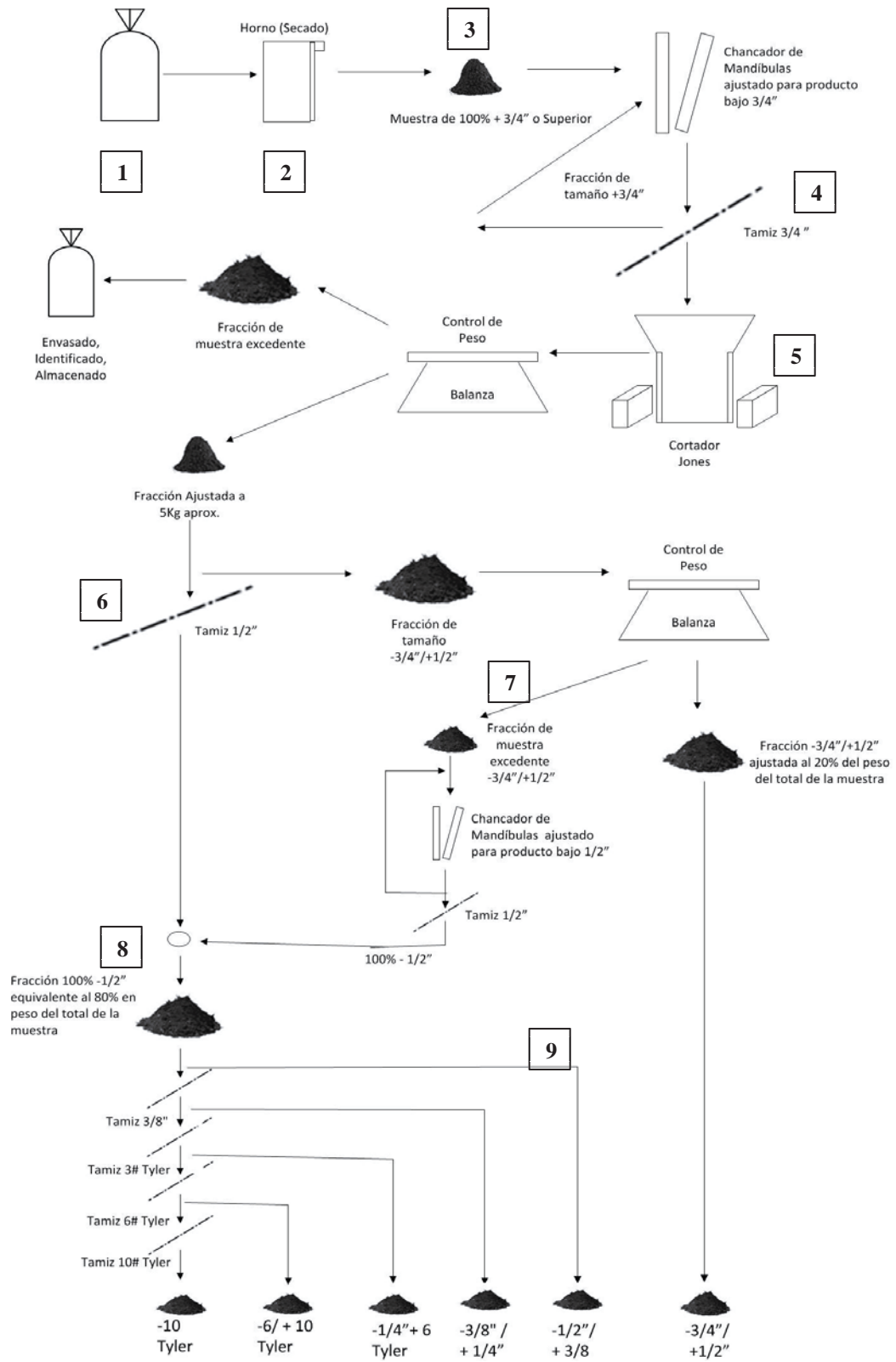


Figura 4.4a: Paso 1 al paso 9 del procedimiento experimental.

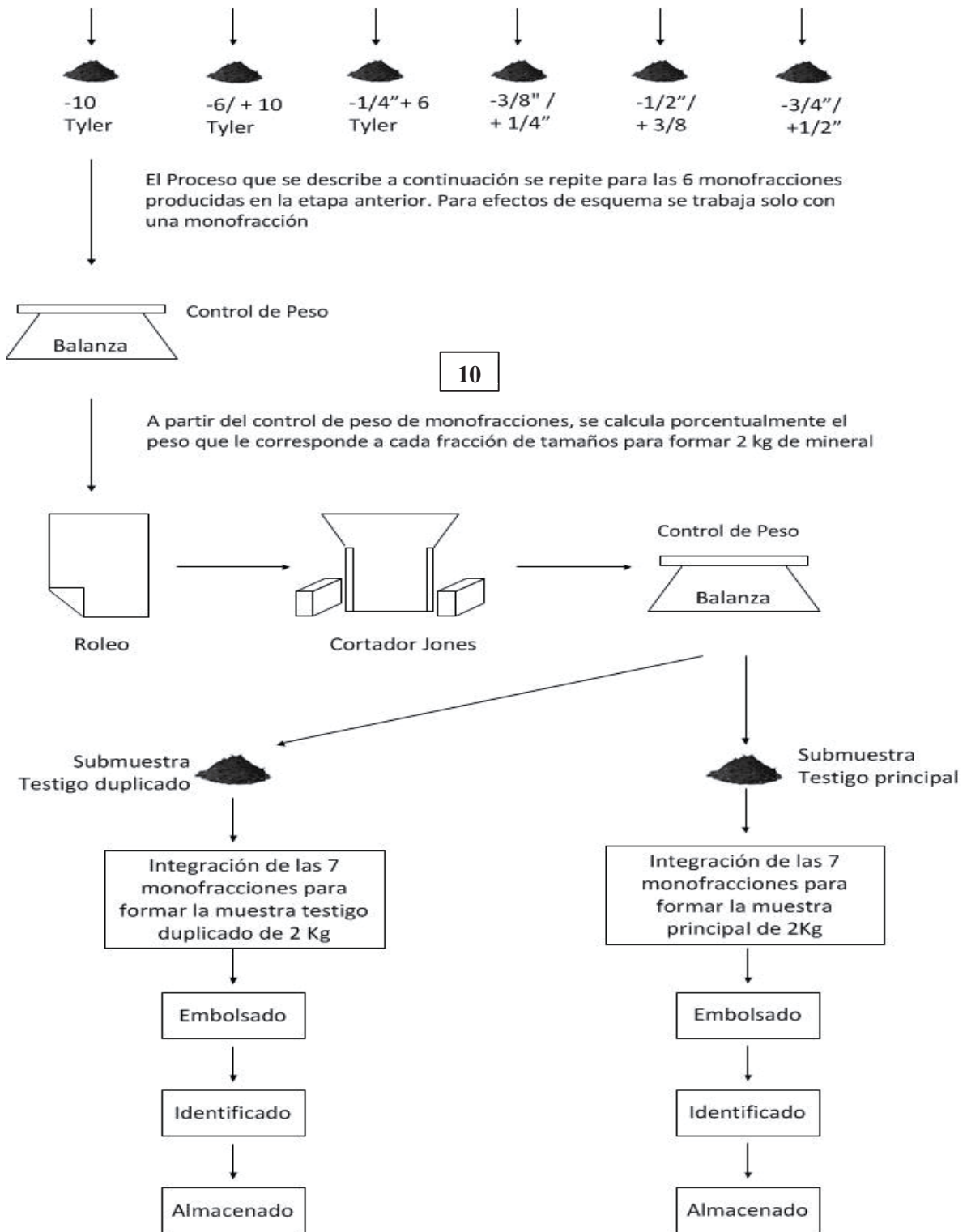


Figura 4.4b: Paso 10 del procedimiento experimental.

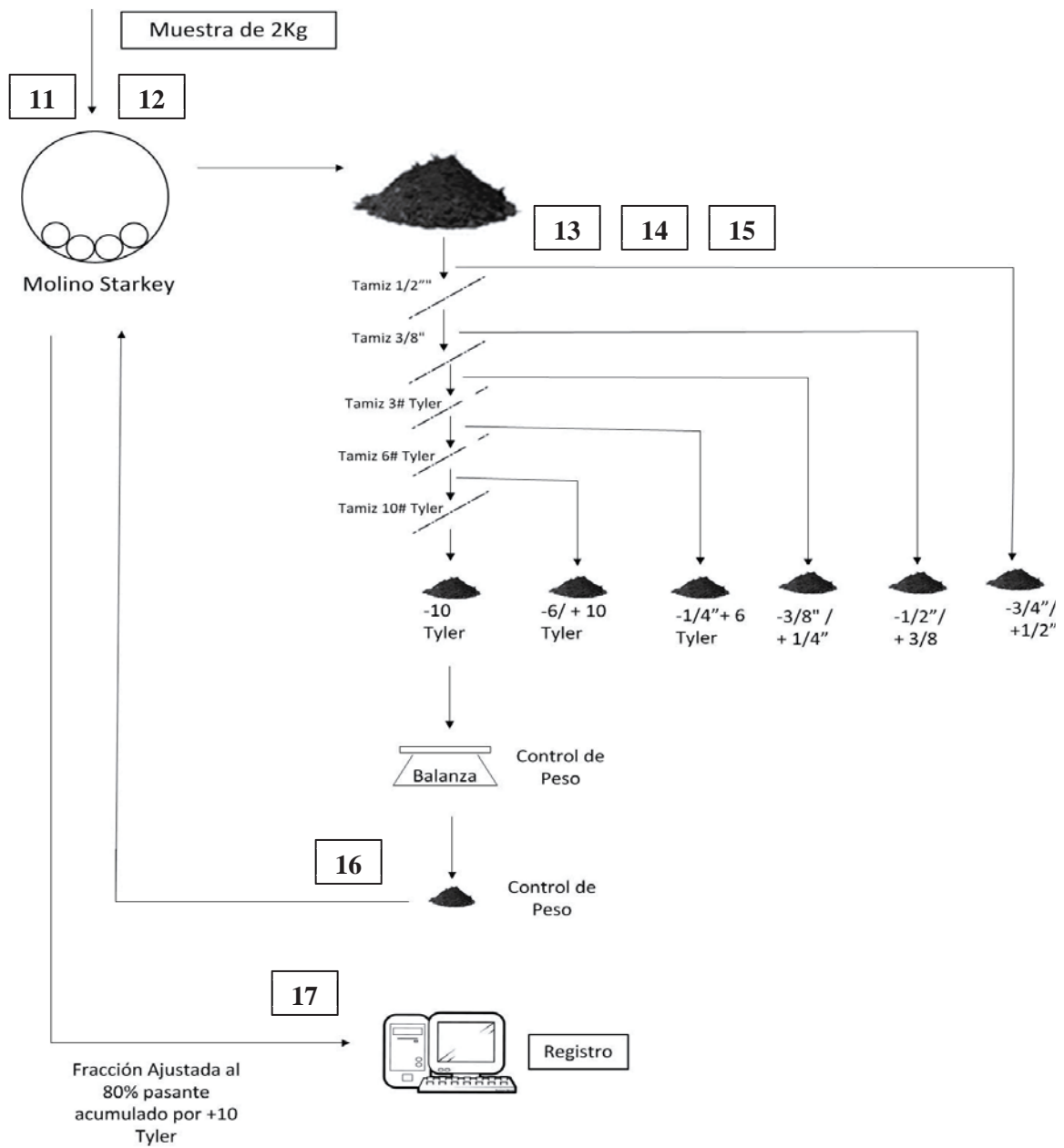


Figura 4.4c: Paso 11 al paso 17 del procedimiento experimental.

4.6 MEDIDAS DE SEGURIDAD EN EL PROCEDIMIENTO DEL TEST STARKEY

Este estudio se pretende desarrollar bajo condiciones de eficiencia, calidad y seguridad, evitando incidentes que puedan dañar el recurso humano, el material y medio ambiente. A

continuación se detalla en la Tabla 4.5 medidas de prevención de riesgos para cada actividad involucrada durante el procedimiento del Test Starkey.

