



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERÍA

**CARACTERIZACIÓN DE LA
CHANCABILIDAD DE ROCAS
MINERALIZADAS PROVENIENTES DEL
PROYECTO CHUQUICAMATA
SUBTERRÁNEA**

BRUNO MERELLO ESTAY

Tesis para optar al grado de
Magister en Ciencias de la Ingeniería

Profesor Supervisor:
ALVARO VIDELA LEIVA

Santiago de Chile, Diciembre 2016

© MMXVI, BRUNO MERELLO



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERÍA

**CARACTERIZACIÓN DE LA
CHANCABILIDAD DE ROCAS
MINERALIZADAS PROVENIENTES DEL
PROYECTO CHUQUICAMATA
SUBTERRÁNEA**

BRUNO MERELLO ESTAY

Miembros del Comité:

ALVARO VIDELA LEIVA

CHRISTIAN OBERLI

JAIME SEPULVEDA

CARLOS MARQUARDT

Tesis para optar al grado de
Magister en Ciencias de la Ingeniería

Santiago de Chile, Diciembre 2016

© MMXVI, BRUNO MERELLO

A mi familia, a mis amigos

AGRADECIMIENTOS

Esta tesis está dedicada a todas las personas que formaron parte de un largo camino, el cual culmina en este trabajo.

Agradezco a mis padres, quienes me apoyaron y guiaron desde un comienzo, y supieron encausarme siempre que lo necesitara. Sin su ayuda no habra podido desarrollar con éxito mi carrera.

A mis tíos y primos quienes jugaron un papel fundamental durante el desarrollo de mis estudios, finalmente fueron mi segundo hogar.

A mi profesor Supervisor, por permitir expandir mis conocimientos.

A Codelco, por su apoyo económico, y su enorme ayuda para el desarrollo experimental de este trabajo.

A mis amigos de Limache, Santiago y todas las partes del mundo, con quienes compartí innumerables vivencias.

A mis compañeros de Magister, porque durante los últimos 2 años generamos lazos inseparables.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

AGRADECIMIENTOS	v
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE TABLAS	xi
ABSTRACT	xiii
RESUMEN	xiv
1. INTRODUCCIÓN	1
2. OBJETIVOS	4
3. CONCEPTOS GENERALES	6
3.1. Proyecto Chuquicamata Subterránea	6
3.2. Chancadores tipo Mandíbula	8
3.3. Propiedades de la Roca	9
4. ESTADO DEL ARTE	11
4.1. Leyes de la conminución: Rittinger , Kick y Bond	11
4.2. Estudios Previos	13
5. MÉTODO EXPERIMENTAL	17
5.1. Litología y descripción de alteración y mineralización de muestras	17
5.1.1. Potásico de Fondo (PF)	17
5.1.2. Potásico intenso (PI)	18
5.1.3. Cuarzo Sericita (QS)	19
5.1.4. Potásico intenso Relicto (PIR)	19
5.1.5. Granodiorita Fortuna (GFO)	20
5.1.6. Zona de Transición (ZT)	21
5.1.7. Veta Cuarzo Molibdeno (VMO)	21

5.2.	Descripción de los equipos	21
5.3.	Descripción de las Pruebas de Chancado	24
5.3.1.	Ensayos Individuales	24
5.3.2.	Pruebas de Chancado con Mezclas de Material	26
6.	RESULTADOS Y ANÁLISIS	29
6.1.	Ensayos de Chancado de las Unidades Geológicas	29
6.2.	Ensayos de mezclas	35
6.2.1.	Plan Minero	35
6.2.2.	Mezcla QS y PIR	36
6.3.	Estimación de Chancabilidad en función de las Propiedades de la Roca	38
6.4.	Análisis de los Resultados	42
7.	CONCLUSIONES	46
	References	49
	ANEXO	52
A.	Modelos de Chancado	53
A.1.	Mecanismos de Fractura	53
A.2.	Modelos de Capacidad	54
A.3.	Modelos de Tamaño producto	62
A.4.	Consumo energía	73
B.	Tablas y Gráficos	77
B.1.	Cálculo de varianza para P80 y CEE	77
B.2.	Distribución de Producto	77
B.3.	Distribución de Alimentación	77
B.4.	Resumen Ensayos	77
B.5.	Modelo según propiedades de la Roca	80
C.	Otros	83
C.1.	Otras Definiciones	83

ÍNDICE DE FIGURAS

3.1	Diagrama Rajo chuiqcamata y reservas subterráneas	7
3.2	Diagrama nivel de producción y piques de traspaso a Chancado	7
3.3	Partes del Chancador de Mandíbula	8
3.4	Chancador Mandíbula	9
4.1	Ajuste de Leyes de conminución	14
5.1	Roca Potásico de Fondo (PF)	18
5.2	Roca Potásico Intenso (PI)	18
5.3	Roca Cuarzo Sericita (QS)	19
5.4	Roca Potásico Intenso Relicto (PIR)	20
5.5	Roca Granodiorita Fortuna (GFO)	20
5.6	Roca Zona de Transición (ZT)	21
5.7	Roca Veta Cuarzo Molibdeno (VMO)	22
5.8	Chancador utilizado	22
5.9	Pqube Utilizado	23
5.10	Esquema Conexiones	23
5.11	Rotap Utilizado	24
5.12	Gráfico Típico Energía y Potencia	25
5.13	Distribuciones UG	27
6.1	Granulometrias Alimentación	29

6.2	Granulometrías Producto	30
6.3	Ajuste de Modelos según N	33
6.4	CEE Medido v/s Modelado	33
6.5	CEE Medido v/s Modelado por Tipo de Roca	34
6.6	Distribución de residuo en función de CEE	35
6.7	Intervalos de Confianza CEE	35
6.8	W_{iuc} Medido v/s W_{iuc} Estimado Plan Minero	36
6.9	W_{iuc} Medido v/s Estimado QS y PIR	37
6.10	Work Index a partir de las Propiedades de la Roca	42
6.11	Indice Starkey a partir de las Propiedades de la Roca	42
6.12	Error residual para W_i de mezclas	43
6.13	Error residual para el W_i de Starkey de mezclas	43
A.1	Mecanismos de Fractura	53
A.2	Modos de Falla	54
A.3	Rose y English	55
A.4	Funcion Beta	60
A.5	Funcion pk	60
A.6	Broman	61
A.7	Modelo de Whiten	64
A.8	Breakage Function	66
B.1	Ajuste de Charles Modificando W_i y n	81

B.2	Work Index Canaleta a partir de las Propiedades de la Roca	88
B.3	Work Index Marinas a partir de las Propiedades de la Roca	88
B.4	Work Index Sondajes a partir de las Propiedades de la Roca	89
B.5	Indice Starkey Marinas a partir de las Propiedades de la Roca	89
B.6	Indice Starkey canaletas a partir de las Propiedades de la Roca	90

ÍNDICE DE TABLAS

1.1	Resumen Equipos Utilizados	3
5.1	Ensayos Realizados	26
5.2	Planes Mineros	27
5.3	Masas Reales Ensayo (Kg)	28
6.1	Promedios de P80 Según CSS y Tipo de roca	30
6.2	Promedios de CEE Según CSS y tipo de Roca	31
6.3	Ajuste del Modelo de Bond por tipo de Roca	34
6.4	<i>Work Index</i> Para el plan minero	36
6.5	<i>Work Index</i> Para el plan minero, según recíprocos	36
6.6	<i>Work Index</i> Mezcla QS-PIR	37
6.7	<i>Work Index</i> Mezcla QS-PIR calculada con Recíprocos	37
6.8	Indicadores de Chancabilidad por Tipo de Roca	38
6.9	Propiedades Mecánicas y geotécnicas de la roca	39
6.10	Coficiente de Determinación entre las propiedades de la roca e índices de Chancabilidad	40
6.11	Coficiente de Correlación entre las propiedades de la roca e índices de Chancabilidad	40
6.12	Ajuste Modelos Predictivo según Índice Chancabilidad	42
B.1	Coficiente de Variación Promedio de P_{80}	77

B.2	Coeficiente de Variación Promedio de CEE	77
B.3	Porcentaje Pasante Producto GFO	78
B.4	Porcentaje Pasante Producto PF	78
B.5	Porcentaje Pasante Producto PI	79
B.6	Porcentaje Pasante Producto PIR	79
B.7	Porcentaje Pasante Producto QS	80
B.8	Porcentaje Pasante Producto VMO	81
B.9	Porcentaje Pasante Producto ZT	82
B.10	Porcentaje Pasante Producto Mezclas	82
B.11	Porcentaje Pasante Alimentación Parte 1	83
B.12	Porcentaje Pasante Alimentación Parte 2	84
B.13	Resumen Resultados Parte 1	85
B.14	Resumen Resultados Parte 2	86
B.15	Resumen Resultados Parte 3	87

ABSTRACT

Primary Crushing is one of the most important stages in mine production and its correct design have a considerable impact in future mine planning. Chuquicamata Subterranea, an underground mine project located in the north of Chile, is greatly affected by its mineral crushability since that will determine whether to install new comminution and screening equipments or use previous installed ones. This study analyses the crushing behaviour for 7 rock types regarding to product size distribution, energy consumption, feed mixture and usage of rock mechanical properties to predict crushability indexes.

103 tests were performed in a laboratory jaw crusher equipment with variation of Close Side Setting and feed size distribution for 7 rock types. Also, 12 mix tests were done with their feed proportional both to mine plan and the two most abundant mineral types. Feed size distribution, product size, crushing time and energy consumption were recorded using a PQube device via wi-fi connection. It is concluded that rock crushability is not related to geotechnical units, product size distribution won't vary regarding rock type and rock mechanical properties can't be used to predict crusher behaviour but can be used in grinding equipments.

Keywords: Jaw Crusher, Rock mechanics, rock properties, energy consumption, product size, Chuquicamata Subterránea.

RESUMEN

El chancado primario es una de las etapas más importantes en la línea de producción minera y su correcto diseño condicionará los planes mineros a futuro. En Chuquicamata Subterránea, un proyecto en desarrollo ubicado bajo el rajo Chuquicamata, se vuelve crítico caracterizar la chancabilidad de sus minerales pues de eso dependerá la instalación de nuevos equipos para dar cumplimiento al plan de producción. Este estudio busca analizar el comportamiento y chancabilidad que tendrán 7 tipos de rocas en el chancador primario tipo mandíbula respecto a consumo de energía, distribución de tamaño de producto, mezclas en la alimentación y el uso de las propiedades mecánicas para la predicción de índices de chancabilidad.

Se realizaron 103 ensayos de chancado a nivel de laboratorio donde se varió el tamaño de apertura de la descarga y distribución de tamaño de alimentación para 7 tipos de roca. Además se realizaron 12 ensayos con mezclas de mineral proporcionales al plan minero y a la combinación de los dos tipos de roca más abundantes. En todos los ensayos se midió la energía consumida, las distribuciones de tamaño de entrada, de producto y el tiempo necesario para el chancado.

Se concluyó que la chancabilidad del material no se relaciona con la pertenencia a unidades geotécnicas, que el tamaño de producto no depende del tipo de roca sino que principalmente del ajuste de cierre de la descarga del chancador, que las propiedades mecánicas no son capaces de predecir el desempeño en el chancado pero si en el molino de bolas.

Palabras Claves: Chancador de Mandíbula, Propiedades de la roca mineralizada, Consumo de energía, Tamaño de producto, Chuquicamata Subterránea.

1. INTRODUCCIÓN

Una de las etapas más relevantes dentro de la industria minera es la conminución, que corresponde al proceso en el que grandes rocas se fracturan y muelen para formar fragmentos más pequeños ante la exposición a esfuerzos mecánicos. Los fines de la conminución son facilitar el transporte de material, mejorar los procesos llevados a cabo en la planta concentradora y principalmente aumentar la liberación de la mena.

Para obtener el tamaño de partícula óptimo las rocas suelen pasar por una serie de etapas de reducción de tamaño. Esto comienza con la tronadura para luego pasar por el chancado primario, chancado secundario/terciario, molinos SAG, HPGR y molinos de bolas.

La principal función de la etapa de chancado primario es facilitar el transporte de mineral hacia la planta y adecuar el tamaño para los procesos siguientes de manera eficiente energéticamente. La roca que ingresa a esta etapa puede alcanzar tamaños de hasta 1 metro y medio de diámetro, y suele salir menor a las 8 pulgadas de diámetro. Lo más utilizado en esta etapa son chancadores giratorios ya que presentan mayores capacidades, mientras que se utilizan chancadores mandíbula para tasas de procesamiento más bajas. Al analizar las faenas chilenas más relevantes (representan más del 95% de la producción nacional anual de cobre) se observó que el 87% de los chancadores son giratorios y el 13% restante corresponde a chancadores mandíbula. Las dimensiones típicas de equipos son 54"x75", 60"x110" y 60" x 89" tal como se muestra en la Tabla 1.1.

El caso en estudio para esta tesis es Chuquicamata Subterránea, un proyecto en desarrollo que consiste en continuar la explotación del rajo ya existente Chuquicamata ubicado directamente al norte de la ciudad de Calama. Este yacimiento comenzará su producción el año 2019 y será explotado mediante block caving por macro-bloques. Cada una de estas unidades tendrá en promedio 2 chancadores primarios de tipo mandíbula con capacidad nominal entre 800 y 1.000 toneladas por hora. El mineral chancado será transportado por

una serie de correas transportadoras hasta la superficie a través de un túnel de aproximadamente 6 km largo.

Este proyecto pretende alcanzar una producción en régimen de 140.000 toneladas por día, lo que considera una explotación simultánea de alrededor de 7 macro bloques. Todo este material debe ser extraído, chancado y transportado hacia el exterior de la mina para luego ser llevado a los molinos SAG de la planta A2 o a una etapa de chancado secundario y terciario para posterior procesamiento en las plantas de concentración A0 y A1.

Para una correcta planificación en el corto y mediano plazo se vuelve necesario predecir el desempeño de los chancadores en función de la alimentación que estos reciban y así anticipar cuando podría haber cuellos de botella. Además por solicitud de la planta, dada las dimensiones de los molinos SAG, se estableció que la granulometría de llegada a ésta sea 100% menor a 8 pulgadas.

Así surge la motivación para el desarrollo de esta tesis que busca medir, correlacionar y cuantificar el impacto de las condiciones operacionales y propiedades mecánicas del mineral incluido en el plan de producción de Chuquicamata sobre el desempeño de los equipos de chancado. Más en detalle se analizarán las propiedades geotécnicas y mecánicas de la roca, el tipo de mineralización, el tamaño de entrada de material y *Close Side Setting*. El resultado se pretende vincular con los modelos que estiman la tasa de procesamiento, tamaño de salida y consumo específico de energía.

Tabla 1.1. Resumen Equipos Utilizados

Faena	Tipo	Marca	Modelo	Dimensión	Cantidad
Andina	Mandíbula	FLSmith		42"x48"	1
Andina	Mandíbula	Metso		48"x60"	1
Atacama Kozan	Mandíbula	Metso	C-145		1
Candelaria	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"	1
Carmen de Andacollo	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"	1
Cerro Colorado	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	42"	1
Cerro Colorado	Giratorio	FLSmith	Superior	42"x64"	1
Cerro Colorado	Giratorio	Metso	Superior	54"x75"	1
Chuquicamata y RT	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"	1
Chuquicamata y RT	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"	1
Chuquicamata y RT	Giratorio	Metso	Superior	54"x75"	1
Chuquicamata y RT	Giratorio	Metso	Superior	60"x110"	2
Chuquicamata y RT	Giratorio	Metso	Superior	60"x89"	2
Collahuasi	Giratorio	FLSmith		60"x89"	2
El Abra	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"x100"	1
El Soldado	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	63"x54"	1
El Soldado	Giratorio	Metso	Superior	42"x65"	1
El Soldado	Mandíbula	Metso	C-100 B		1
El teniente	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"x89"	1
El Tesoro	Giratorio	Metso	Superior mk-II	50"x65"	1
Escondida	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"x113"	1
Escondida	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"x89"	1
Escondida	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"x89"	1
Escondida	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"x113"	1
Esperanza	Giratorio			60"x113"	
Gabriela Mistral	Giratorio	Metso	Superior	60"x100"	1
La Coipa	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	42"x65"	1
Lomas Bayas	Giratorio	Metso	Mk-II	54"x75"	2
Los Bronces	Giratorio	Metso	Metso	60"x89"	2
Los Colorados	Giratorio	Metso	Superior mk-II	54"x75"	1
Los Pelambres	Giratorio	FLSmith	traylor giratorio	60"x100"	2
Mantos Blancos	Giratorio	Metso	Superior	42"x65"	1
Mantoverde	Giratorio	FLSmith	Traylor TCB	42"x66"	1
Maricunga	Giratorio	Metso	Superior	54"x74"	1
Michilla	Mandíbula	Metso		48"x60"	1
Ministro Hales	Giratorio	Thyssenkrupp		63"x89"	1
Quebrada Blanca	Giratorio	Metso	Superior M-II	54"x74"	1
Salvador	Giratorio	FLSmith		30"x42"	2
Spence	Giratorio	Metso	Superior	60"x89"	1
Zaldivar	Giratorio	Sandvik	Giratorio	54"x75"	1

2. OBJETIVOS

El principal objetivo de esta tesis es caracterizar la chancabilidad del mineral futuro de Chuquicamata con el fin de estimar la tasa de procesamiento de chancadores mandíbula, el consumo de energía estimado y el tamaño de partícula del producto de estos equipos. Se espera relacionar las diferentes propiedades mecánicas de la roca con los resultados de ensayos sobre las pruebas de laboratorio. Además se espera cuantificar el impacto que provoca la dilución de las muestras y mezclas entre tipos de roca simultáneamente chancados por el equipo.

Para la caracterización de la chancabilidad del material se realizaron ensayos a escala de laboratorio utilizando equipos mandíbula y roca proveniente de las marinas de diferentes sectores de la mina. Los resultados se vincularon con los parámetros operacionales más importantes del chancador, y con las propiedades geomecánicas obtenidas en muestras provenientes de sondajes, marinas y canaletas. Las marinas corresponden al material obtenido de los túneles de desarrollo mientras que las canaletas corresponde al material obtenido de las perforaciones en la roca. Esta información fue entregada por CODELCO, quienes la obtuvieron a través de sus ensayos metalúrgicos realizados sobre el mineral de túneles exploratorios, perforaciones y sondajes. Además se contrastaron los resultados obtenidos con los ensayos de Bond (Barras) y test de Starkey realizados sobre material proveniente de marinas canaletas y sondajes, por parte de Codelco a través de sus campañas de caracterización.

Para caracterizar el comportamiento del mineral según el plan minero se evaluaron muestras conformadas de diferentes rocas que reflejan las mezclas definidas en el plan de producción. Se espera simular el plan minero y además analizar diferentes proporciones de las rocas con código QS y PIR ya que son las más abundantes. La descripción de las rocas utilizadas para los ensayos se encuentra detallada en la sección 5.1.

Los objetivos específicos de este trabajo parten por la obtención de datos de laboratorio de energía, potencia, distribución de tamaño de partículas en la alimentación, en el producto y tiempo requerido para el chancado. Se aplicaron diferentes modelos para ajustar los datos obtenidos y con ello obtener índices de chancabilidad por tipo de roca.

Tras caracterizar la chancabilidad de las muestras se buscó encontrar la relación entre ellas y las propiedades mecánicas y geotécnicas de la roca. Se revisó la enetual correlación entre ellas y se generaron modelos multivariables a partir de regresiones lineales. Se revisó y analizó la litología de las muestras iniciales y del producto posterior al chancado para explicar los resultados obtenidos.

3. CONCEPTOS GENERALES

Antes del desarrollo de la tesis es importante repasar algunos conceptos asociados al chancado, a las propiedades de la roca y mecanismos que llevan a la fractura de las partículas. Es importante entregar los antecedentes del caso de estudio: el proyecto Chuquicamata Subterránea.

3.1. Proyecto Chuquicamata Subterránea

Los recursos remanentes en Chuquicamata bajo el pit se han estimado en 4.600 millones de toneladas sobre los que se han diseñado 4 niveles de producción a distintas cotas y en cada uno de ellos se han definido unidades de explotación denominadas macro-bloques. Las reservas de este proyecto rondan 1.760 millones de toneladas que han de ser extraídas en 40 años mediante hundimiento (block caving) como se indica en el estudio de capacidad productiva de PMCHS. La tasa de producción en régimen será de 140.000 toneladas por día que se alcanzará mediante aproximadamente 12 chancadores en producción simultánea. La figura 3.1 muestra la topografía del actual rajo, y bajo este se representa la mineralización remanente distribuida en 4 niveles (en colores) definidos para etapa de explotación. Además se muestran todos los tuneles involucrados en la operación.

Cada uno de estos macro-bloques tendrá un nivel de hundimiento, nivel de producción y piques de traspaso hacia chancadores de mandíbula primarios. Se instalarán 2 de estos equipos por cada macro bloque, los que a su vez tendrán un silo con stock para amortiguar pequeñas variaciones en alimentación, que a su vez serán suministrados mediante 4 piques de traspaso cada uno tal como muestra la figura 3.2. Estos chancadores tienen capacidad nominal de 800-1.000 toneladas por hora que sin embargo están sujetos a una alta fluctuación debido a posibles problemas en alimentación, o aguas abajo.