Tabla 4.5: Medidas de prevención de riesgos.

Actividad	Peligro	Medidas de Control
Preparación para Realización de la Actividad.	Manipulación de mineral.	Uso correcto de EPP.
	Manipulación y traslado de carga. Exposición al polvo.	Apilar adecuadamente la carga antes de transportarla.
	Exposición al ruido.	
Revisión de Equipos y Materiales para realizar el Ensayo.	Contacto con maquinaria y equipos energizados.	Uso correcto de EPP. Mantener limpios y ordenados los equipos y área de trabajo.
	Contacto con residuos de procesos anteriores contraproducentes para la salud.	Inspeccionar todos los cables e interruptores eléctricos para detectar: cortaduras, aislamientos rasgados, terminales expuestos y conexiones sueltas.
	Manipulación de carga (bolas).	No girar la cintura mientras se sostiene una carga pesada, ya que para voltear debe hacerse con todo el cuerpo.
Preparación de Granulometría de Alimentación.	Manipulación de mineral.	Uso correcto de EPP.
	Exposición al ruido.	
	Exposición al polvo.	No girar la cintura mientras se sostiene una carga pesada, ya que para voltear debe hacerse con todo el cuerpo.
	Contacto con maquinaria y equipos energizados.	
	Contacto con piezas móviles, atrapamiento. Manipulación de carga.	Levantar la carga con ayuda y técnicas correctas.
Ejecución del Ensayo.	Manipulación de mineral.	Uso correcto de EPP.
	Contacto con maquinaria y equipos energizados.	Utilizar rejilla protectora alrededor del molino.
	Manipulación de carga.	No girar la cintura mientras se sostiene una carga pesada, ya que para voltear debe hacerse con todo el cuerpo.

CAPÍTULO V: RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 ETAPA PRELIMINAR EN DAND

Esta etapa contempla el conocimiento del Test Starkey en lo relativo a antecedentes de muestras tratadas que correspondían a diferentes sectores de la mina que alimentan a la planta de la molienda SAG de DAND, y que ya habían sido sometidas a ensayos escala piloto.

Los ensayos a escala piloto consideran muestras representativas del yacimiento, teniéndose gran incertidumbre al respecto. Normalmente para conformar la muestra se consideran diversos puntos del yacimiento, siendo éstas evaluadas en forma individual y formando compósitos para alimentar el o los circuitos a evaluar. El comportamiento del proceso de estos compósitos da un valor medio de las propiedades del mineral, pero explícitamente no muestra las diferencias entre una zona y otra.

Luego de la ejecución del ensayo piloto, se determina la potencia neta consumida por el proceso de molienda SAG, y se calcula el CEE respectivo, tal como se mencionó en el Capítulo 3, lo cual se detalla en el Anexo E. Además de la obtención de los CEE por medio de ensayos pilotos, se obtuvo el tiempo de molienda para cada muestra utilizando el Test Starkey.

La relación entre ambos parámetros, tiempo de molienda a partir del Test Starkey y el CEE respectivo de cada muestra, se refleja en la ecuación (18), la cual corresponde a la curva patrón para DAND.

$$\text{CEE} \left(\frac{\text{kWh}}{\text{t}} \right) = 0,0335 \times \text{Tiempo} + 2,9473 \quad (18)$$

Lo descrito anteriormente se basa en lo realizado por Minnovex^[8], tal como se mencionó en el Capítulo 3, en donde se caracterizó la relación entre el tiempo de molienda obtenido por el Test Starkey versus el consumo de energía en forma lineal, obteniendo así una curva patrón considerando diferentes yacimientos. De esta misma manera, otras Divisiones de CODELCO obtuvieron cada una

sus ecuaciones particulares. Esto se muestra en la Fig. 5.1, al igual que la curva patrón de DAND.

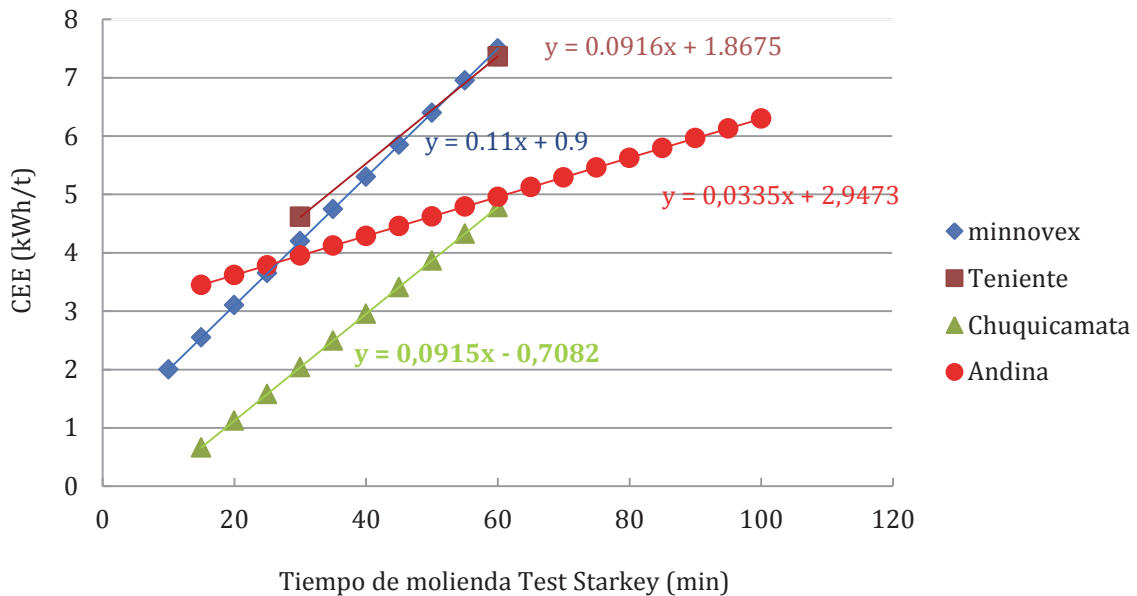


Figura 5.1: Diferentes curvas de relación entre tiempo de molienda del Test Starkey y CEE.

En la Fig. 5.1 se muestra que, en general, a medida que se incrementa el tiempo de molienda aumenta el CEE, de esta forma de acuerdo a la curva patrón de DAND, una muestra que presenta un tiempo de molienda de 40 (min) se obtuvo un CEE de 4,2 (kWh/t), mientras que a 80 (min) se obtuvo un CEE de 5,6 (kWh/t). Estos resultados indican la tendencia que debiera existir en futuros muestreos en DAND, en cuanto a la relación entre el CEE y el tiempo de molienda obtenido por el Test Starkey.

Además se puede observar claramente la diferencia que presenta DAND con las otras Divisiones, lo cual radica en las distintas pendientes de cada una de las curvas, en donde DAND presenta una pendiente menor, lo que implica en un menor aumento de CEE a medida que se incrementa el tiempo de molienda. Así, por ejemplo, a un tiempo de 60 (min) para Andina se obtiene un CEE de 4,9 (kWh/t) y en El Teniente 7,3 (kWh/t), por lo tanto, el mineral de DAND presenta una mayor dureza, ya que para alcanzar un CEE similar al de División El Teniente se requiere un mayor tiempo de molienda. Estos resultados sugieren que cada División debe tener su propia ecuación, ya que a pesar de que se trata de un mismo procedimiento, los yacimientos son diferentes y, por ende, presentan diferentes características, tal como la dureza.

5.2 RESULTADOS DE MUESTRAS SOBRANTES DE PRUEBAS DE SONDAJE

Esta etapa contempla lograr precisión en la ejecución del procedimiento experimental, y para ello se trabajó con muestras sobrantes de pruebas sondaje que fueron proporcionadas por el Departamento de Geología, las cuales ya poseían un valor estimado de CEE. Estas muestras eran de litologías GDRB, GDCC y AN, siendo de durezas diferentes. La de mayor dureza correspondía a AN; y la de menor, a GDCC, por lo tanto, el tiempo de molienda obtenido a partir del Test Starkey debía coincidir con estos antecedentes. Los resultados obtenidos se observan en la Tabla 5.1.

Tabla 5.1: Resultados Test Starkey de diferentes litologías.

Litología	Identificación	Tiempo
	Muestra	Molienda, min
GDCC	M-3548	121,7
GDRB	M-3201	126,3
AN	M-3196	154,0

Como se puede observar en la Tabla 5.1, los tiempos de molienda obtenidos a partir del Test Starkey coinciden con lo expuesto anteriormente, es decir, que la litología GDCC presentó un menor tiempo de molienda mediante el Test Starkey (122 (min)) que las litologías GDRB (126 (min)) y AN (154 (min)).

Tal como se mencionó anteriormente, estas muestras ya poseían un CEE estimado previamente, por lo tanto, los tiempos de molienda resultantes de cada muestra se ingresaron en la ecuación (18), para así estimar la diferencia existente entre el CEE obtenido mediante esta ecuación y lo estimado previamente. Los resultados se pueden observar en la Tabla 5.2.

Tabla 5.2: Comparación de CEE entre lo estimado y obtenido por ecuación.

Litología	Identificación Muestra	CEE	CEE
		Estimado, kWh/t	Ecuación, kWh/t
GDCC	M-3548	6,05	7,03
GDRB	M-3201	6,42	7,17
AN	M-3196	6,82	8,12

De los resultados expuestos en la Tabla 5.2 se puede observar, en primer lugar, que la litología GDCC presenta un menor CEE en comparación con las otras litologías, siendo de 6,05 (kWh/t) en el caso de CEE estimado; y de 7,03 (kWh/t) en el caso de CEE obtenido mediante la ecuación. Por otra parte, la litología AN presentar el mayor CEE, siendo de 6,82 (kWh/t) en el caso de CEE estimado; y de 8,12 (kWh/t) en el caso de CEE obtenido mediante la ecuación. Estos resultados indican que la tendencia es similar para ambos CEE de cada litología; y que existe una diferencia de aproximadamente 1,00 (kWh/t) entre el CEE estimado previamente y el CEE obtenido mediante la ecuación (18), para cada litología.

Con el fin de comprobar la correcta ejecución del ensayo, se enviaron duplicados de las litologías GDRB y GDCC, respectivamente, a la empresa SGS para que realizara el Test Starkey, la cual como ya se mencionó anteriormente, aplica el mismo procedimiento descrito en este estudio. Los resultados se pueden observar en la Tabla 5.3.

Tabla 5.3: Comparación entre resultados de tiempo de molienda del Test Starkey de DAND Y SGS.

Litología	Identificación Muestra	Tiempo molienda DAND, min	Tiempo molienda SGS, min
GDCC	M-3548	121,7	112,8
GDRB	M-3201	126,3	114,6

En base a los resultados de la Tabla 5.3, se puede observar que la litología GDCC presenta un menor tiempo de molienda a partir del Test Starkey, siendo de 121,7 (min) en el caso de lo obtenida en el laboratorio de DAND; y de 112,8 (min) en el caso de lo obtenido por la empresa SGS. Por otra parte, la litología GDRB presenta un mayor tiempo de molienda siendo de 126,3 (min), en el caso de lo obtenido en el laboratorio de DAND; y de 114,6 (min) en el caso de lo obtenido por la empresa SGS. Estos resultados indican que la tendencia es la misma para ambos casos; y que existe una diferencia de aproximadamente 10,0 (min) entre el tiempo de molienda obtenido en el laboratorio de DAND y lo obtenido en la empresa SGS, para cada litología respectivamente.

5.3 RESULTADOS DIVISIÓN ANDINA

A continuación se presentan los resultados del Test Starkey realizado con mineral de DAND. Las muestras tratadas provienen de las correas A3, la cual es alimentada por el chancado primario Don Luis; y la correa A9, que continúa la secuencia de la correa A3 alimentando finalmente la planta de molienda SAG. Estas correas fueron especificadas en el Capítulo 4. Los resultados de los tiempos de molienda mediante el Test Starkey se pueden apreciar en la Tabla 5.4. El detalle de estos ensayos, se puede apreciar en el Anexo F.