El material ya chancado será llevado a superficie por un sistema de correas transportadoras donde existirá un acopio. Está siendo evaluando si enviar el material a los chancadores de cono ya existentes (E-4) para obtener la granulometría esperada o bien evitar el

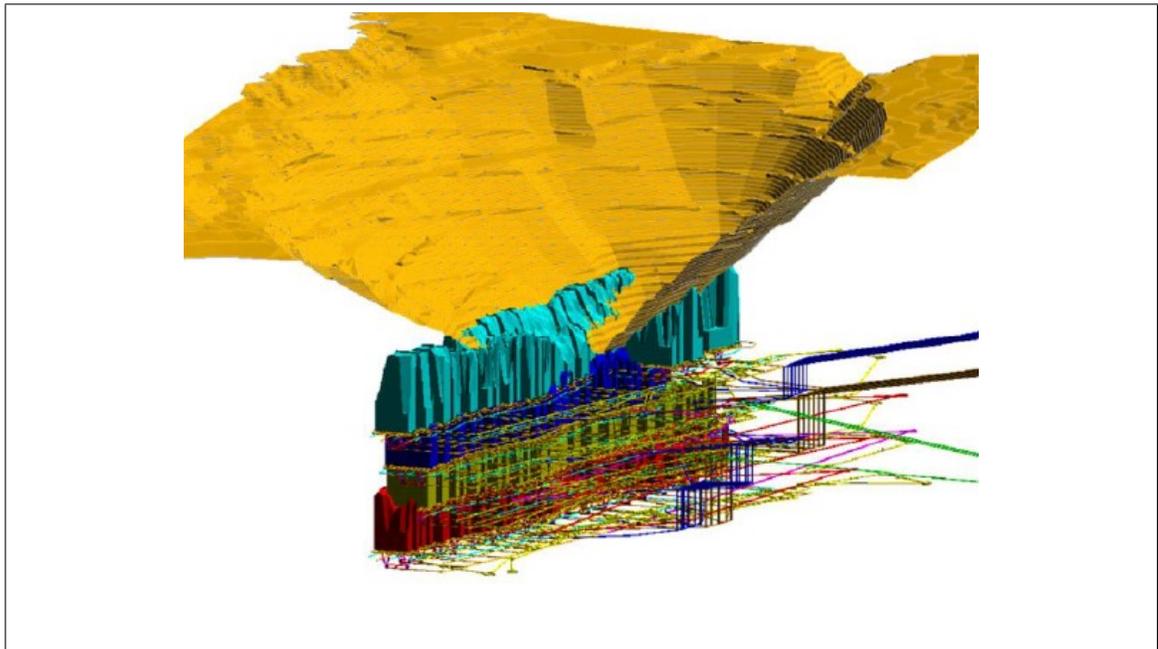


Figura 3.1. Representación 3D del actual rajo Chuquicamata y sus reservas a explotar

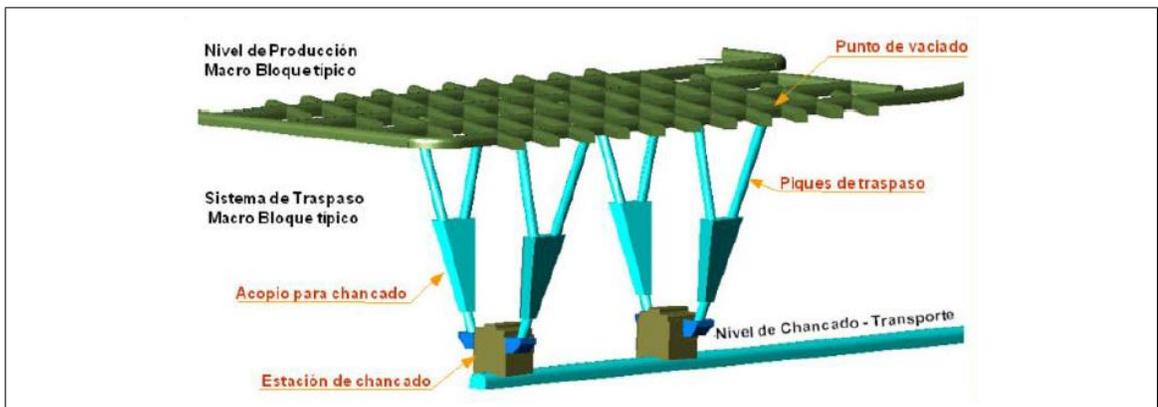


Figura 3.2. Diagrama nivel de producción y piques de traspaso a Chancado chancador y llevar el material directamente a las plantas concentradoras. Cabe mencionar que al momento de la realización de esta tesis no se ha definido el equipo de chancado a instalar en el proyecto Chuquicamata subterránea.

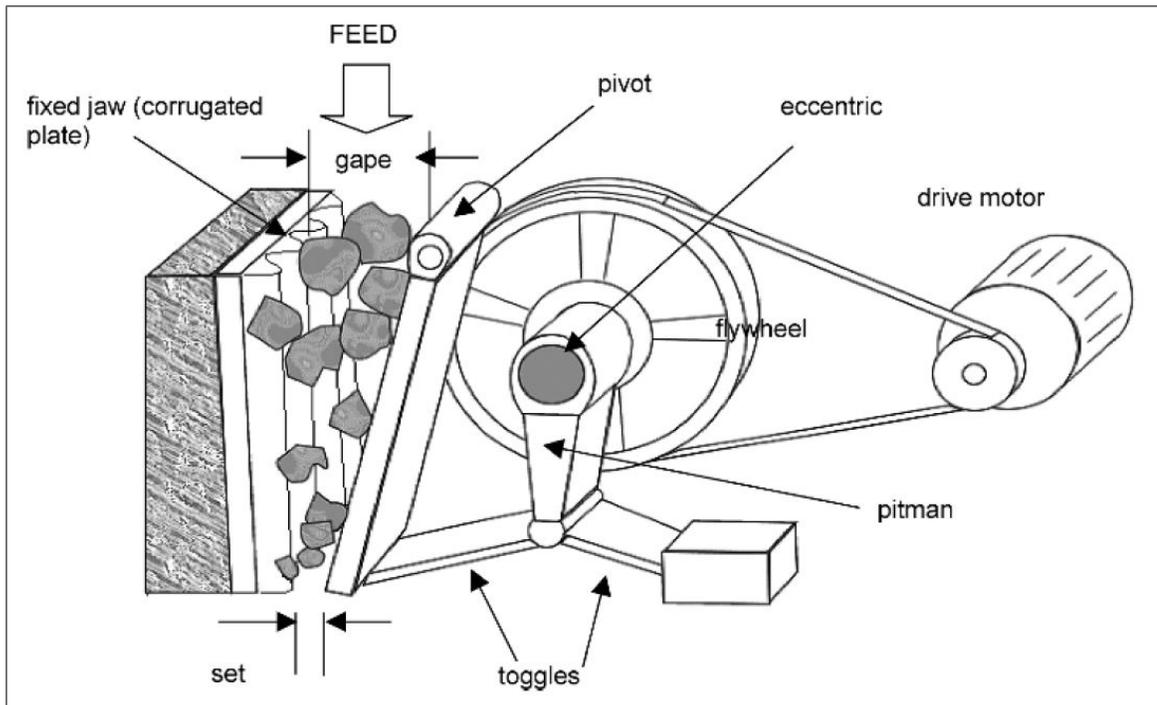


Figura 3.3. Partes del Chancador de Mandíbula

3.2. Chancadores tipo Mandíbula

Los Chancadores de mandíbula son equipos diseñados para producir impactos continuamente en las rocas situadas entre una placa fija y una móvil. Esta última se mueve y aplica una fuerza sobre la partícula apoyada en la placa fija. A grandes rasgos existen 3 grupos de chancadores mandíbula dependiendo de donde se encuentre el pivote de la placa movilizada, que puede estar en la parte inferior, al medio o en la parte superior. En la figura 3.3 se muestra un esquema que resume las partes más importantes de este equipo.

Uno de los aspectos más relevantes en el diseño y operación de estos equipos es la apertura de salida. Cuando está en su máxima se denomina *Open Side Setting* (OSS) y en su mínima *Close Side Setting* (CSS). La diferencia entre OSS y CSS es denominada tiro o excéntrica como se indica en la figura 3.4.

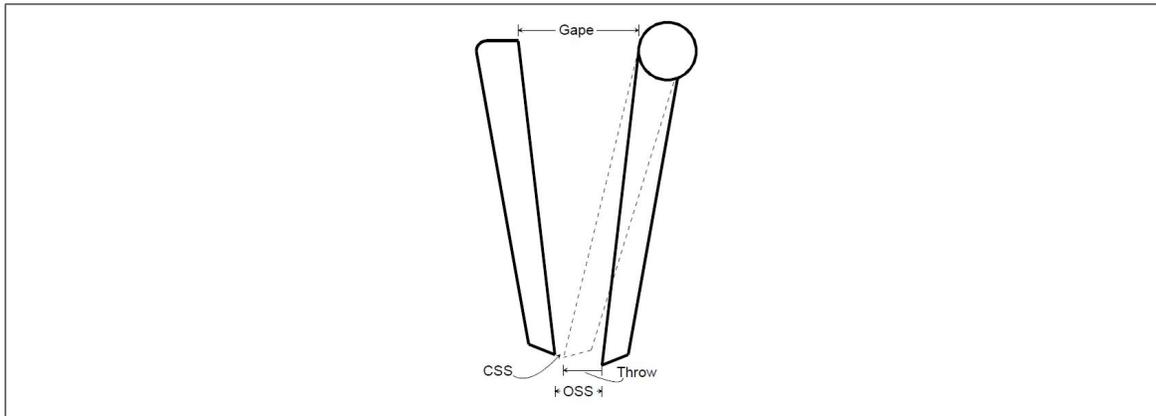


Figura 3.4. Chancador Mandíbula

3.3. Propiedades de la Roca

Las rocas se pueden caracterizar de varias maneras siendo una de ellas a través de las propiedades mecánicas y geotécnicas. A continuación se muestra una lista de estas propiedades con una pequeña descripción:

Rock Quality Designation (RQD): Es una medida de la cantidad de fracturas de los testigos extraídos en sondajes. Se calcula como la suma de los largos de los fragmentos mayores a 10 cm, en un largo de un metro.

Frecuencia de fracturas (FF): Corresponde a la cantidad de fracturas por unidad de largo que se pueden medir en un sondaje. Este parámetro se ve afectado por la dirección de muestreo.

Geological Strength Index (GSI): Es un indicador que permite caracterizar la roca y llevarlo a un indicador numérico utilizado principalmente para el diseño de túneles, pendientes y estructuras. Es asignado de acuerdo a las observaciones realizadas por geólogos sobre las estructuras visibles y las condiciones de la superficie de la roca. Su rango es de 0 a 100, siendo 100 muy competente y su medición no debe ser considerada como precisa.

Uniaxial Compressive Strength (UCS): Corresponde a la resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta. Debe disminuir al aumentar porosidad, meteorización, microfisuras y está fuertemente relacionado con la composición de la roca. Rangos de referencia para rocas oscilan entre los 50 (frágiles) y 200 mpa (Resistentes).

Point load test index (PLT): Indica la resistencia a la fractura cuando se aplica una fuerza sobre la roca en un punto concentrado. Se ha visto que es útil para estimar otras propiedades de la roca. Así, existe un factor de conversión entre I_{s50} y UCS. Al utilizar muestras de diámetro de 50mm no es necesario aplicar correcciones.

Tensile strength (TS): Corresponde a la resistencia máxima a la tracción que se le aplica a una muestra de mineral. Para las muestras utilizadas en esta tesis se determinó mediante el método Brasileño, que consiste en un cilindro de material sobre el que se le induce una fractura por compresión. Este método de medición indirecto es ampliamente aceptado y utilizado en la literatura.

Modulo de elasticidad de Young (E): Corresponde a la relación entre la presión aplicada a un material y la deformación inducida en la misma dirección.

Modulo de Poisson (ν): Corresponde a la relación entre la deformación que se produce en un eje debido a la deformación inducida en otro eje perpendicular.

4. ESTADO DEL ARTE

Para caracterizar la chancabilidad de los minerales recibidos se realizó una revisión bibliográfica de los modelos de consumo de energía, tamaño de producto y capacidad de los equipos en conminución. El detalle de estos se encuentra organizado por en los anexos A.2, A.3 y A.4. Cada uno de estos modelos utiliza diferentes parámetros de entrada como por ejemplo las dimensiones geométricas, velocidad de rotación, tipo de roca, humedad, entre otros. Se decidió optar por el enfoque apoyado en las leyes de la conminución expuestas a continuación, por los motivos que se mencionarán en la sección 6.1.

4.1. Leyes de la conminución: Rittinger , Kick y Bond

El postulado de Rittinger (1867) se conoce como la primera ley de conminución y señala que la energía aplicada para la reducción de tamaño de las partículas es proporcional a la nueva superficie producida. Esto puede ser visto mediante la ecuación 4.1. Esta ecuación se considera particulablemente aplicable para la fragmentación de partículas finas ($< 100\mu$).

$$CEE = K \left(\frac{1}{P} - \frac{1}{F} \right) \quad (4.1)$$

Donde:

P: Tamaño de característico del producto

F: Tamaño de característico de alimentación

K: Caracteriza la dureza de la roca y depende de la forma, tipo de material, número de defectos y la eficiencia con que las fuerzas que se aplican.

CEE: Consumo específico de energía

Kick (1885) propone que la energía requerida en la conminución es proporcional a la reducción de volúmen de las partículas. Esto se conoce como la segunda ley de conminución y se expresa mediante la ecuación 4.2. Esta ley ha demostrado ajustarse mejor para fragmentación Gruesas (> 10 cm)

$$CEE = K \log \left(\frac{F_{80}}{P_{80}} \right) \quad (4.2)$$

Donde:

F_{80} : Tamaño para el 80% pasante de la alimentación

P_{80} : Tamaño para el 80% pasante del producto

K: Coeficiente ue caracteriza la dureza de la roca. (Diferente de la ecuación 4.1)

CEE: Consumo específico de energía

Bond (1952) señala que la energía requerida para reducir el tamaño es proporcional al largo de las nuevas fracturas producida. Esto se conoce como la tercera ley de conminución y se representa mediante la ecuación 4.3.

$$E = K \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (4.3)$$

Donde la constante K representa la chancabilidad o resistencia a la conminución del material y corresponde a 10 veces el *Work Index* W_i .

Los 3 autores previamente nombrados utilizan parámetros similares, por lo que Charles, Holmes y Hukki lograron unificarlas mediante la ecuación diferencial 4.4.

$$\int_{d_0}^d \frac{dD}{D^n} = E \quad \text{o bien} \quad \delta E = \frac{K}{D^n} \delta d \quad (4.4)$$

donde

D: Tamaño característico de las partículas

n: Parámetro de la ecuación en donde

- n=1 Kick, para partículas gruesas
- n=1.5 Bond, para partículas medias con amplio rango
- n=2 Rittinger, para partículas finas

E: Energía utilizada para la conminución

Al integrar la ecuación 4.4 se obtiene la ecuación 4.5, con excepción cuando $n = 1$, donde se obtiene la ecuación 4.2. Esto permite generar diversos modelos en función de N , con los que es posible calcular la energía consumida en función de los 3 parámetros más relevantes: Tamaño de producto, tamaño de alimentación y dureza de la roca. Es posible comprobar que se cumple que para $N = 2$ se obtiene el modelo de Rittinger y para $N = 1.5$ se obtiene el modelo de Bond.

$$E = k * \left(\frac{1}{P_{80}^{n-1}} - \frac{1}{F_{80}^{n-1}} \right) \quad (4.5)$$

Cada una de las leyes se ajusta mejor en función del tamaño de partícula que se esté trabajando. Al aplicar la ecuación 4.4 y graficarla en función de la dimensión de la partícula de producto se obtiene el gráfico de la figura 4.1.

4.2. Estudios Previos

Se investigó el estado del arte de estudios de influencia de las propiedades mecánicas de la roca en el desempeño de los equipos de conminución. Gran parte de estos estudios buscan correlacionar dichas propiedades con parámetros de modelos ya existentes. Alex Doll, Derek Barrat y Ken Wood realizaron una recopilación de datos entre el UCS de rocas provenientes de 11 minas y las relacionaron con sus respectivos *Bond Work Index*. En este estudio se concluyó que no es posible demostrar una correlación significativa.

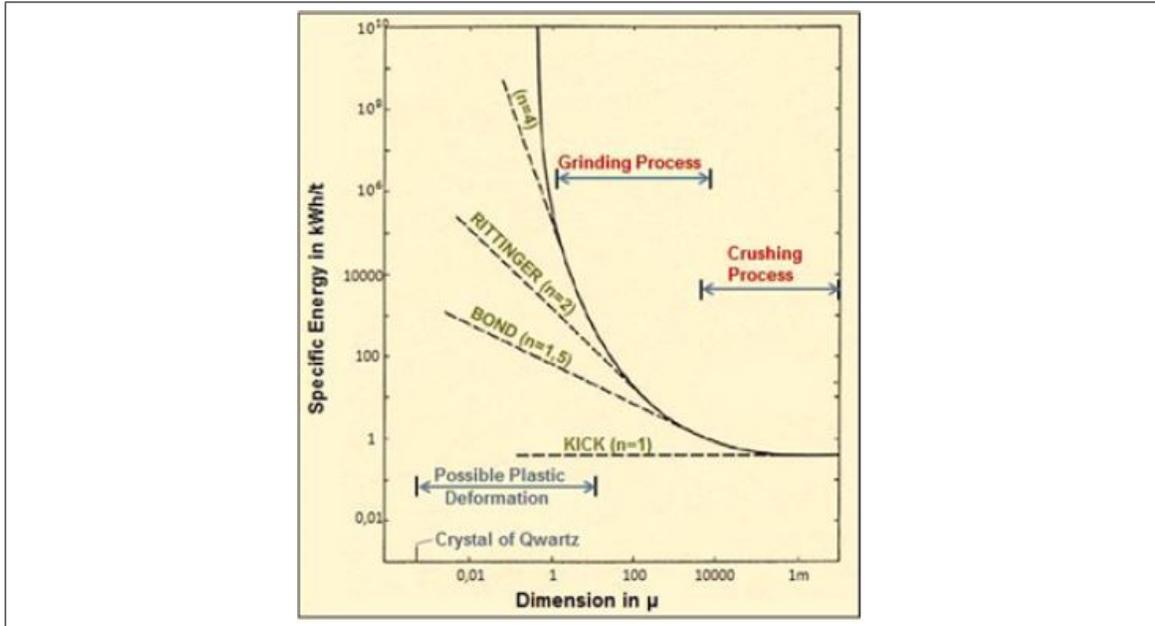


Figura 4.1. Ajuste de Leyes de conminución

Olaleye (2010) caracterizó la influencia de ciertas propiedades mecánicas del mineral respecto al tiempo de chancado para 4 rocas. Los resultados mostraron que si existe influencia entre el UCS y el tiempo de chancado. Si bien en este trabajo se obtuvo esa conclusión, no se propusieron ecuaciones empíricas para la predicción del consumo de energía.

Posteriormente Abdel (2011) realizó un estudio sobre 7 tipos de rocas en el que obtuvo sus principales propiedades mecánicas y calculó los valores del *Work index* en molino con el fin de determinar las correlaciones existentes. Los resultados demostraron que si existe correlación y que las variables más influyentes son el UCS y el Modulo de elasticidad. Estos vincularon el *Work index* de Bond mediante las ecuaciones 4.6 y 4.7 que utilizan el UCS en MPA y el Módulo de elasticidad en GPA respectivamente. Estos autores además concluyeron que la dureza del mineral si influye en la moliendabilidad pero no de manera significativa.

$$W_i = 5.7 * \ln(UCS) - 9.5 \quad (4.6)$$

$$W_i = 6.3 * \ln(E) - 10.6 \quad (4.7)$$

Otra variable que se considera importante es Fracture Toughness basada en la teoría de fractura de Griffith, sobre la que Donovan (2003) realiza un estudio para determinar su influencia en el desempeño de chancadores de mandíbula. Sus conclusiones demostraron que la mecánica de fractura de las rocas tiene una influencia importante en el comportamiento y desempeño de los chancadores. Las ecuaciones que propone este autor se diferencian según el radio de reducción del equipo y utilizan como parámetro de entrada el *Fracture Toughness*.

Toraman et al (2010) buscaron relacionar la resistencia al impacto con el índice de chancabilidad *Crushability Index* (CI). Este autor define este parámetro como el porcentaje de material pasante bajo la malla 9.525 mm tras chancar mineral en un equipo con apertura 4-8 mm. Sus resultados mostraron una fuerte correlación inversa entre la resistencia al impacto y el CI. Se propusieron ecuaciones lineares y se obtuvo un buen ajuste sólo para las rocas metamórficas.

Korman et al (2014) buscaron determinar el impacto de ciertas propiedades mecánicas de la roca con el consumo eléctrico de un chancador mandíbula. Los resultados concluyen que el consumo de energía no depende de la cantidad de mineral sino de las propiedades de éste. Se destaca la influencia del límite de compresión, mientras que la fracture toughness y el límite de tensión pasan a segundo plano. La densidad y la dureza tienen un impacto menor. Estos autores proponen diversas ecuaciones lineares multivariantes para el cálculo de la energía específica de conminución CEE (kj/kg) a partir de las propiedades de la roca. De estas se destacan las ecuaciones 4.8 y 4.9 ya que en sus estudios muestran un buen ajuste y utilizan tanto el UCS como la resistencia a la tensión, al igual que en esta tesis.

$$E_{cs} = 0.0325 * \sigma - 2.568 \quad (4.8)$$

$$E_{cs} = 0.2949 * \gamma - 0.574 \quad (4.9)$$

Donde σ corresponde al UCS en MPA y γ corresponde a la resistencia a la tensión en MPA.

5. DESARROLLO EXPERIMENTAL

En este capítulo se describen las rocas recibidas y chancadas, los equipos utilizados y la metodología de los ensayos.

5.1. Litología y descripción de alteración y mineralización de muestras

Las litología de las rocas pertenecientes al rajo Chuquicamata se encuentran descritas en su reporte de caracterización geotécnica. Sin embargo se realizó un análisis litológico de las muestras recibidas para tener una caracterización más certera de las muestras.

El material estudiado corresponde a mineral proveniente de los túneles de exploración de siete unidades geológicas de Chuquicamata subterránea. Estas varían en su alteración, composición, anisotropías, mineralización y otras características. A continuación se presenta una breve descripción visual de las muestras realizadas con apoyo de geólogo y profesor. Si bien no se ocupan nombres formales de las rocas se optó por utilizar los nombres de las unidades geotécnicas asignadas por Codelco.

5.1.1. Potásico de Fondo (PF)

Roca ígnea de tipo plutónica, de textura inequigranular y a porfiríca, es decir posee fenocristales grandes inmersos en una matriz formada por cristales más pequeños, en algunos casos no visibles a simple vista. Está formada principalmente por cristales de cuarzo y plagioclasa. Presenta biotita y minerales máficos con cúmulos de biotita secundaria sobreimpuesta a las biotitas magmáticas.

La mineralización esta compuesta principalmente por sulfuros de cobre, calcopirita y bornita diseminada, fina y con leyes entre 0,2 a 0,5% de Cu. Se observan ciertas fracturas con calcopirita y pirita. Existen bandaamientos, se presentan anisotropías y en algunas de estas fracturas hay presencia de cuarzo. Esta unidad geológica es parte de la unidad geotécnica base correspondiente al Pórfido Este Potásico (PEK).