Tabla 5.4: Resultados Test Starkey de correas A3 y A9 de DAND.

Muestra	Fecha Muestreo	Tiempo molienda, min
Correa A3	07/10/14	140,9
Correa A3	08/10/14	125,1
Correa A3	23/10/14	128,4
Correa A3	28/11/14	118,9
Correa A3	02/12/14	136,6
Correa A9	18/11/14	128,4

A partir de la Tabla 5.4 se puede observar que el menor tiempo de molienda se presenta en la fecha de muestreo del 28 de noviembre del año 2014 siendo de 118,9 (min); mientras que el mayor tiempo se registró en la fecha de muestreo del 7 de octubre del año 2014 siendo de 140,9 (min). Estos resultados indican que para la fecha de muestreo en la cual se registró un mayor tiempo de molienda, existió una mayor dureza de mineral en comparación a los otros días y, por ende, debiera presentar un mayor CEE. De manera contraria, para la fecha de muestreo en la cual se registró un menor tiempo de molienda, se debiera presentar un menor CEE. En general, los tiempos de molienda registrados exceden los 120 (min), por lo tanto, se demuestra lo expuesto anteriormente en la Fig. 5.1, en donde DAND presenta un mineral con mayor dureza que otras Divisiones de CODELCO, y por ende, un mayor CEE asociado.

De acuerdo a los mecanismos de fractura, abordados en el Capítulo 3, los ensayos presentan curvas granulométricas (Anexo F) similares, ya que todos los ensayos presentaron tiempos de molienda superior a 120 (min). Se puede apreciar que para el producto, al existir un notorio aplanamiento de la curva el mecanismo de fractura que impera es la abrasión. Por otro lado, si

hubiese poco aplanamiento de la curva implicaría que el mecanismo de fractura principal es el impacto, y por ende, se trataría de tiempos de molienda inferiores.

Con el fin de corroborar los resultados de las pruebas mediante el Test Starkey, se compararon los CEE respectivos de cada muestra con el CEE obtenido en planta, de acuerdo a la fecha de muestreo determinada. Para ello, cada tiempo de molienda, observados en la Tabla 5.4, se utilizaron en la aplicación de la ecuación (18), cuyos resultados de CEE se aprecian en la Tabla 5.5. Además se exponen los CEE de la molienda SAG registrados en planta para aquellos días en específico, los cuales fueron obtenidos tal como se mencionó en el Capítulo 3. El detalle de los CEE registrados en planta se pueden apreciar en el Anexo G.

Tabla 5.5: Comparación de CEE entre DAND y planta.

Muestra	Fecha Muestreo	CEE Ecuación kWh/t	CEE Planta kWh/t	Δ CEE kWh/t
Correa A3	07/10/14	7,7	8,2	0,5
Correa A3	08/10/14	7,1	8,2	1,1
Correa A3	23/10/14	7,3	7,8	0,5
Correa A9	18/11/14	7,3	7,8	0,5
Correa A3	28/11/14	6,9	7,1	0,2
Correa A3	02/12/14	7,5	7,7	0,2
				Promedio
				0,5

En la Tabla 5.5 se observa que el mayor CEE se registró en el día 7 de octubre del año 2014, siendo de 7,7 (kWh/t) en el caso del CEE obtenido a partir de la ecuación; y de 8,2 (kWh/t) en el caso del CEE presentado en planta. De forma contraria, el menor CEE se registró el día 28 de noviembre del 2014, siendo de 6,9 (kWh/t) en el caso del CEE obtenido a partir de la ecuación; y de 7,1 (kWh/h) en el caso del CEE presentado en planta. Estos resultados indican que la tendencia fue la misma para ambos casos, corroborando la cercanía de los datos obtenidos a partir del Test Starkey con lo que ocurre realmente en planta. En general, los datos presentan cambios similares. El único dato que muestra una tendencia diferente es en la fecha de muestreo del 8 de octubre del año 2014, en donde el CEE proveniente de la ecuación es de 7,1 (kWh/t), mientras que el CEE a partir de la planta resulta en 8,2 (kWh/t). Para visualizar lo descrito de manera más clara, se calculó un promedio de ambos CEE,

respectivamente, que también se puede apreciar en la Tabla 5.5, siendo de 0,5 (kWh/t). Por lo tanto, se concluye la estrecha cercanía entre ambos CEE.

Con el fin de lograr una mayor comprensión de los antecedentes expuestos, se puede observar en la Fig. 5.2 un mapeo de las litologías presentes en las fechas que se obtuvieron las muestras provenientes de la planta SAG. Cabe mencionar que las fechas se deben visualizar con 2 días de desfase, aproximadamente.

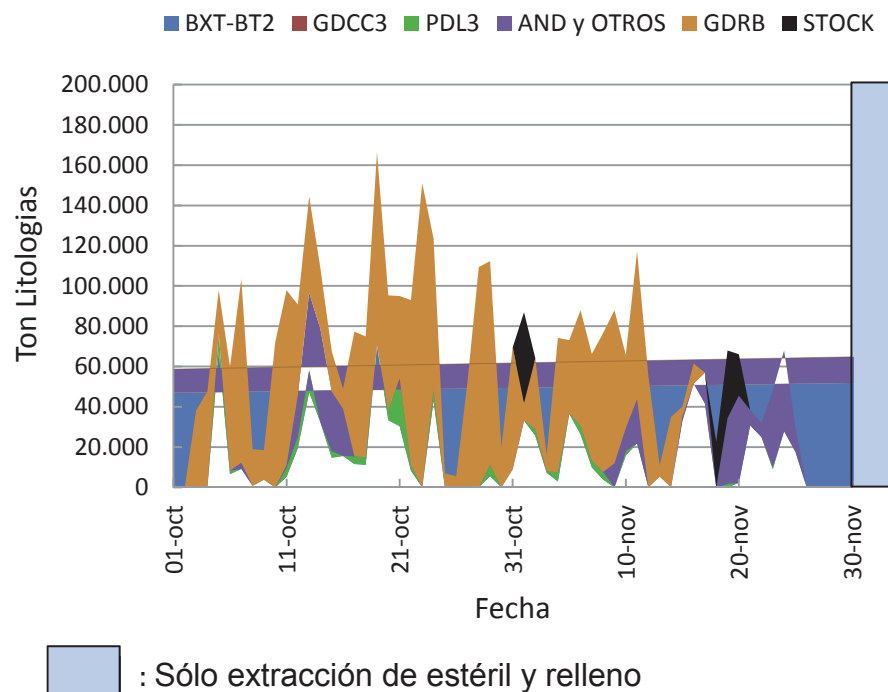


Figura 5.2: Litologías durante las fechas de obtención de muestras de la planta SAG.

Para las fechas de muestreo correspondiente a los días 7, 8 y 23 de octubre del año 2014, que de acuerdo al desfase en la Fig. 5.2 corresponde al 9, 10 y 25 de octubre del año 2014, las litologías predominantes corresponden a GDRB y AN. Para el muestreo realizado durante el día 18 de noviembre del año 2014, que en la Fig. 5.2 corresponde al 20 de noviembre del año 2014, se aprecia una litología predominante correspondiente a AN. Y respecto a la fecha correspondiente al 30 de noviembre del 2014, sólo se registra extracción de estéril y relleno, es decir, que no existe un mapeo certero de las litologías para aquel día, ya que se trata de una mezcla de minerales acumulados por 10 días con anterioridad.

Estos resultados indican que al existir una predominancia de litologías GDRB y AN, debiera estar asociado un mayor CEE, ya que son minerales de mayor dureza. De acuerdo a esto, comparando con los resultados obtenidos a partir del Test Starkey, se estaría corroborando esta suposición, ya que para el día 7 de octubre del año 2014 se registra el mayor CEE, tal como se observó en la Tabla 5.5. De igual forma, ocurre con la fecha de muestreo correspondiente al 18 de noviembre del 2014, en donde existió una predominancia de litología AN, por lo tanto, también debiera estar asociado un CEE relativamente mayor, lo cual se confirma, ya que para aquel día se registró un CEE de 7,3 (kWh/t). Tal como se mencionó anteriormente, para la fecha de muestreo correspondiente al 28 de noviembre del año 2014, al coincidir con el proceso de extracción de estéril, no se puede llegar a conclusiones más certeras en base a las litologías, ya que no se tiene conocimiento previo de la predominancia de alguna de éstas.

Por otra parte, DAND envía actualmente sus muestras provenientes de la correa A3 a la empresa ASMIN, la cual realiza el Test Starkey. Con el fin de comparar lo obtenido en el laboratorio de DAND con lo que resulta de esta empresa, se solicitaron los resultados del Test Starkey para las mismas muestras tratadas. Los resultados obtenidos por esta empresa durante octubre y noviembre se observan en la Tabla 5.6.

Tabla 5.6: Resultados Test Starkey de correa A3 por la empresa ASMIN.

Fecha Muestreo	Tiempo molienda, min
07/10/14	87,09
08/10/14	44,65
23/10/14	53,11
28/11/14	51,26

En la Tabla 5.6 se observa que el mayor tiempo de molienda registrado corresponde a la fecha de muestreo del día 7 de octubre del año 2014, siendo de 87,09 (min). Esto indica que existe la misma tendencia que los resultados obtenidos en DAND, ya que tal como se mencionó anteriormente, en esta fecha de muestreo ocurrió exactamente lo mismo. La diferencia radica en que los tiempos de molienda observados en la Tabla 5.6, son valores muy bajos en

comparación con lo obtenido en el laboratorio metalúrgico de DAND. Esto se atribuye principalmente a la aplicación de un procedimiento diferente.

Con el fin de visualizar la cercanía de los resultados de los tiempos de molienda obtenidos, tanto en DAND como en ASMIN, con respecto a lo que ocurre en planta, se ingresaron estos valores a la ecuación (18) para así tener una referencia en base a CEE.

Tabla 5.7: Comparación entre CEE de ASMIN y DAND, con CEE planta.

Fecha Muestreo	CEE Ecuación ASMIN, kWh/t	CEE Ecuación DAND, kWh/t	CEE Planta, kWh/t
07/10/14	5,9	7,7	8,2
08/10/14	4,4	7,1	8,2
23/10/14	4,7	7,3	7,8
28/11/14	4,7	6,9	7,1

Como bien se puede observar en la Tabla 5.7, existe una diferencia promedio de aproximadamente 2,9 (kWh/t) entre el CEE obtenido en ASMIN y el CEE de la planta; mientras que entre el CEE obtenido en DAND y el CEE de la planta existe una diferencia promedio de aproximadamente 0,5 (kWh/t). Por lo tanto, esto demuestra que los resultados de los tiempos de molienda obtenidos en DAND tienen una mayor cercanía con lo que sucede en planta, y que además el procedimiento descrito se ajusta bastante bien.

A continuación, en la Tabla 5.8 se presentan los errores asociados entre el CEE obtenido en DAND y el CEE de la planta; y en la Tabla 5.9, los errores asociados entre el CEE obtenido en ASMIN y el CEE de la planta.

Tabla 5.8: Errores asociados entre CEE de DAND y CEE planta.

Fecha Muestreo	CEE Ecuación DAND, kWh/t	CEE Planta, kWh/t	Error Absoluto	Error Relativo	Porcentaje Error, %
07/10/14	7,7	8,2	0,5	0,0609	6,09
08/10/14	7,1	8,2	1,1	0,1341	13,41
23/10/14	7,3	7,8	0,5	0,0641	6,41
28/11/14	6,9	7,1	0,2	0,0281	2,81
					Promedio: 7,18%

En la Tabla 5.8 se puede observar que el mayor porcentaje de error se encuentra en la fecha de muestreo correspondiente al 8 de octubre del año 2014 y, el menor porcentaje de error, se encuentra en la fecha correspondiente al 28 de noviembre del 2014. Además se puede observar que el porcentaje de error promedio entre el CEE obtenido en DAND y el CEE presentado en planta es de 7,18%.