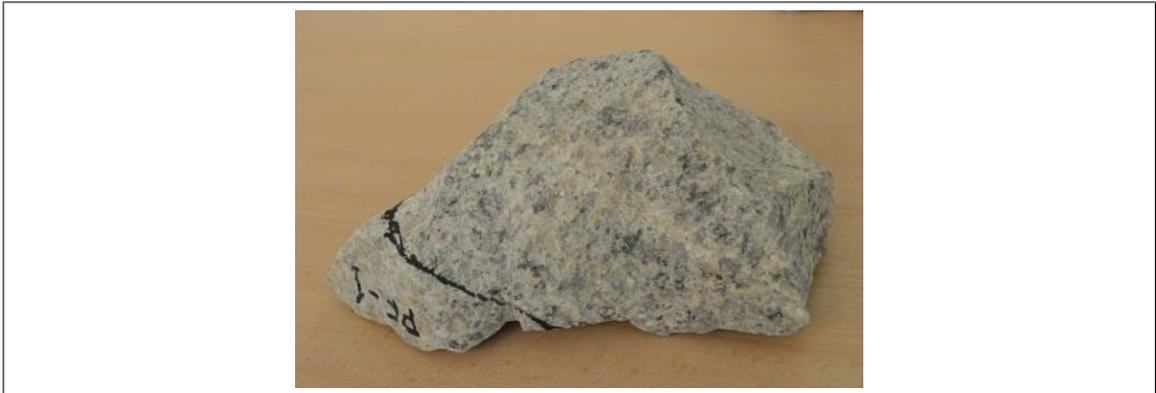


Figura 5.1. Roca Potásico de Fondo (PF)

5.1.2. Potásico intenso (PI)

Roca de apariencia metamórfica de protolito ígneo, probablemente granodiorita de grano medio. Presenta bandeamientos principalmente por minerales disgregados con láminas de sulfuros secundarios (calcosina). Destacan planos estriados de fallas como minerales de alteración. De alteración se observa solamente cuarzo y como minerales asociados a mineralización de sulfuros de cobre se observa principalmente calcopiritita y bornita las cuales ocurren de manera diseminada. Esta unidad geológica es parte de la unidad geotécnica base correspondiente al Pórfido Este Potásico (PEK)

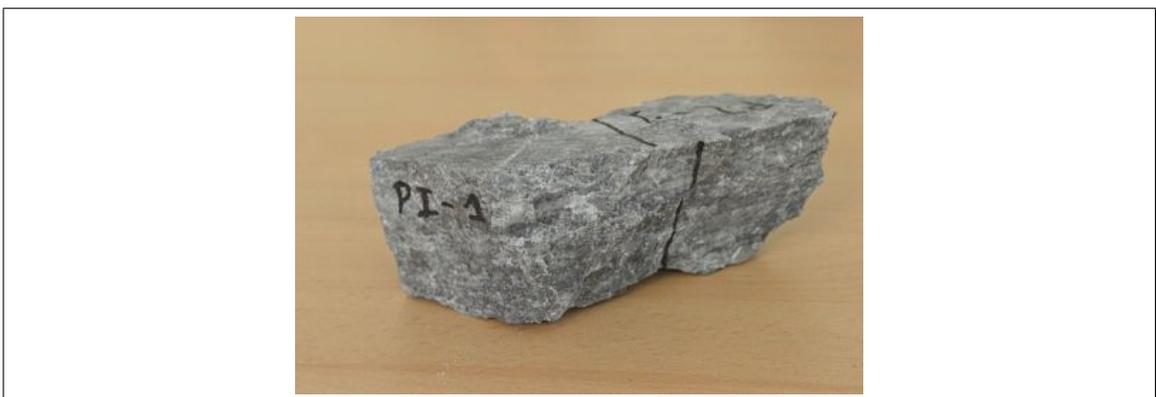


Figura 5.2. Roca Potásico de Intenso (PI)

5.1.3. Cuarzo Sericita (QS)

Roca intrusiva probablemente formada de un pórfido granodiorítico de textura inequigranular. Es posible observar cuarzo, plagioclasas y fantasmas de biotita alterados a sericita gris verde y sulfuros primarios y secundarios de cobre. Tiene apariencia isótropa, con presencia de vetillas de cuarzo con densidad máxima de 3 a 4 vetillas en 6 cm. Su alteración es de Sericita y Cuarzo diseminado y en vetillas. La mineralización es de calcopirita mayor a pirita diseminada y con presencia de sulfuros secundarios formados principalmente por calcosina y cobelina. En algunos se observa óxidos de cobre verde. También hay presencia de fracturas con óxidos de hierro. Esta unidad geológica puede variar según la proporción de cuarzo y sericita que contiene, por lo que se definen los subconjuntos cuarzo mayor a sericita $Q > S$, cuarzo igual a sericita $Q = S$ y cuarzo menor a sericita $Q < S$.



Figura 5.3. Roca Cuarzo Sericita (QS)

5.1.4. Potásico intenso Relicto (PIR)

Corresponde a una roca con alteración potásica relictiva, se observan bandas irregulares y presencia de fantasmas de sericita. La mineralización presenta abundantes sulfuros finamente diseminados. Mayormente corresponden a covelina y calcosina. Adicionalmente se observa moderada presencia de óxidos de hierro (limonitas amarillas probablemente

jarosita) a limonitas anaranjadas (goethita). También se observan óxidos de cobre, probablemente crisocola.



Figura 5.4. Roca Potásico Intenso Relicto (PIR)

5.1.5. Granodiorita Fortuna (GFO)

Roca de origen ígneo en la que es posible observar 2 fases, una de granodiorita y una de manzo-granodiorita con presencia de feldespato potásico. Ambas fases presentan biotita y anfíbola. Presenta textura equigranular de grano medio a grueso, con abundante hornblenta. Alteración principalmente de clorita, sericita y leve a nula alteración argílica en minerales félsicos. No presenta mineralización de Cu a la vista.



Figura 5.5. Roca Granodiorita Fortuna (GFO)

5.1.6. Zona de Transición (ZT)

Roca ígnea de textura bandeada formada por cristales de minerales félsicos. No se observan relictos de minerales máficos. La mineralización corresponde principalmente a calcopirita y bornita diseminada y en vetillas de sulfuros y posiblemente de cuarzo con sulfuros. También se observa presencia de calcosina y de óxidos de cobre verde. Esta roca presenta anisotropías y corresponde a la UGTB Pórfido este sericítico (PES)



Figura 5.6. Roca Zona de Transición (ZT)

5.1.7. Veta Cuarzo Molibdeno (VMO)

Roca ígnea de textura bandeada con cristales de minerales félsicos. La mineralización presenta sulfuros diseminados, mayormente covelina y calcosina. Se caracteriza por tener presencia de molibdenita lo que le entrega el color azulado.

5.2. Descripción de los equipos

Para el desarrollo experimental se utilizó un chancador de mandíbula Salas con apertura de 4", por 6,5" de ancho y un largo de 10,5" tal como muestra la figura 5.8. El tiro excéntrico del equipo es de 6mm y el *Open Side Setting* puede variar entre 1/2" y 1". Este equipo utiliza un motor de corriente trifásica WEG-W22 modelo TE1BFX0X, con



Figura 5.7. Roca Veta Cuarzo Molibdeno (VMO)



Figura 5.8. Chancador utilizado

alimentación de 380V. El ratio entre el volúmen de la cámara de chancado y el volúmen de stock de material se estima entre 1:10.

Para la medición de potencia y energía se utilizó un equipo de registro de consumo eléctrico PQube 02-0100 cuyos componentes se muestran en la figura 5.9. Éste consta con sondas de corriente de hasta 20 A, transformadores de corrientes, módulos de comunicación y memoria para la toma y almacenamiento de datos. Los datos fueron exportados vía Wi-Fi mediante una conexión segura tal como se representa en la figura 5.10.



Figura 5.9. Pqube Utilizado

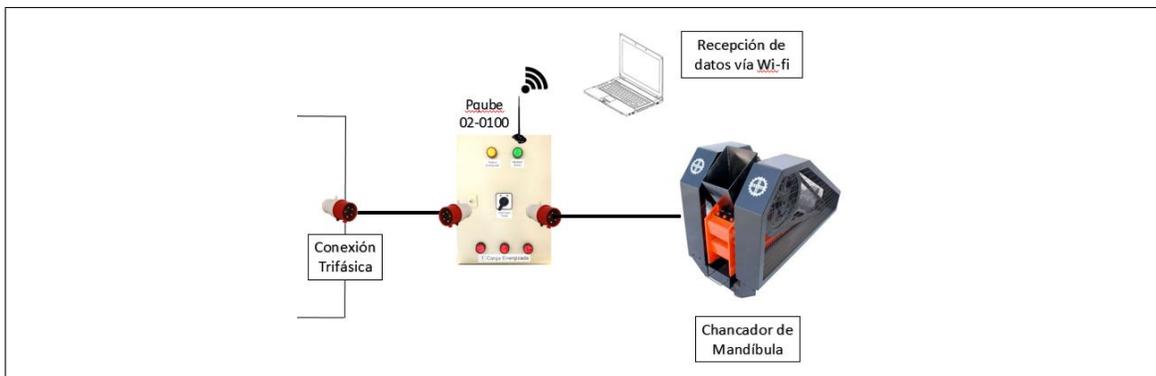


Figura 5.10. Esquema Conexiones

Para el análisis granulométrico de las muestras de producto se utilizó un equipo de clasificación Rotap Ws Tayler modelo Rx 29 10, como muestra la figura 5.11



Figura 5.11. Rotap Utilizado

5.3. Descripción de las Pruebas de Chancado

5.3.1. Ensayos Individuales

Muestras de mineral fueron preparadas para ser chancadas a distintas aperturas del equipo. Las rocas proveniente de las marinas de Chuquicamata subterránea tenían dimensiones entre 1/2" y 3". Fueron puestas una lona en la que se roleó hasta homogeneizar el material. Se dividió tal que una de sus partes fuese chancada y la otra almacenada para posterior análisis granulométrico. Se removieron los sobretamaños mayores a 3,5" para evitar atascos, Las muestras resultantes fueron pesadas y luego se cargaron en la boca alimentadora de tal manera de mantener un estado de funcionamiento del chancador *Choke Fed* (es decir el chancador copado de material).

Se realizaron mediciones de potencia instantánea en kW y energía acumulada en KWh cada segundo. Una vez procesado todo el mineral por el chancador, se continuó con el equipo operando en vacío por un periodo de al menos 20 segundos. Para cada ensayo se generó un gráfico como ilustra la figura 5.12 donde es posible ver tanto la potencia como la energía acumulada en función del tiempo.

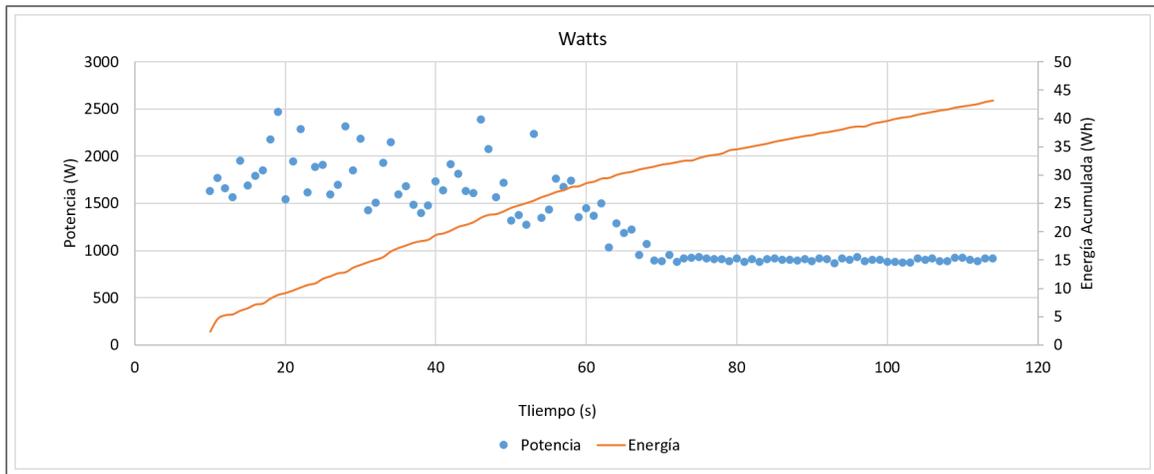


Figura 5.12. Gráfico Típico Energía y Potencia

En este gráfico es posible identificar 3 etapas, siendo la primera y más importante cuando el equipo opera en estado *Choke Fed*. Se aprecia una alta dispersión pero que sin embargo se mantienen constante respecto al eje promedio. Luego ocurre una etapa de decaimiento, (en el gráfico aprox desde el segundo 55 al 70) que corresponde al periodo donde se vacía la cámara de chancado. Finalmente se aprecia la etapa de operación en vacío, donde se obtiene la energía necesaria sólo para el funcionamiento del equipo.