Tabla 5.9: Errores asociados entre CEE de ASMIN y CEE planta.

Fecha Muestreo	CEE Ecuación ASMIN, kWh/t	CEE Planta, kWh/t	Error Absoluto	Error Relativo	Porcentaje Error, %
07/10/14	5,9	8,2	2,3	0,2804	28,04
08/10/14	4,4	8,2	3,8	0,4634	46,34
23/10/14	4,7	7,8	3,1	0,3974	39,74
28/11/14	4,7	7,1	2,4	0,3380	33,80
					Promedio: 36,98%

En la Tabla 5.9 se puede observar que el mayor porcentaje de error se encuentra en la fecha de muestreo correspondiente al 8 de octubre del año 2014 y, el menor porcentaje de error, se encuentra en la fecha correspondiente al 7 de octubre del 2014. Además se puede observar que el porcentaje de error promedio entre el CEE obtenido en ASMIN y el CEE presentado en planta es de 36,98%.

Considerando el porcentaje de error promedio, se puede observar que el CEE obtenido en DAND presenta un menor error con respecto al CEE de la planta, a diferencia de lo que presenta el CEE obtenido por ASMIN, entonces, se demuestra la mayor cercanía.

Por otra parte, de acuerdo al grado error que puede existir, se identifican posibles fuentes durante la ejecución del procedimiento del Test Starkey, como un error tipográfico al ingresar los datos operacionales del ensayo a la planilla Excel; falta de homogenización; que la muestra no está bien seca; que en la descarga del molino después de cada ciclo se pierde mucho mineral; existencia de deficiencias en el equipo y materiales usados; falta de ajuste del chancador; la carga de bolas no es la correcta; la dimensión del molino no es la correcta (largo, diámetro, superficie lisa al interior del molino, lifters en buen estado); las balanzas no

están bien calibradas; y que las mallas utilizadas por el operador no son las correctas o se encuentran dañadas.

CAPÍTULO VI: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 CONCLUSIONES

El Test Starkey proporciona datos muy cercanos de los requerimientos de energía en molinos SAG, así como también mejora la capacidad de molienda existente. La información generada por este Test puede ser utilizada en forma preliminar para el dimensionamiento y diseño de molinos SAG.

En cuanto al desarrollo del Test Starkey, a pesar que se trata de un procedimiento estándar, es necesario precisar cada paso a seguir, por lo tanto, se logró detallar un protocolo de trabajo para DAND que se ajusta a las condiciones operacionales actuales de la planta.

De acuerdo a los resultados obtenidos con el Test Starkey, tiempo de molienda, al aplicarlos en la ecuación propuesta por DAND se logra una gran cercanía en relación con los datos de la planta industrial. Es decir, en una fecha de muestreo determinada se obtuvo un CEE máximo, en la cual mediante el Test Starkey y la ecuación propuesta resultó un CEE de 7,7 (kWh/t), mientras que en la planta se registró un CEE de 8,2 (kWh/t), existiendo entre ambos valores una diferencia de 0,5 (kWh/t). Por otro lado, para otra fecha determinada se obtuvo un CEE mínimo, en la cual mediante el Test Starkey y la ecuación propuesta resultó un CEE de 6,9 (kWh/t), mientras que en la planta se registró un CEE de 7,1 (kWh/t), existiendo entre ambos valores una diferencia de 0,2 (kWh/t). En general, la aproximación promedio resultante entre lo obtenido mediante el Test Starkey y la aplicación de la ecuación, y la planta corresponde a 0,5 (kWh/t). Además, el CEE obtenido en DAND presenta un menor grado de error (7,18%) que lo obtenido por la empresa ASMIN (36,98%), en comparación al CEE registrado en planta.

Lo descrito implica una buena alternativa de estimación en la planificación minera permitiendo categorizar con respecto a la dureza, a los diferentes yacimientos, determinando cuales minerales son más favorables a la molienda SAG. Sin embargo, no cuantifica el efecto de algunas variables de entrada al proceso, como por ejemplo, el cambio de perfil granulométrico de alimentación o composición mineralógica.

Cabe mencionar que estos resultados obtenidos en esta memoria son preliminares, ya que la cantidad de muestras son muy escasas para asegurar que el modelo se aplica a largo plazo y para lograr establecer un modelo fiable, que permita anticipar los cambios del procesamiento del molino SAG. Para ello, es necesario realizar el Test Starkey con muestras entre periodos más largos.

6.2 RECOMENDACIONES

Internalizar en DAND el Test Starkey, como metodología estándar en la determinación de durezas de minerales a la molienda SAG, y en la etapa preliminar del diseño y dimensionamiento de circuitos que involucren molinos SAG.

Estudiar el efecto de la granulometría de alimentación sobre el CEE en molienda SAG, y su efecto sobre los resultados del Test Starkey.

Analizar el efecto de otras variables de entrada relevantes en la molienda SAG sobre los resultados del Test Starkey, tal como la composición mineralógica y la granulometría.

Considerar longitudes mayores de correa a muestrear, debido a que longitudes menores aumenta la dispersión de los resultados, por lo tanto, se lograría mayor representatividad.

Para conseguir un modelo representativo se sugiere considerar en estudios posteriores una gran cantidad de muestras y en diferentes tiempos.

Con el fin de disminuir el error experimental asociado al desarrollo del Test Starkey se sugiere que esté un profesional dedicado a la ejecución de éste.

CAPÍTULO VII: BIBLIOGRAFÍA

- [1] Ruiz M C. “Reducción de tamaño y clasificación”. Universidad de Concepción, 2004.
- [2] Gutiérrez L, Sepúlveda J. “Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática”. CIMM, 1986
- [3] Austin L., Concha F. “Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación”. Programa Iberoamericano de Ciencia y Tecnología para el Desarrollo. Red de Fragmentación XII-A, 1994
- [4] Aracena A. “Apuntes del curso de conminución de minerales, Fundamentos de Reducción de Tamaños”, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, 2012.
- [5] Valderrama W., Magne L. “Curso de Molienda SAG: Operación, mantención y control”.
- [6] Aracena A. “Apuntes del curso de conminución de minerales, Molienda Convencional y SAG”, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, 2012.
- [7] Starkey J., Dobby G. “A new tool for SAG hardness testing”. Proc. Canadian Mineral Processor’s Conference, Ottawa, 1994.
- [8] Starkey J., Dobby G. “Application of the Minnovex SAG Power Index at Five Canadian SAG Planta”. Proceedings of the conference on international autogenous and semiautogenous grinding technology 1989, Vancouver, British Columbia, 2001.

ANEXO A

Detalle técnico de la planta de molienda SAG de DAND - CODELCO

A.1 DESCRIPCIÓN TÉCNICA DE LOS PRINCIPALES EQUIPOS

A.1.1 Resumen de producción molienda SAG

Producción diaria, t/d	37000
Ley Cu Alimentación, %	0,9
Ley Mo Alimentación, %	0,02
Utilización, %	92

A.1.2 Tolva alimentación molino SAG

Capacidad viva, t	30.000
Tiempo residencia, horas	17

A.1.3 Molino SAG

Motor, tipo	Anillo
Potencia instalada, kW	11.931
Factor de utilización de Potencia, %	86
Diámetro, pies	36
Largo (E.G.L), pies	15
Alimentación al molino (carga fresca), t seca / h	1.676
-1/2", %	30 – 50
Circuito	SABC – A/B
K ₈₀ , μm	3000 – 4000
Sólido en la descarga, %	70
Velocidad crítica, %	72 – 78
Carga total (volumen del total), %	22
Carga bolas, %	10
Material de las corazas	Metal

Material de los lifters	Metal
Abertura parrilla, pulgadas	2,5
Área abierta, %	10
Tamaño de bolas, pulgadas	5
Consumo de bolas, g/t mineral	350

A.1.4 Harnero descarga SAG

Modelo	Standard recto
Ancho, pies	10
Largo, pies	20
Tipo malla	Ranurado
Abertura malla, pulgadas	0,75 x 1,5
Generación de pebbles, %	23,5

A.1.5 Chancador de pebbles

Alimentación, t seca/h	394
Modelo	Cono
Circuito	Abierto
Tamaño, pies	7
Motor, HP	500
Setting (c.s.s), mm	13

A.1.6 Molino de bolas

Motor, tipo	Sincrónico
Potencia instalada, kW	5.593
Diámetro, pies	20
Largo (E.G.L.), pies	30

Tipo de descarga	Rebalse
Alimentación al molino (carga fresca), t seca/h	838
K_{80} , μm	3000 – 4000
Circuito	Cerrado inverso con descarga SAG y
Carga circulante, %	350
Descarga del molino, t seca/h	3.093
Sólido en la descarga, %	75,9
Velocidad crítica, %	75
Carga total (volumen del total), %	32
Carga bolas, %	28
Material de las corazas	Metal
Material de los lifters	Metal
Tamaño de bolas, pulgadas	3,5
Consumo de bolas, g/t mineral	300

A.1.7 Bombas alimentación ciclones

Flujo, t seca/ h	3.770
Sólido, %	61,7
Densidad de la pulpa. t/m ³	1,66
Tipo de bomba	Centrífuga
Impulsor	Metal

A.1.8 Batería de ciclones

Número de baterías	2
Número de ciclones por batería	10
Modelo	D26
Apex, pulgadas	5,5
Vortex, pulgadas	11

Flujo másico rebalse/batería, t seca/ h	838
Flujo volumétrico rebalse/batería, m ³ /h	1.666
Sólido rebalse, %	38
P ₈₀ , μm	210
Flujo másico descarga/batería, t seca/ h	2.933
Flujo volumétrico descarga/batería, m ³ /h	2.024
Sólido decarga, %	75

ANEXO B

Descripción de mineralogía de DAND - CODELCO

B.1.1 Granodiorita Río Blanco (GDRB)

Corresponde a una roca de textura fanerítica de grano grueso a medio, con cristales mayores a 3 (mm), la composición varía desde granodiorítica a tonalítica. Una muestra representativa de granodiorita exhibe la siguiente composición: cuarzo (20%), plagioclasa (60%), feldespato potásico (10%) frecuentemente desarrolla pertitas y 10% de minerales máficos primarios (biotita y/o anfíbol), estos últimos comúnmente como cristales reemplazados parcial a totalmente a biotita secundaria. Localmente contiene xenolitos de grano fino de composición diorítica biotitizados.

B.1.2 Granodiorita Cascada (GDCC)

Roca de textura fanerítica, grano medio (2 (mm)), color gris claro variando a tonalidades verdosas y rosadas, compuesta por cuarzo (20%), feldespato potásico (15%), plagioclasa (55%) y minerales máficos (10%) principalmente biotita y menor anfíbol, asociada al complejo intrusivo denominado “Plutón Río Blanco-San Francisco”. Si bien la mayoría corresponde a intrusivos granodioríticos, esta unidad agrupa otras rocas como monzodioritas, monzonitas cuarcíferas, aplitas y otros granitoides.

B.1.3 Diorita (DIOR)

Roca de textura alotriomorfa, grano fino (1-2 (mm)) color gris verdoso, compuesta por plagioclasa (75%), anfíbol, menor biotita y cuarzo. Se destacan cristales tabulares de anfíbol. Localmente es posible reconocer minerales máficos con orientación incipiente. Esta unidad también se asocia al complejo intrusivo “Plutón San Francisco” y aparece estrechamente relacionada en edad y relación espacial con la Granodiorita Cascada.