Al finalizar la prueba, el producto de cada ensayo fue segmentado con un separador de rifle. Se pasó 3 veces por este equipo para tener 1/8 del material, resultando en muestras de entre 1 a 1.5 kilogramos. Este material fue pesado, y se hizo pasar por un rotap con las mallas 3/4", 1/4", 4, 6, 10, 14, 20 y 30 por un período de 2 minutos. Se pesó el material retenido en cada malla con lo que se generaron las curvas granulométricas, como se muestra en el capítulo 6.

Para medir la curva granulométrica de alimentación, cada fracción fue pasada por un harnero vibratorio con mallas 5", 4", 3", 2", 1.5", 1" y 1/2". Este procedimiento se realizó para un total de 103 pruebas distintas, distribuidos en dos configuraciones de CSS y con diferentes tamaños de alimentación. La cantidad de ensayos realizados por tipo de roca y *Close Side Setting* se indican en la tabla 5.1. A pesar de que la masa procesada

Tabla 5.1. Ensayos Realizados

Tipo de Roca	OSS 1/2”	OSS 1 ”
	CSS 1/4”	CSS 3/4”
ZT	9	8
QS	11	8
PIR	7	7
GFO	7	5
PF	9	5
PIR	8	6
VMO	7	6

presenta fluctuaciones, esto no afectaría el consumo específico de energía ni la tasa de procesamiento.

5.3.2. Pruebas de Chancado con Mezclas de Material

Dado el plan minero y los límites difusos entre unidades geológicas se espera que los chancadores procesen simultáneamente una mezcla de rocas. Por este motivo se decidió realizar un set de ensayos que involucrara una alimentación compuesta por proporciones de roca que representan adecuadamente las mezclas esperadas durante los primeros años de operación del proyecto Chuquicamata Subterránea. Los objetivos de esto son cuantificar y entender el comportamiento de la mezcla de material de alimentación en el desempeño del equipo.

Se utilizaron los mismos equipos y protocolos que los utilizados en los ensayos individuales de mineral. Se realizaron dos series de ensayos para mezclas: el primero replicó los planes mineros de los años 2019, 2021 y 2023 tal como muestra la figura 5.13 y la tabla 5.2. Para este ensayo se optó por no utilizar masas menores a los 500 gramos ya que cantidades tan pequeñas pierden representatividad. Por este motivo se realizaron los ensayos utilizando las masas mostradas en la tabla 5.3. El segundo grupo de tests analiza la proporción entre QS y PIR ya que son los minerales más abundantes del plan minero.



Figura 5.13. Distribuciones UG

Tabla 5.2. Planes Mineros

	Plan Minero		
	2019	2021	2023
GFO	0%	0%	0%
PF	8%	10%	10%
PI	5%	7%	9%
PIR	46%	49%	37%
QS	37%	26%	27%
VMO	1%	1%	3%
ZT	3%	7%	14%

Estos fueron testeados en proporciones 0/100%, 25/75%, 50/50%, 75/25% y 100/0% respectivamente.

Todos los ensayos que simulan el plan minero como para los de proporción QS/PIR se realizaron en duplicados. En total se realizaron 12 ensayos adicionales de los que 6 simulan el plan minero, y 6 la proporción PIR+QS.

Tabla 5.3. Masas Reales Ensayo (Kg)

Roca	P-2019	P-2021	P-2023
QS	3.5	2.5	2.5
PIR	4.5	5	3.5
ZT	0	0.5	1.5
PIR	0.5	0.5	1
PF	0.5	1	1
Total	9	9.5	9.5

6. RESULTADOS Y ANÁLISIS

Del total de 115 ensayos realizados, 103 corresponden a ensayos de las muestras de unidades geológicas y 12 a ensayos de mezclas. A continuación se presentan los resultados obtenidos.

6.1. Ensayos de Chancado de las Unidades Geológicas

Del total de 103 ensayos individuales realizados se detectaron 9 *outliers* que fueron removidos del análisis. Estos corresponden a ensayos preliminares para calibrar el equipo y ensayos en los que se bloqueó el chancador por sobretamaños.

Las distribuciones de tamaño de alimentación se muestran en la figura 6.1 y el detalle de estas se encuentra en los anexos, en la sección B.3. No se aprecian tipos de roca que tiendan a presentar distribuciones más finas ni gruesas. La información se encuentra detallada y agrupada por tipo de roca en en la sección B.2 de los anexos.

Los resultados de tamaño de producto provienen de los datos obtenidos en el Rotap. Al observarlos es posible identificar 2 familias de curvas gruesa y fina, que corresponden a las dos configuraciones de *Close Side Setting* evaluadas tal como muestra el gráfico 6.2 y la tabla 6.1. La curva más fina incluye todos los tipos de roca con diferentes tamaños

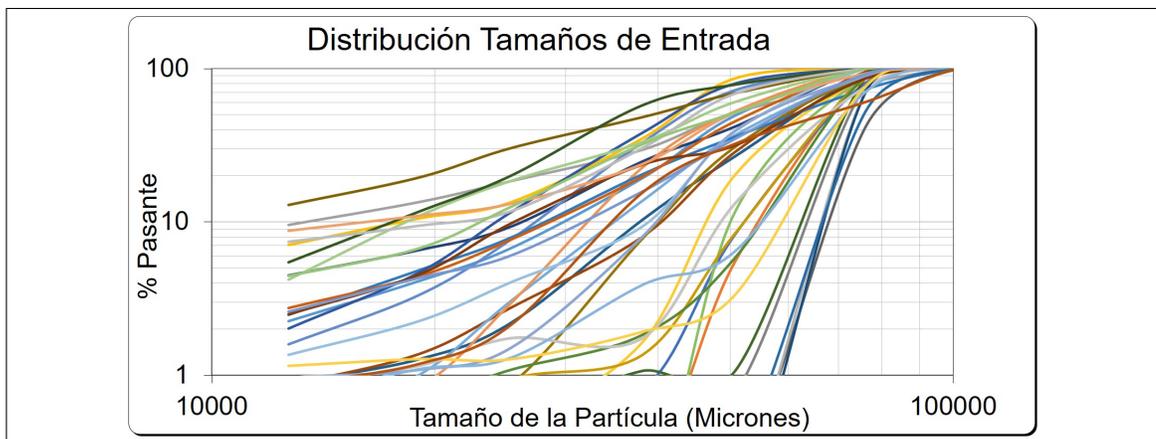


Figura 6.1. Granulometrias Alimentación

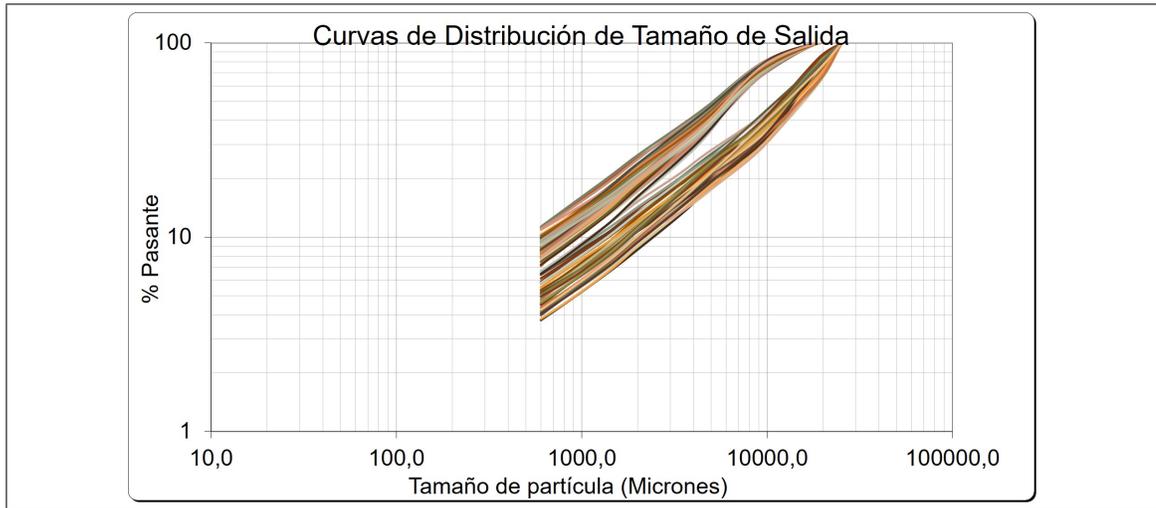


Figura 6.2. Granulometrías Producto

Tabla 6.1. Promedios de P80 Según CSS y Tipo de roca

Tamaño de Producto P80 μm		
Tipo de Roca	CSS 1	CSS 2
GFO	10158	20054
PF	11639	21272
PI	10858	19734
PIR	10732	20405
QS	11609	21682
VMO	11429	20303
ZT	11183	20872

de alimentación para un CSS de 1/4". La curva inferior corresponde al producto proveniente del CSS de 3/4" para todas las rocas y tamaños de entrada. Se analizó la varianza, promedio y coeficiente de variación del P_{80} entre distintos tipos de roca y se concluyó que el tamaño de producto depende fuertemente del CSS tal como se indica en la sección B.1 de los anexos. Se analizaron los mismo valores estadísticos del CEE para los diferentes valores de alimentación y se llegó a la misma conclusión.

Los datos de consumo específico de energía se obtuvieron a partir de la información recopilada por el PQube. Para ello se midió la energía total consumida durante el chancado y se le restó la energía consumida por el equipo en vacío. La energía en vacío se

Tabla 6.2. Promedios de CEE Según CSS y tipo de Roca

Consumo Específico KwH/Ton			
Tipo de Roca	CSS 1	CSS 2	P80 (mm)
GFO	0.67	0.30	16.6
PF	1.24	0.62	15.0
PI	0.86	0.45	14.3
PIR	0.81	0.40	15.6
QS	1.01	0.52	15.5
VMO	0.74	0.34	15.5
ZT	0.96	0.54	16.7

calculó como la potencia media del equipo sin carga multiplicado por el tiempo que duró el chancado. Finalmente se dividió la masa de roca chancada por la energía utilizada. Los resultados obtenidos se muestran en la tabla 6.2 donde se observa la diferencia en la chancabilidad de las rocas y la influencia del CSS. Los resultados de cada ensayo se encuentran en las tablas B.13, B.14 y B.15 de los anexos.