B.1.4 Pórfido Dacítico a Cuarzomonzonítico

Se define como Pórfidos Prebrecha a un grupo de rocas porfídicas de variada composición que se encuentran cortados por el Complejo de Brechas de Río Blanco y que comúnmente son parte de los fragmentos de éstas. Los pórfidos exhiben una composición variable desde dacítica a cuarzomonzonítica, localmente se ha encontrado pórfidos de composición andesítica cortados por las brechas de polvo de roca-biotita. Composicionalmente el pórfido dacítico PQM esta unidad comprende fenocristales de plagioclasa (30-50%), cuarzo (5-10%),

feldespato potásico (0-15%) y biotita y/o anfíbol (1-5%) de tamaños entre 0,1 y 0,3 (mm). Los fenocristales comúnmente forman un denso empaquetamiento en el cual los feldespatos se tocan unos con otros. La masa fundamental es afanítica a microfanerítica felsítica de tonos gris blanco a rosado (40-55%).

B.1.5 Pórfido Dacítico (PQM-2)

Se define como pórfido PQM-2 a una unidad de composición dacítica de color gris verdoso que intruye a rocas del Complejo de Brechas de Río Blanco. Este está compuesto por abundantes fenocristales de plagioclasa que llegan a los 9,0 (mm). Presenta ojos de cuarzo de hasta 4,0 (mm), parcialmente embahiado y fenocristales de minerales máficos cloritizados en forma intensa y localmente calcitizados, correspondientes a hornblenda y biotita de hasta 2,0 (mm).

B.1.6 Pórfido Dacítico Mineralizado (PQMm)

El pórfido dacítico mineralizado es de color gris blanquecino, de textura obliterada por alteración, está compuesto por fenocristales de plagioclasa que llegan a los 6,0 (mm), ojos de cuarzo de hasta 6,5 (mm) fuertemente embahiado y escasos fenocristales de biotita. En los mapeos de detalle se ha observado que esta unidad se relaciona estrechamente con la zona de mayor emplazamiento del pórfido dacítico PQM-2.

B.1.7 Pórfido Feldespático (Pfeld)

Roca de textura porfídica de tono gris a pardo verdoso, con abundante masa fundamental (70%) microfanerítica fina constituida por cuarzo (<5%), plagioclasa (65%) y minerales máficos biotita-anfíbol (<5%). Los fenocristales corresponden a cuarzo (1%), plagioclasa (30%) y minerales máficos (1%). Su distribución en el sector Río Blanco es escasa y se dispone como pequeños filones subverticales.

B.1.8 Pórfido Don Luis (PDL)

Roca de textura porfídica compuesta por fenocristales de plagioclasa de hasta 7,0 (mm), grandes cristales poikilíticos de ortoclasa, ojos de cuarzo de hasta 5,0 (mm) y pequeños

crisales de biotita, dispuestos en una masa fundamental microcristalina cuarzo-feldespática, posiblemente correspondiente a ortoclasa muy fina junto con cuarzo.

B.2 ROCAS VOLCÁNICAS Y SUBVOLCÁNICAS

B.2.1 Andesitas

Rocas de textura afanítica a porfídica, de color gris oscuro a negro, con escasos fenocristales de plagioclasa, al microscopio se han descrito pseudomorfos de minerales máficos. Estas rocas son poco frecuente en los sondajes considerados del bloque piloto, han sido reconocidas en los niveles superiores y contenidas como fragmentos en las brechas del Complejo de Brechas de Río Blanco.

B.2.2 Chimenea Dacítica (CHDAC-BXCHDAC)

Rocas faneríticas con rasgos fluidales, de naturaleza localmente clástica (BXCHDAC), tiene color gris claro con discreto tono verdoso. Los fenocristales (25%) son preferentemente cuarzo magmático redondead. Comúnmente no se observan fenocristales de plagioclasa o feldespatos alcalinos pudiendo estar siendo reemplazados por minerales de alteración. Se reconocen escasos fenocristales de biotita pseudomorfos (muscovita). La Chimenea Dacítica posee fracciones autoclástica a clástica pues incluye además de fenocristales, fragmentos líticos volcánicos riolíticos, fragmentos de pórfidos de masa fundamental sacaroidal muy fina, fragmentos menores de intrusivos alterados. En el modelo del bloque piloto ha sido reconocida en el sector oriental y ha sido modelada con forma de cono invertido, cortando a andesitas, granodioritas, pórfidos dacíticos y brechas del Complejo de Brechas de Río Blanco.

B.2.3 Chimenea Riolítica (CHRIOL-BXCHRIOL)

La Chimenea Riolítica comprende un conjunto de cuerpos de composición general riolítica cuyas diferencias texturales evocan un origen subvolcánico efusivo como también ígneo intrusivo. Esta unidad comúnmente genera una unidad clástica formando brechas cuya matriz es CHRIO y fragmentos de diversas litologías (BXCHRIOL). Comprende a una matriz de cristales fracturados variados y fragmentos líticos menores aglutinados al parecer por polvo

de vidrio ahora argilizado preferencialmente. Por su parte los fragmentos corresponden a intrusivos granodioríticos, dacitas, andesitas y fragmentos volcánicos indiferenciados a veces desvitrificados.

B.3 COMPLEJO DE BRECHAS RÍO BLANCO

B.3.1 Brechas de Matriz Clástica (BxPr)

Estas brechas han sido clasificadas de acuerdo a la dominancia del material clástico contenido en la matriz, formado por fragmentos de cristales de cuarzo, plagioclasa, feldespato potásico y localmente cristales de minerales máficos. En este tipo de brechas los minerales de cemento/alteración como biotita, feldespato potásico, anhidrita y turmalina, no superan el 20% del volumen de la matriz, contiene en grados variables cuarzo, anhidrita y sericita. En ocasiones se ha observado en la matriz fina laminación debido a la selección de tamaño de las partículas. Los fragmentos de granulometría, forma y grado de esfericidad variables comprenden granodioritas y/o pórfidos cuarzomonzoníticos y/o aplitas y/o andesitas en distintas proporciones.

B.3.2 Brechas de Matriz Feldeespática (Bxfk)

Se denominan brechas de matriz feldeespática a aquellas cuyo componente principal en la matriz es feldespato potásico y cuarzo. Son brechas de aspecto difuso debido a una recristalización de la matriz, es por esto que resulta difícil de diferenciar la parte clástica de los fragmentos. La composición de los fragmentos, es en general, de composición felsítica, con fragmentos de rocas con texturas semiaplíticas, pórfidos de composición dacítica, y granodioritas.

B.3.3 Brechas de Matriz Biotítica (Bxbt)

Brechas cuyo componente principal de la matriz es biotita y polvo de roca, este último puede estar recristalizado. Contiene fragmentos de granodiorita, andesitas, en menor proporción pórfidos de composición dacítica y rocas de textura aplítica. Es notable en este tipo de brechas el desarrollo heterogéneo de la alteración tardimagmática, es decir, fuertes variaciones en

decímetros de testigo, en las cuales comúnmente se observa la coexistencia de fragmentos de granodiorita intensamente alterados (de textura destruida) con fragmentos de esta misma litología levemente alterados (de textura preservada). Algunos fragmentos desarrollan alteración de borde (granodioritas y pórfidos dacíticos), debido al paso de fluidos a través de la matriz.

B.3.4 Brechas de Matriz Turmalina (BxT)

Esta brecha se caracteriza por contener turmalina junto a polvo de roca como componentes esenciales en la matriz, esta puede ocasionalmente tener un aspecto fluidal. Los fragmentos son de variada composición, comprenden granodiorita, andesitas y/o hornfels andesítico, componentes menores incluyen pórfidos y fragmentos de textura aplítica.

B.3.5 Brechas de Matriz Especularita-Anhidrita (BxHm-Anh)

Estas brechas se caracterizan por el desarrollo de matriz especularita-anhidrita afectando a granodioritas, pórfidos dacíticos y parcialmente a la Chimenea Dacítica. Su distribución es en el sector oriental de las secciones bajo la Chimenea Riolítica. Los cuerpos de brecha no sobrepasan potencias mayores a 20 (m), sin embargo, lateralmente a las cajas se observan inyecciones de especularita con sulfuros.

B.4 COMPLEJO DE BRECHAS SUR-SUR

B.4.1 Brecha Sur-Sur

Su principal característica es su morfología fragmental, es decir una roca con estructura fragmental, con escasa rotación entre los fragmentos. La matriz es de naturaleza hidrotermal y está formada predominantemente por turmalina negra de grano fino con o sin cuarzo, sin embargo, puede estar la asociación cuarzo-especularita, turmalina-biotita. Los fragmentos, comúnmente monolitológicos, comprenden granodioritas, dioritas y pórfidos, de carácter angulosos y poco transportados, dando aspecto de “brecha puzzle”. Los clastos de la brecha corresponden a granodiorita. En algunos casos la textura de los fragmentos aparece oscurecida debido a sericitización/biotitización de las plagioclasas y biotitización de ferromagnesianos,

produciendo zonación concentrica la que en contacto con la matriz/cemento de turmalina exhibe un borde de blanqueamiento de 1,5-4 (mm) de espesor.

B.4.2 Brecha de Biotita

Esta brecha está espacialmente separada y al oeste de la brecha “Sur Sur”, se conoce sólo en profundidad y podría constituir las raíces de la brecha “Monolito” ya que está ubicada justo por debajo de ésta y contiene también polvo de roca. Es cortada por conductos polimícticos asignados a la brecha “Monolito”, la que contiene fragmentos de “BxB”.

B.4.3 Brecha Monolito

La principal característica de esta brecha y que la diferencia de la Brecha Sur-Sur es su carácter polimíctico, con fragmentos subredondeados y abundante matriz, constituida principalmente por polvo de roca, biotita y turmalina.

B.4.4 Brecha Tobácea (BXTO) y Turmalina-Tobácea (BXTTO)

Estas unidades se caracterizan por ser brechas de alta energía con clastos polimícticos redondeados en una matriz de aspecto tobáceo conformada por polvo de roca predominante (BXTO) y polvo de roca turmalinizado (BXTTO). La brecha tobácea (BXTO) conforma un cuerpo elongado en dirección norte-sur, dispuesto en el centro del grupo de brechas del sector Sur Sur. Su margen oriental está dado por un contacto tajante con la brecha de turmalina a la cual corta. Su margen occidental, en la mayoría de los casos observados, corresponde a una transición a la Brecha Monolito definida por un aumento paulatino de cloritización que caracteriza a esta última. Estas brechas corrientemente contienen clastos de las Brecha de Turmalina y Brecha Monolito y cortan al pórfido PDL.

ANEXO C

Instructivo del funcionamiento del molino Starkey del Laboratorio Metalúrgico de DAND -
CODELCO

C.1 PUESTA EN MARCHA DEL MOLINO STARKEY



Figura C-1: Tablero del molino Starkey

Los pasos a seguir para la puesta en marcha del molino Starkey son los siguientes:

- Presionar botón de emergencia.
- Enchufar la máquina.
- Poner el botón de marcha en apagado, poner el botón de Apagado/Encendido en encendido y soltar el botón de emergencia.
- Configurar las rpm.
- Configurar el tiempo de molienda.
- Resetear (RST) el medidor de tiempo y girar el botón de encendido para hacer girar el molino.
- Al finalizar el tiempo, el molino se detendrá solo.
- Para seguir moliendo, volver a configurar un nuevo tiempo y oprimir RST en el medidor de tiempo para hacerlo funcionar. Así sucesivamente hasta terminar el ensayo.
- Apagar el equipo.