Tal como se esperaba el tamaño de producto depende principalmente del *close side setting* y condiciona en gran medida el consumo específico de energía. Sobre la base de los resultados obtenidos, en el contexto de las leyes de conminución se procedió a analizar la aplicabilidad de la generalización propuesta por Charles en la ecuación 4.4.

El beneficio de utilizar este ajuste es que incorpora solamente los 3 parámetros variados en este estudio: Tamaño de alimentación, de salida y *Work Index*. Para generar los modelos de ajuste se integró la ecuación 6.1 sin reemplazar el valor de N lo que resulta en la ecuación 4.5 (Ecuación integrada). Para el caso particular en que $N = 1$, la integración cambia entregando como resultado el modelo de Kick como se indica en la ecuación 4.2

$$\delta E = \frac{K}{D^n} \delta d \quad (6.1)$$

La ecuación 4.5 permite calcular el consumo de energía a partir de P_{80} , F_{80} y k , y su comportamiento varía según el valor asignado de N. Se analizaron nueve escenarios

variando este parámetro y en cada uno se determinó el W_i para cada tipo de roca que minimizara la diferencia entre el CEE medido y ajustado. De ahora en adelante se denominará este índice W_{iuc} . Para cada ensayo se calculó el consumo específico de energía según el resultado de la ecuación 4.5 tras reemplazar el valor de N. Este listado de consumos específico de energía se contrastó con el consumo de energía medido según Pqube mediante el software Minitab y se obtuvo el análisis estadístico para cada caso. Es importante mencionar que para valores de n menores que 1 o mayores que 2, el modelo pierde significancia física. Se concluye, tal como se esperaba, que para valores de N entre 1,5 y 2 el ajuste del modelo presenta el mejor coeficiente de determinación, con valores cercanos al 91% tal como muestra la figura 6.3. Los resultados estadísticos de Minitab mostraron que el error cuadrático distribuye de manera normal y que no presenta grupos de datos con comportamientos que difieran del modelo.

Junto a esto, se realizó una modelación de la ecuación de Charles minimizando el error cuadrático, pero esta vez sin considerar un valor de N fijo, sino que variable por tipo de roca. Los resultados se exponen en la sección B.4 donde es posible observar un ajuste mejor que en la situación anterior. Sin embargo, al modificar los valores de N, los *Work Index* dejan de ser comparables pues sus valores numéricos son de diferentes órdenes de magnitud. Se optó por continuar caracterizando los minerales mediante la ecuación de Charles con N fijo, ya que a pesar de presentar un nivel de ajuste menor, los *Work Index* son homólogos en unidades y escalas de magnitud.

Debido a la buena correlación obtenida para $N = 1.5$ tal como muestra la figura 6.4 y dado que corresponde a la ecuación de Bond, se determinó utilizar en adelante los *Work Index* obtenidos para este caso. La figura 6.5 muestra el ajuste de los datos de energía medidos y ajustados para la ecuación de Bond diferenciado por litología. En la tabla 6.3 se muestran el número de datos utilizados para la obtención de cada *Work Index* y el coeficiente de determinación respectivo.

Se analizó el error residual de cada ensayo y se gráfico en función del valor de consumo específico de energía con el fin de verificar el ajuste del modelo. Tal como se muestra

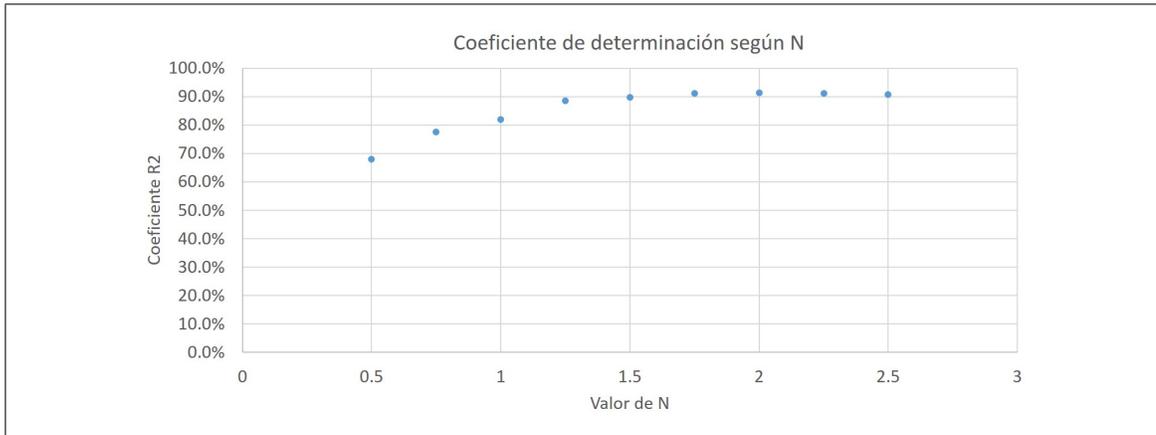


Figura 6.3. Ajuste de Modelos según N

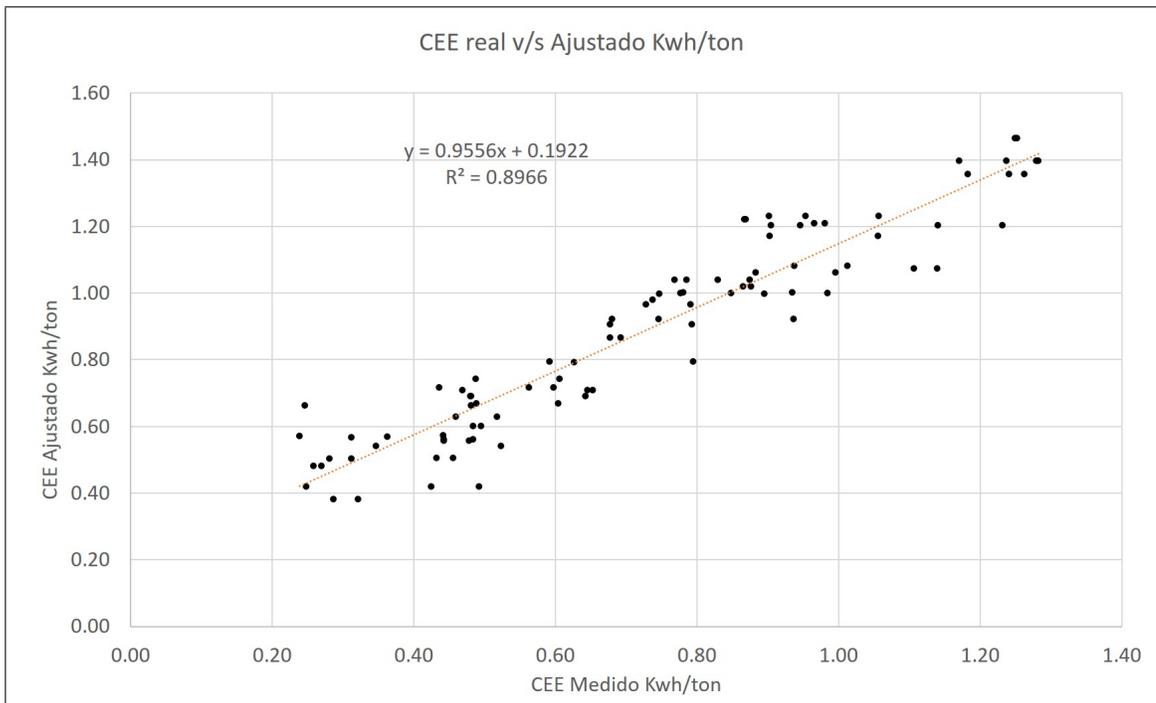


Figura 6.4. CEE Medido v/s Modelado

en la figura 6.6 se observa que el error distribuye de manera homogénea. Se calcularon y graficaron los límites superiores e inferiores para un intervalo de confianza del 95%, junto con los límites superiores e inferiores para la predicción de una futura observación con un nivel de 95% en la figura 6.7. Es posible observar que el ajuste del intervalo de confianza entrega un rango muy acotado, lo que indica que el modelo si representa de

Tabla 6.3. Ajuste del Modelo de Bond por tipo de Roca

Roca	W_{iuc}	N Datos	Coef R^2
GFO	14.3	8	91%
PF	18.2	14	96%
PI	13.1	13	90%
PIR	12.9	14	85%
QS	15.9	18	76%
VMO	11.5	13	87%
ZT	14.8	14	89%

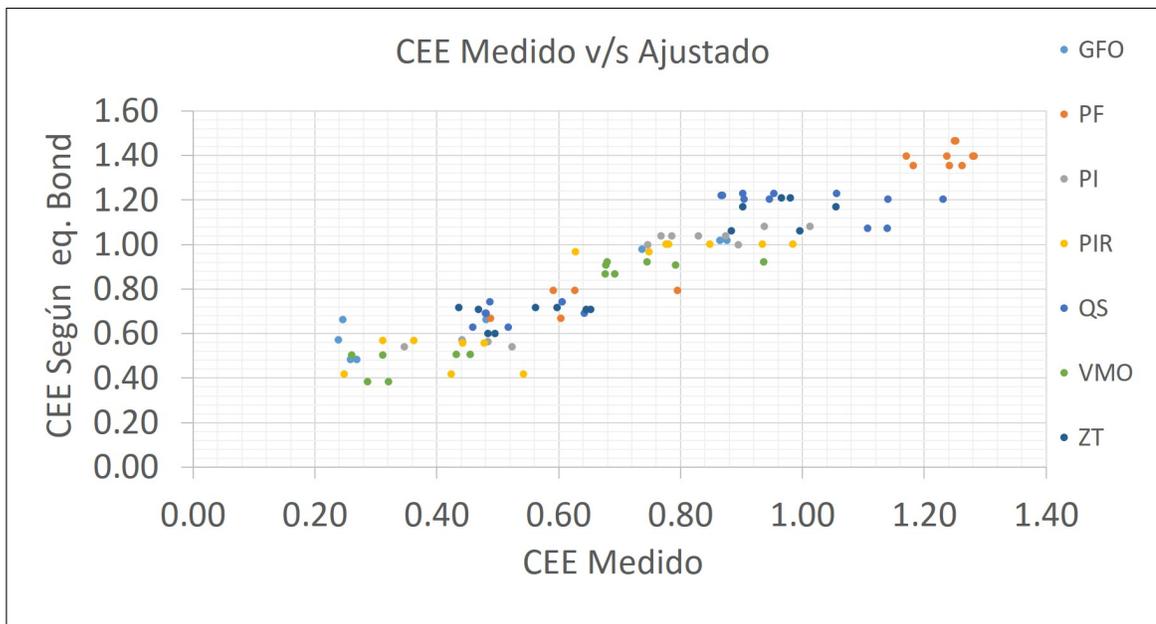


Figura 6.5. CEE Medido v/s Modelado por Tipo de Roca

manera confiable el consumo de energía y que los *Work Index* ajustados representan de manera apropiada la chancabilidad del mineral.