C.2 PROGRAMACIÓN DEL TIEMPO DE MOLIENDA

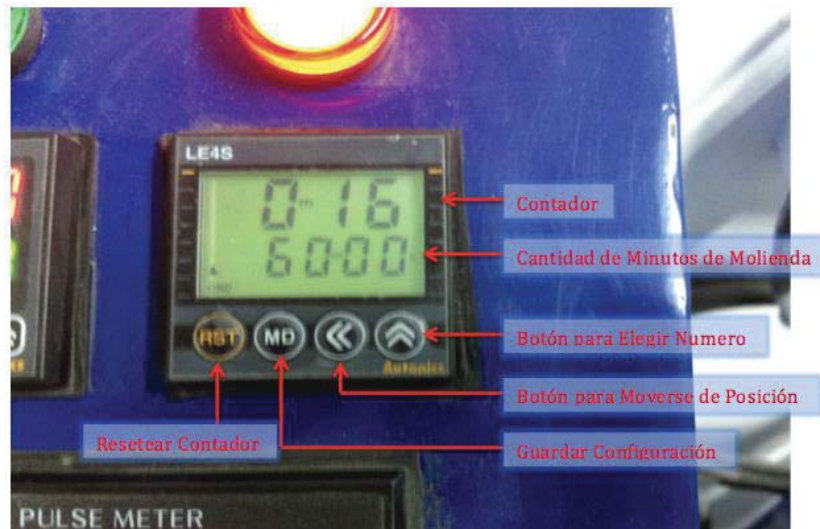


Figura C-2: Temporizador del molino Starkey

Los pasos a seguir para la configuración del tiempo de molienda en el molino Starkey son los siguientes:


- Primero configurar la cantidad de minutos deseados usando los botones para elegir número y posición. Se observa en la pantalla la cantidad de minutos de molienda. Los dos dígitos de la izquierda son minutos y los dos de la derecha los segundos.
- Mientras se estén configurando los minutos, el dígito en posición estará parpadeando.
- Para fijar el tiempo, oprimir MD para fijar la configuración.
- Usar RST junto con el botón de encendido para el primer ciclo.
- Desde el segundo ciclo en adelante, solo configurar y oprimir RST para dar inicio a la molienda (Siempre y cuando no se haya alterado la configuración, ni los botones de la máquina).

ANEXO D

Planillas a utilizar para registro de Test Starkey


D.1 PREPARACIÓN DE MUESTRAS DE ALIMENTACIÓN

"Preparación de Muestras de Alimentación"

	PREPARACIÓN DE MUESTRAS DE ALIMENTACIÓN R-001
N° de Ensayo : _____ Ident. Muestra : _____ Encargado : _____ Fecha : _____ Turno : _____ Peso Alim. (g) : _____ Peso 20% Alim. : _____	

PESO RETENIDO POR FRACCIONES (100% -3/4")								
Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso Retenido Parcial (g)		Retenido Parcial %	Muestra Principal		Muestra Testigo	
		Muestra 100% -3/4"	Muestra Alimentación		Peso Real (g)	Ret. Parcial %	Peso Real (g)	Ret. Parcial %
3/4"	19050							
1/2"	12700							
3/8"	9500							
1/4"	6350							
6	3350							
10	1700							
-10								
TOTAL								

D.2 EJECUCIÓN ENSAYO MOLIENDABILIDAD SAG

	EJECUCIÓN ENSAYO MOLIENDABILIDAD SAG R-002								
<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="width: 50%;">N° Ensayo : _____</td> <td style="width: 50%;">Fecha : _____</td> </tr> <tr> <td>Ident. Muestra : _____</td> <td>Turno : _____</td> </tr> <tr> <td>Peso de Bolas (g) : _____</td> <td>Pas. + 10 Ty (%) : _____</td> </tr> <tr> <td>Encargado : _____</td> <td></td> </tr> </table>		N° Ensayo : _____	Fecha : _____	Ident. Muestra : _____	Turno : _____	Peso de Bolas (g) : _____	Pas. + 10 Ty (%) : _____	Encargado : _____	
N° Ensayo : _____	Fecha : _____								
Ident. Muestra : _____	Turno : _____								
Peso de Bolas (g) : _____	Pas. + 10 Ty (%) : _____								
Encargado : _____									
ENSAYO MUESTRA PRINCIPAL									
Ciclo		Granulometría Ciclo 1							
Tiempo (min)		Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso Retenido (g)	Retenido Parcial (%)	Retenido Acum. (%)	Pasante Acum. (%)		
		3/4"	19050						
		1/2"	12700						
		3/8"	9500						
		1/4"	6350						
		6	3350						
		10	1700						
		-10							
		Total							
Ciclo		Granulometría Ciclo 2							
Tiempo (min)		Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso Retenido (g)	Retenido Parcial (%)	Retenido Acum. (%)	Pasante Acum. (%)		
		3/4"	19050						
		1/2"	12700						
		3/8"	9500						
		1/4"	6350						
		6	3350						
		10	1700						
		-10							
		Total							
Ciclo		Granulometría Ciclo 3							
Tiempo (min)		Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso Retenido (g)	Retenido Parcial (%)	Retenido Acum. (%)	Pasante Acum. (%)		
		3/4"	19050						
		1/2"	12700						
		3/8"	9500						
		1/4"	6350						
		6	3350						
		10	1700						
		-10							
		Total							

ANEXO E

Procedimiento ensayo piloto molienda SAG

E.1 PREPARACIÓN DE MUESTRAS PARA ENSAYOS PILOTO

E.1.1 Recepción de muestras

Previo a la recepción de muestras piloto programadas para la ejecución de una determinada campaña de ensayos, el protocolo considera la preparación del espacio necesario para el almacenamiento y preparación del material. Para ello, CIMM T&S, en su instalación de Planta Piloto Quilicura, dispone de una cancha principal asfaltada adyacente a la Planta misma, con capacidad de 300 toneladas. Complementariamente, dispone de dos canchas auxiliares, una asfaltada y techada, con capacidad de 350 toneladas y otra de tierra apisonada, sin techo, con capacidad de 250 toneladas. Las dos canchas auxiliares se ubican en un área externa a la Planta Piloto, a una distancia algo superior a 1 km.

La preparación del área de recepción involucra normalmente actividades de descarte de materiales remanentes de proyectos recién terminados y una acuciosa limpieza de la superficie mediante varias etapas de barrido.

Con el propósito de asegurar las actividades relacionadas con el transporte de muestras, el protocolo de recepción y manejo de materiales para ensayos piloto, establece que el conductor de cada camión despachado por el cliente a CIMM T&S, debe contar con la Guía de Despacho apropiada, registro de control de tonelaje emitido por una entidad oficial y un documento de identificación de la muestra debidamente firmado por un Supervisor Metalúrgico acreditado por la Compañía Minera.

Una vez realizados los controles señalados previamente, el material recepcionado es apilado, ordenado y/o reubicado mediante mini-cargador frontal e identificado a través de al menos dos letreros que se disponen en un lugar visible y seguro de la pila.

E.1.2 Clasificación de muestras

La etapa de preparación propiamente tal se inicia con la clasificación de cada muestra, utilizando una malla manual de 8" a fin de separar, por una parte, la fracción +8", y por otra, la fracción -8", siendo esta última sometida a dos etapas sucesivas de clasificación en harnero Ty-Rock de 2' x 6' de doble cubierta, empleando primero mallas con abertura de 6" y 3", y

luego de 1" y 1/2". Como resultado de esta operación, se obtienen las siguientes cinco fracciones de tamaño: -8" / +6", -6" / +3", -3" / +1", -1" / +1/2" y -1/2".

Posteriormente, la fracción +8" es sometida a una etapa manual de reducción de tamaño, de modo de llevar la totalidad del material a 100% -8", pero cumpliendo con la restricción de obtener el máximo número de colpas posible con tamaño -8" / +6". Esto se logra simulando la operación de un chancador primario, para lo cual se utilizan impactos unitarios y controlados, resultantes del empleo manual de mazos de 8 y 12 kg, minimizando así la generación de finos. El producto final de esta operación es clasificado también en base a las mismas fracciones de tamaño señaladas anteriormente y luego, previo pesaje por separado, es incorporado a las fracciones obtenidas en la primera etapa, controlándose al término de esta operación el peso final de cada fracción (ver Fig. E-1).

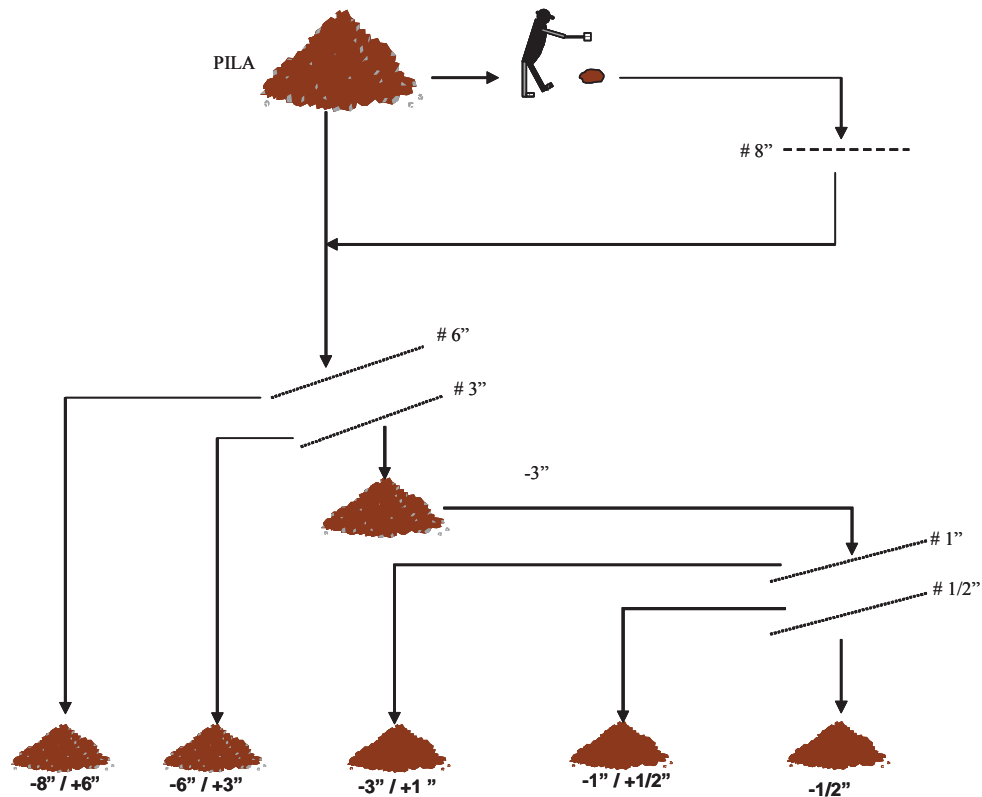


Figura E-1: Preparación de la muestra

Finalmente, las fracciones de tamaño -1" / +1/2" y -1/2", son homogeneizadas por medio del método de traspaleo de pilas, utilizando para ello un minicargador frontal, de forma que se remueve el material en su totalidad por al menos 5 veces, formando en cada caso una nueva

pila a partir de la anterior. Una vez terminada esta operación, la pila con material $-1/2''$ se cubre con una lona para evitar cambios en el contenido de humedad y pérdida de material fino.

E.1.3 Pesaje de fracciones clasificadas y obtención de granulometría original

Una vez terminada la operación descrita en la sección anterior, se procede a determinar el peso de cada fracción resultante de la clasificación. Para ello, se utiliza un procedimiento que combina medición del número de paladas de minicargador frontal (paladas rasas) y pesaje del material contenido en una palada (determinación en duplicado), para lo cual en este último caso se traslada el material a tambores, siendo pesados éstos en balanza de 500 kg. Lo anterior se realiza en forma independiente para cada fracción.

El peso final de cada fracción se determina como producto entre el peso de la palada (promedio de dos determinaciones) y el número de paladas. La precisión de esta medición es de aproximadamente 3%.

Cabe mencionar en este punto que esta determinación tiene un propósito básicamente referencial. En efecto, durante el ensayo piloto se efectúa un control granulométrico y de tonelaje de material alimentado al molino SAG, que tiene una precisión superior a 1% y que se realiza en base al control de lotes de material de 100 kg, que son formados a partir de las fracciones previamente obtenidas, cumpliendo con la granulometría definida para el ensayo.

Finalmente, una vez conocido el peso de cada fracción, y para efectos de establecer la distribución granulométrica completa de la muestra bajo estudio, se procede a obtener submuestras de 100 kg, en triplicado, de las fracciones $-3''/+1$, $-1''/+1/2''$ y $-1/2''$. Estas submuestras son sometidas luego a caracterización granulométrica, por separado y en triplicado, usando una serie de mallas en $\sqrt{2}$, de $3''$ a 400 Tyler. La operación de caracterización granulométrica se lleva a cabo en dos etapas, la primera empleando un caracterizador para gruesos, entre $3''$ y $1/8''$; y la segunda, utilizando tamices Tyler convencionales de $8''$ de diámetro, operando sobre una submuestra obtenida del material con tamaño $-1/8''$ de la primera etapa. Los resultados son finalmente utilizados para calcular la granulometría completa de la muestra.

E.1.4 Ajuste granulométrico de muestras piloto

Usualmente la granulometría original de la muestra recepcionada difiere significativamente de la granulometría definida para la ejecución del o de los ensayos piloto programados. La razón de esto es que la muestra original proviene normalmente de material con granulometría ROM (“Run of Mine”) colectado del frente de explotación, el cual satisface razonablemente bien la variable litológica, pero no la granulométrica. Esto debido a aspectos como segregación natural de la pila tronada, el material no ha sido sometido a chancado primario, por mencionar solo algunos. Por otra parte, la granulometría seleccionada para realizar la prueba piloto tiene una génesis completamente diferente. Ella debe ser representativa de una condición real de operación de la planta de molienda SAG, ya sea que haya sido determinada mediante una serie de muestreos, definida en base a información proporcionada por sistemas digitales de procesamiento de imágenes (ATM, Petra, Split u otros), estimada a partir de registros operacionales históricos, inferida a partir de consideraciones minero-geológicas (Mine to Mill, mallas de tronadura, etc), o bien, una combinación de las anteriores.

De acuerdo a lo indicado, generalmente será necesario llevar a cabo una etapa de ajuste granulométrico de la muestra recepcionada, a fin de que el material disponible para la o las pruebas, cumpla adecuadamente con los requerimientos de peso por fracción granulométrica para satisfacer las granulometrías de trabajo a utilizar en los ensayos. Para ello, el trabajo efectivo de ajuste se obtendrá como resultado de la comparación de la granulometría original con las granulometrías de ensayos programados, utilizando además la información asociada a número de ensayos, granulometrías a evaluar, estimación de tasas de tratamiento en Planta Piloto para cada condición de ensayo y duración de cada prueba.

Una vez establecido el trabajo de ajuste granulométrico requerido, se procede a ejecutarlo en base a una secuencia de operaciones que incluye etapas de chancado, clasificación, homogeneización, mezclamiento por fracciones de tamaño y re-homogeneización de pilas. Para realizar el chancado de materiales, se emplea alguno de los siguientes equipos piloto: chancador de mandíbulas Denver 8” x 6”, chancador de cono Nordberg Symons Estándar de 20” y chancador de rodillos Denver 8” x 12”.

E.2 EJECUCIÓN DE ENSAYOS PILOTO DE MOLIENDA SAG

El procedimiento experimental utilizado por CIMM T&S en la ejecución de ensayos piloto de molienda autógena y SAG está basado en rutinas operacionales aceptadas internacionalmente y recomendadas por Koppers Co., fabricante de nuestro molino de cascada piloto.

E.2.1 Alimentación del molino SAG

Las fracciones de tamaño obtenidas en las etapas de preparación de muestras y de ajustes granulométricos, son utilizadas al momento de ejecutar el ensayo para proveer el material al Molino SAG, permitiendo controlar tanto la granulometría como el tonelaje alimentado. Para ello, dicho material se recombina en forma proporcional a la granulometría requerida, en cantidades de 100 kg, y alimentadas manualmente al molino de cascada, a una frecuencia compatible con el flujo de alimentación aceptado por la unidad, de modo de obtener condiciones estacionarias en la carga interna del molino. Tal procedimiento permite establecer un riguroso control operacional de la capacidad del equipo y también minimizar el riesgo de segregación de la muestra, esto es, fluctuaciones en la distribución de tamaño de partículas de la alimentación.

E.2.2 Operación del molino SAG

Los circuitos de molienda semiautógena utilizados en programas de ensayos piloto, incluyen como equipo principal el molino de cascada Koppers de 6' x 2' y como equipos secundarios, un clasificador de espiral de 24" de diámetro y un chancador de cono Symons Estándar de 20", para el chancado de pebbles. La instalación piloto se complementa con bombas para el transporte de pulpas, correas transportadoras para la alimentación y transporte de mineral; un filtro de placas a presión Shriver y piscinas de decantación para tratamiento final del material de descarte de los ensayos. Las unidades son dispuestas de modo de permitir la operación en serie bajo diferentes configuraciones de circuito.

El mineral de prueba es transportado, en cada ensayo, mediante correa transportadora al molino de cascada, el cual está equipado con una parrilla de descarga de 1/2", trommel con malla de abertura variable, pudiendo además operar opcionalmente con Rock Ports abiertos, en número de 0 a 8. El molino está montado sobre cuatro celdas de carga, las cuales permiten

alcanzar y mantener en forma estable una determinada condición operacional y un tonelaje de tratamiento dado, en un período razonablemente breve, usualmente no mayor a 90 minutos.

El molino de cascada es operado con y sin retorno del producto chancado, según el tipo de configuración de circuito a utilizar. El criterio básico de operación para ensayar una determinada condición experimental en el molino, consiste en alcanzar el estado estacionario en la demanda de potencia para un valor constante y satisfactorio del nivel de llenado del molino (mineral + bolas), con valores entre 24 y 26% del volumen interno del mismo. Bajo este rango no se logra un uso eficiente de la energía consumida y por sobre él, la operación se hace inestable y difícil de controlar. Si el molino presenta un nivel de llenado demasiado bajo, el flujo de alimentación fresca se incrementa; por el contrario, si el nivel de llenado del molino es excesivamente alto, el flujo de alimentación fresca es disminuido. En el equilibrio, la capacidad del equipo depende básicamente del tipo de mineral, de su granulometría de alimentación fresca y de la configuración de circuito que está siendo evaluada.

E.2.3 Control operacional de la prueba

Durante la operación del molino de cascada, y tal como se ha mencionado previamente, el nivel de carga interna es controlado por medio de 4 celdas de carga, que proporcionan una medida directa de la cantidad total de material retenido al interior del molino. La potencia bruta demandada por el equipo es controlada por un medidor de potencia digital Hioki y los valores registrados son posteriormente corregidos tomando en cuenta la potencia requerida para mover el molino en vacío y otras pérdidas características del sistema, utilizando para tal efecto una curva de calibración de Freno Prony, determinada previamente para este propósito.

Los valores finales, por tanto, son referidos a mediciones de consumo neto de potencia.

Adicionalmente, durante el ensayo se lleva un completo registro cronológico de toda la información pertinente relativa a la operación: flujo de alimentación fresca de mineral, adición de agua al molino, flujo y densidad de pulpa en los diferentes puntos de muestreo y consumo de potencia. Las variables operacionales indicadas se controlan cada 30 minutos.

E.2.4 Muestreo de la prueba

Nuestra práctica operacional considera en primer lugar alcanzar la condición de estado estacionario del sistema, sujeta a la restricción de obtener la granulometría de producto deseada, para luego proceder a efectuar el muestreo general del circuito. En esta última etapa, se obtienen muestras incremento representativas de todos los flujos del circuito (en triplicado en los puntos de mayor relevancia metalúrgica), que se colectan con frecuencia de 30 minutos, durante un período total de 2 horas de muestreo, formando a partir de ellas las correspondientes muestras compósito. En cada punto de muestreo, se emplea el tiempo necesario para obtener una medición confiable de flujo volumétrico y densidad de pulpa en cada corriente muestreada.

E.2.5 Procedimiento de preparación de muestras de productos

Las muestras compósito que se obtienen, de acuerdo al procedimiento indicado, son posteriormente filtradas y secadas para determinar su humedad, y luego preparadas para su caracterización granulométrica.

Al término de cada ensayo, la carga retenida al interior del molino de cascada es removida con el propósito de determinar su peso y distribución granulométrica, así como también su densidad aparente y fracción volumétrica de huecos, excluyendo la carga de bolas. Para estas últimas determinaciones, se utiliza un contenedor especialmente diseñado y cubicado adecuadamente para este efecto.

E.3 EJEMPLO CÁLCULO DE CEE SAG

Muestra mineral: PPSAG-4

Alimentación fresca al molino piloto SAG: 2.182 (kg/h) \rightarrow 2,182 (t/h)

Potencia neta de molino piloto SAG: 10,76 (kW)

$$\text{CEE SAG} = \frac{10,76}{2,182} = 4,93 \text{ (kWh/t)}$$

ANEXO F

Resultados del Test Starkey con muestras de DAND - CODELCO

F.1 ENSAYO 1

Fecha de Muestreo: 07.10.14

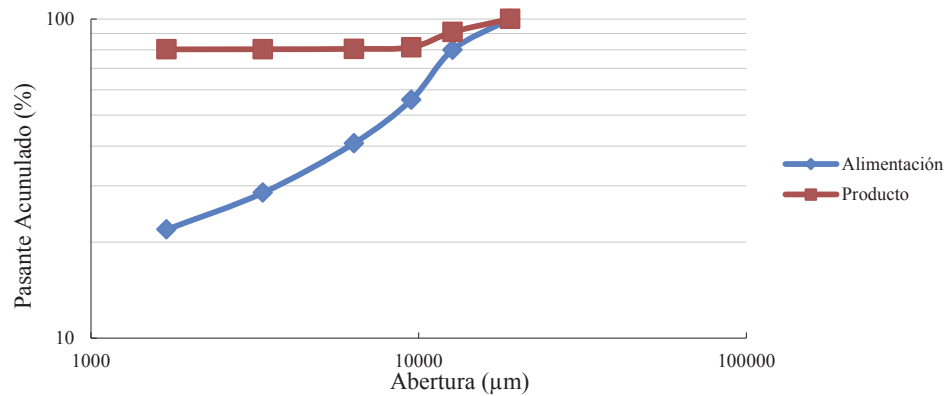
F.1.1 Distribución granulométrica de alimentación

Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso Ret. Parc (g)			Retenido Parc. (%)	Retenido Acum. (%)	Pasante Acum. (%)
		Original	Ensayo	Real			
3/4"	19050	0	0	0,0	0,0	0,0	100,0
1/2"	12700	1060	400	400,6	20,0	20,0	80,0
3/8"	9500	1282	484	483,7	24,2	44,2	55,8
1/4"	6350	795	300	300,9	15,0	59,2	40,8
6	3350	649	245	245,3	12,3	71,5	28,5
10	1700	352	133	133,3	6,7	78,1	21,9
-10		1160	438	438,1	21,9	100,0	0,0
Total		5298	2000	2001,9			

F.1.2 Resultados de ciclos de molienda

Ciclo de molienda	Tiempo (min)	Pas. + #10 Tyler (%)
1	0	21,9
2	30	51,8
3	60	65,1
4	143	80,3
Tiempo Ensayo	140,9	80

F.1.3 Curvas granulométricas



F.2 ENSAYO 2

Fecha de Muestreo: 08.10.14

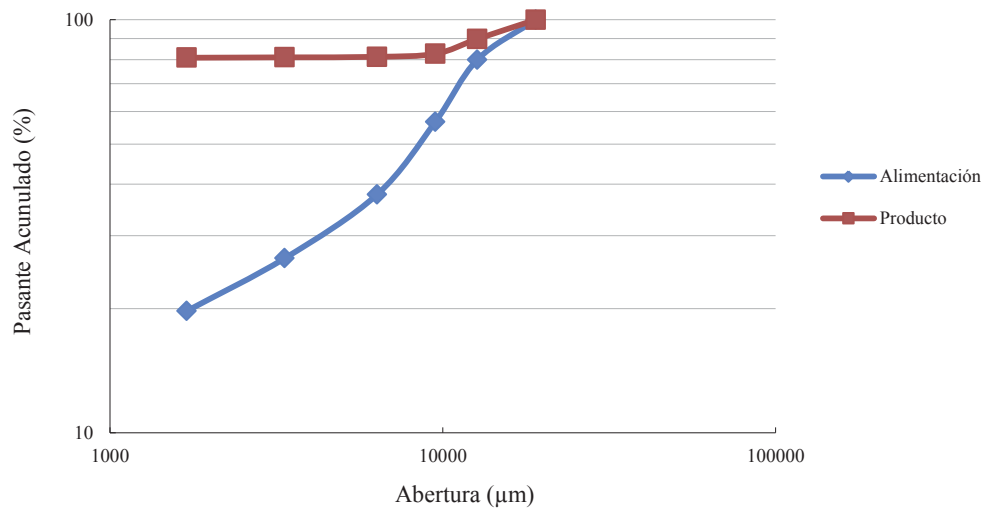
F.2.1 Distribución granulométrica de alimentación

Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso Ret. Parc (g)			Retenido Parc. (%)	Retenido Acum. (%)	Pasante Acum. (%)
		Original	Ensayo	Real			
3/4"	19050	0	0	0,0	0,0	0,0	100,0
1/2"	12700	1023	399	400,4	20,0	20,0	80,0
3/8"	9500	1168	456	457,8	22,8	42,8	57,2
1/4"	6350	949	370	371,1	18,5	61,4	38,6
6	3350	529	206	206,1	10,3	71,6	28,4
10	1700	318	124	124,3	6,2	77,8	22,2
-10		1137	444	444,0	22,2	100,0	0,0
Total		5124	2000	2003,7			

F.2.2 Resultados de ciclos de molienda

Ciclo de molienda	Tiempo (min)	Pas. + #10 Ty (%)
1	0	22,2
2	30	51,7
3	60	67,2
4	134	81,3
Tiempo Ensayo	125,1	80

F.2.3 Curvas granulométricas



F.3 ENSAYO 3

Fecha de Muestreo: 23.10.14

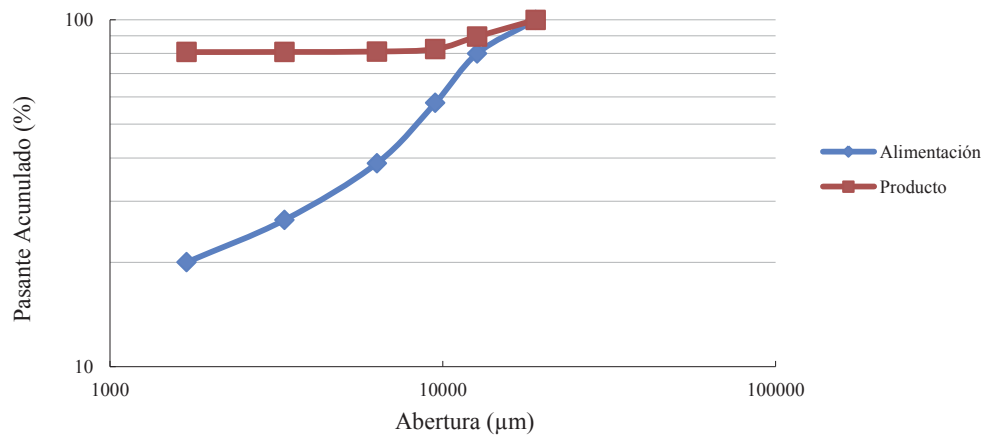
F.3.1 Distribución granulométrica de alimentación

Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso Ret. Parc (g)			Retenido Parc. (%)	Retenido Acum. (%)	Pasante Acum. (%)
		Original	Ensayo	Real			
3/4"	19050	0	0	0,0	0,0	100,0	
1/2"	12700	1302	400	400,4	20,0	80,0	
3/8"	9500	1522	468	468,8	23,4	56,6	
1/4"	6350	1227	377	377,4	18,8	37,8	
6	3350	736	226	226,2	11,3	26,5	
10	1700	439	135	135,0	6,7	19,7	
-10		1285	395	394,9	19,7	0,0	
Total		6511	2000	2002,7			

F.3.2 Resultados de ciclos de molienda

Ciclo de molienda	Tiempo (min)	Pas. + #10 Ty (%)
1	0	19,7
2	30	51,2
3	60	67,5
4	135	80,9
Tiempo Ensayo	128,4	80

F.3.3 Curvas granulométricas



F.4 ENSAYO 4

Fecha de Muestreo: 28.11.14

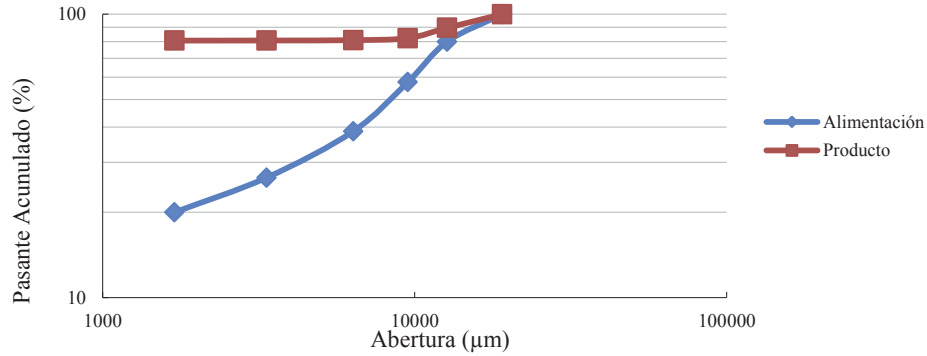
F.4.1 Distribución granulométrica de alimentación

Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso Ret. Parc (g)			Retenido Parc. (%)	Retenido Acum. (%)	Pasante Acum. (%)
		Original	Ensayo	Real			
3/4"	19050	0	0	0,0	0,0	100,0	
1/2"	12700	1116	400	400,8	20,0	80,0	
3/8"	9500	1173	420	420,5	21,0	59,0	
1/4"	6350	729	261	261,3	13,0	45,9	
6	3350	534	191	191,2	9,5	36,4	
10	1700	356	128	128,3	6,4	30,0	
-10		1674	600	600,8	30,0	0,0	
Total		5583	2000	2002,8			

F.4.2 Resultados de ciclos de molienda

Ciclo de molienda	Tiempo (min)	Pas. + #10 Ty (%)
1	0	30,0
2	30	56,8
3	60	69,6
4	125	80,8
Tiempo Ensayo	118,9	80

F.4.3 Curvas granulométricas



F.5 ENSAYO 5

Fecha de Muestreo: 02.12.14

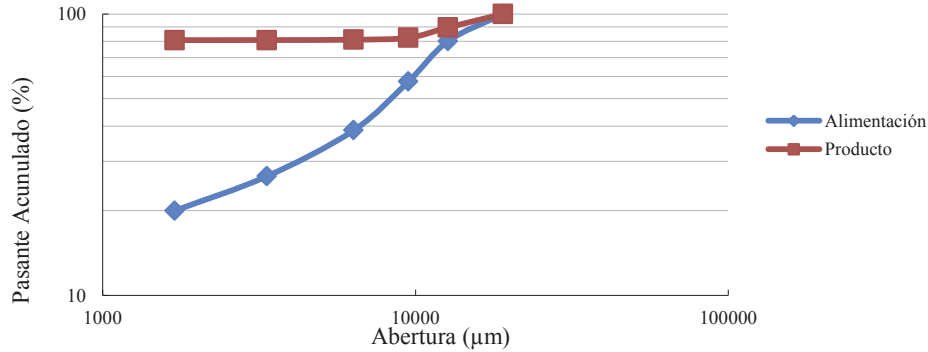
F.5.1 Distribución granulométrica de alimentación

Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso Ret. Parc (g)			Retenido Parc. (%)	Retenido Acum. (%)	Pasante Acum. (%)
		Original	Ensayo	Real			
3/4"	19050	0	0	0,0	0,0	0,0	100,0
1/2"	12700	1105	400	400,1	20,0	20,0	80,0
3/8"	9500	1272	460	460,6	23,0	43,0	57,0
1/4"	6350	815	295	295,2	14,7	57,7	42,3
6	3350	613	222	222,3	11,1	68,8	31,2
10	1700	374	135	135,2	6,8	75,6	24,4
-10		1351	489	489,5	24,4	100,0	0,0
Total		5530	2000	2002,8			

F.5.2 Resultados de ciclos de molienda

Ciclo de molienda	Tiempo (min)	Pas. + #10 Ty (%)
1	0	24,4
2	30	52,9
3	60	66,0
4	141	80,6
Tiempo Ensayo	136,6	80

F.5.3 Curvas granulométricas



F.6 ENSAYO 6

Fecha de Muestreo: 18.11.14

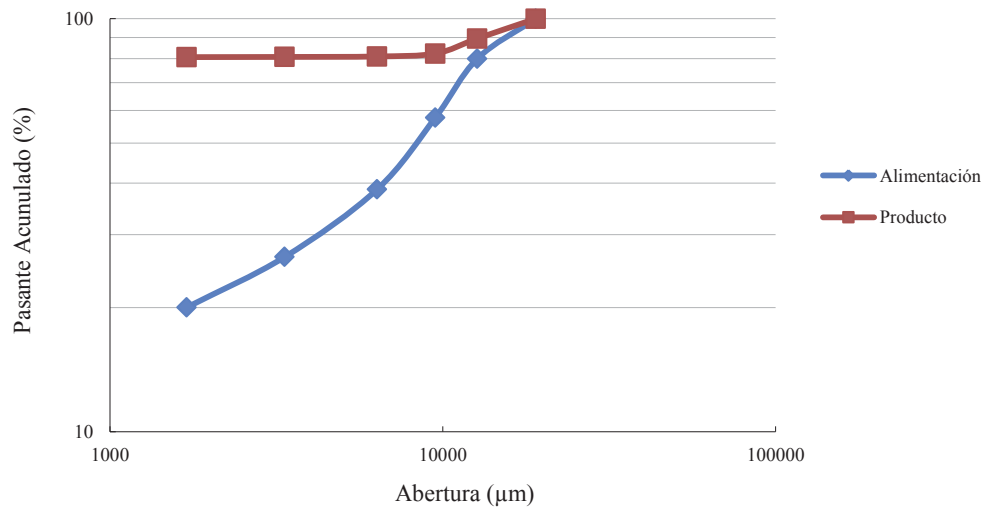
F.6.1 Distribución granulométrica de alimentación

Malla Tyler	Abertura (μm)	Peso Ret. Parc (g)			Retenido Parc. (%)	Retenido Acum. (%)	Pasante Acum. (%)
		Original	Ensayo	Real			
3/4"	19050	0	0	0,0	0,0	0,0	100,0
1/2"	12700	1037	400	400,2	20,0	20,0	80,0
3/8"	9500	1162	448	448,6	22,4	42,4	57,6
1/4"	6350	984	380	380,2	19,0	61,4	38,6
6	3350	626	242	242,6	12,1	73,5	26,5
10	1700	336	130	130,2	6,5	80,0	20,0
-10		1038	401	400,6	20,0	100,0	0,0
Total		5183	2000	2002,4			

F.6.2 Resultados de ciclos de molienda

Ciclo de molienda	Tiempo (min)	Pas. + #10 Ty (%)
1	0	20,0
2	30	51,8
3	60	68,2
4	134	80,7
Tiempo Ensayo	128,4	80

F.6.3 Curvas granulométricas



ANEXO G

CEE de molienda SAG

G.1 REGISTRO CEE EN PLANTA DE MOLIENDA SAG POR MES DEL AÑO
2014

Mes	tms/h	kW SAG	Real
			kWh/tms SAG
ene-14	922267	7.101.963	7,7
feb-14	907405	6.633.696	7,3
mar-14	1007685	7.264.536	7,2
abr-14	904056	7.268.120	8,0
may-14	778545	5.714.961	7,3
jun-14	947712	6.798.939	7,2
jul-14	844913	6.513.533	7,7
ago-14	1079153	8.027.361	7,4
sep-14	1065371	7.927.404	7,4
oct-14	1103530	8.143.063	7,4
nov-14	1063336	7.745.305	7,3
dic-14	418568	3.242.915	7,7