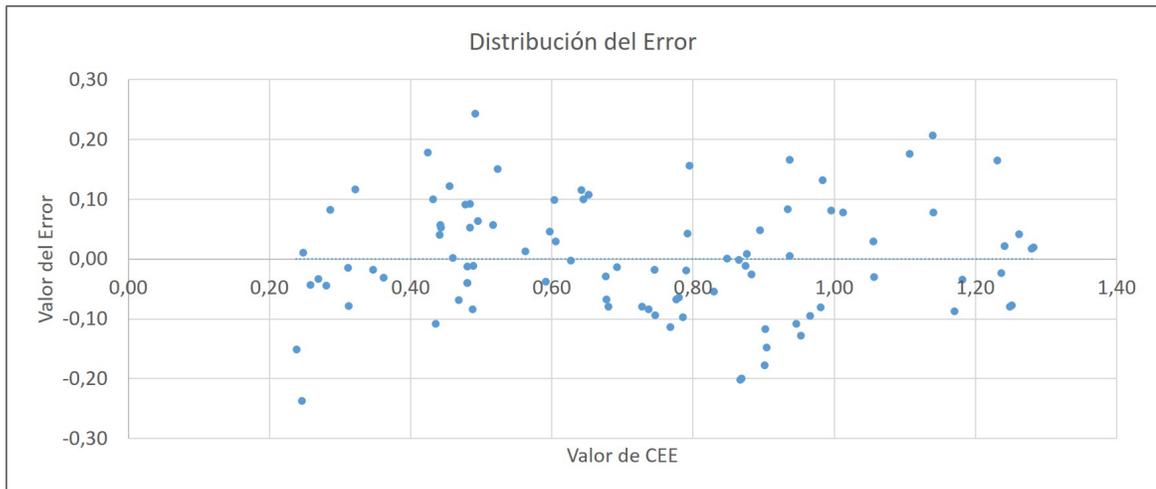


Figura 6.6. Distribución de residuo en función de CEE

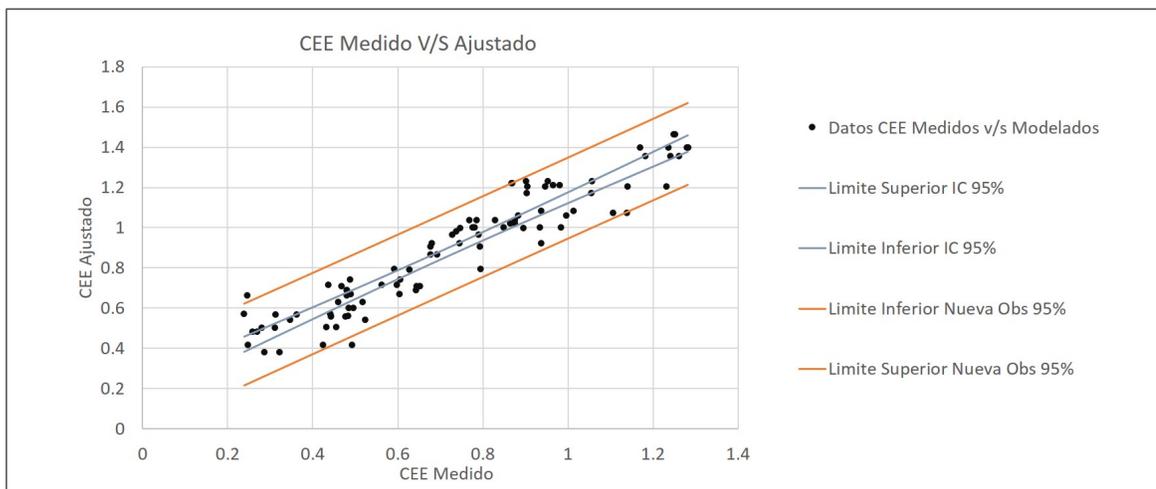


Figura 6.7. Intervalos de Confianza CEE

6.2. Ensayos de mezclas

6.2.1. Plan Minero

Los resultados de consumo específico de energía se utilizaron para obtener el *Work Index* de la mezcla según la ecuación 4.3 . Este corresponde al valor que entrega el menor error cuadrático medio entre CEE medido y calculado. La tabla 6.4 y la figura 6.8 muestran la comparación entre el valor calculado mediante el ajuste de la ecuación de Bond

Tabla 6.4. *Work Index* Para el plan minero

	Medido	Ponderado	Dif %
P2019	14.41	14.40	0.1%
P2021	15.80	14.38	9.9%
P2023	14.00	14.58	4.0%

Tabla 6.5. *Work Index* Para el plan minero, según recíprocos

	Medido	Ponderado	Dif %
P2019	14.41	15.78	8.7%
P2021	15.80	14.91	6.0%
P2023	14.00	15.13	7.5%

(Medido) comparado con el promedio másico ponderado de los W_i de cada tipo de roca. Se aprecia una diferencia significativa en el caso de la mezcla P2021 y P2023 pero menores en ningún caso mayor a un 10%. Al igual que con las proporciones QS y PIR se realizó el cálculo de la dureza según los recíprocos, obteniendo los resultados mostrados en la tabla 6.5 donde se observa que los ajustes siguen siendo buenos y dentro del límite del 10% de error.

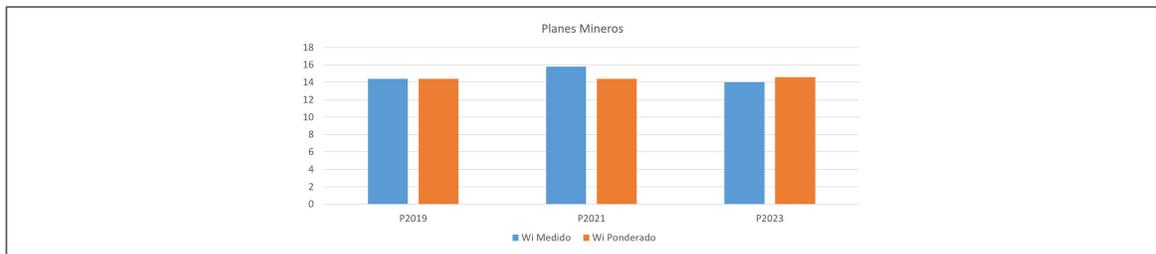


Figura 6.8. W_{iuc} Medido v/s W_{iuc} Estimado Plan Minero

6.2.2. Mezcla QS y PIR

Debido a que las unidades geológicas QS y PIR son las más presentes del plan minero, la dilución entre ellas es un factor relevante para la planificación minera. Por este motivo se realizaron ensayos con duplicados para las proporciones 25–75%, 50–50% y 75–25%.

Se aplicó la ecuación de Bond y se buscó el W_i que minimizara el error cuadrático entre el CEE medido con el calculado. La tabla 6.6 y la figura 6.9 muestran la comparación entre el W_i obtenido en la regresión (medido) con el calculado mediante el promedio ponderado de los W_i obtenidos en la sección 6.1 (Ponderado). Además se realizó el cálculo del *Work Index* a través de los recíprocos, según la ecuación 6.2. Los resultados se muestran en la tabla 6.7 donde es posible apreciar que permiten obtener un buen ajuste, siendo incluso mejor que el método anterior en 2 escenarios.

$$\frac{1}{W_m} = \frac{\%_a}{W_{ia}} + \frac{\%_b}{W_{ib}} \quad (6.2)$$

Tabla 6.6. *Work Index* Mezcla QS-PIR

	Medido	Ponderado	Dif %
MQ25P75	12.81	13.69	6.4%
MQ50P50	14.68	14.44	1.7%
MQ75P25	14.94	15.19	1.6%

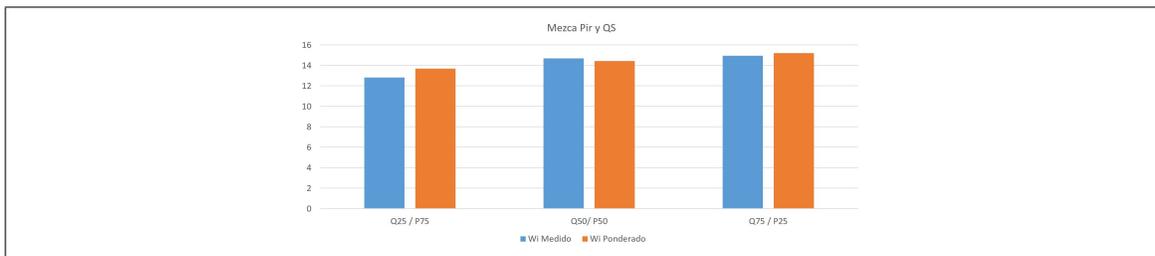


Figura 6.9. W_{iuc} Medido v/s Estimado QS y PIR

Tabla 6.7. *Work Index* Mezcla QS-PIR calculada con Recíprocos

	Medido	Ponderado	Dif %
MQ25P75	12.81	13.58	5.7%
MQ50P50	14.68	14.28	2.8%
MQ75P25	14.94	15.07	0.8%

Tabla 6.8. Indicadores de Chancabilidad por Tipo de Roca

	W_{iuc} (1)	W_i (2)	W_i (3)	Starkey (4)	Starkey (5)	W_i (6)
GFO	14.3					
PF	18.2	15.1	13.9	61.5	54.1	14.5
PI	13.1	13.7	14.6	44.6	50.4	15.1
PIR	12.9	12.6	12.1	28.2	32.7	13.4
QS	15.9	13.3	13.5	35.2	38.3	12.8
VMO	11.5	14.5		40.6		14.0
ZT	14.8	14.9	12.5	41.7	43.0	14.0

6.3. Estimación de Chancabilidad en función de las Propiedades de la Roca

Para el cálculo del *Work Index* se propuso generar un modelo a partir de las propiedades de la roca. Para esto se recopiló la información existente en estudios geotécnicos, campañas de sondajes, ensayos sobre canaletas y ensayos sobre marinas realizados por Codelco. La tabla 6.8 muestra toda la información de chancabilidad del material disponible.

Donde:

- (1) Bond Work Index Ensayos Pontificia Universidad Católica
- (2) Work Index Barras Canaletas
- (3) Work Index Barras marinas
- (4) Starkey Canaletas
- (5) Starkey Marinas
- (6) Work Index Sondajes

Dicha información permite resumir la chancabilidad del material, con lo que es posible caracterizarla en términos de consumo específico de energía en conminución. Ésta información se correlacionó con las propiedades de la roca proporcionadas por Codelco a través de su informe geotécnico y campañas de sondajes tal como se muestra en la tabla 6.9. Las propiedades de la roca utilizadas corresponden a las mencionadas en la sección 3.3.

Tabla 6.9. Propiedades Mecánicas y geotécnicas de la roca

	RQD	FF	GSI	UCS	PLT	Dens	Ucs50	Ts	E	n	v
GFO	85	6	57	120.1							
PF	96	3	59	114.8	4.59	2.6	98.9	-4.19	42.5	3.3	0.21
PI	96	3	59	114.8	4.59	2.6	98.9	-4.19	42.5	3.3	0.21
PIR	97	3	52	48.8	3.25	2.7	65.5	-2.56	29.2	3.4	0.22
QS	97	3	52	48.8	3.25	2.7	65.5	-2.56	29.2	3.4	0.22
VMO	97	2	58	86.2	3.59	2.7	82.9	-2.58	36.5	2.0	0.23
ZT	97	3	58	97.8	4.25	2.7	71.5	-4.38	30.5	3.2	0.22

Donde:

- RQD: *Rock Quality Designation*
- FF: Frecuencia de Fracturas
- GSI: *Geological Strength Index*
- UCS: *Uniaxial Compressive Strength*
- PLT: *Point Load Test*
- Dens: Densidad (ton/m³)
- Ucs50: *Uniaxial Compressive Strength* en compósitos de 50 mm
- TS: *Tensile Strength*
- E: Módulo de Elasticidad
- n: Porosidad
- v: Módulo de Poisson

Se realizó un análisis para cuantificar la relación entre estas propiedades y la chancabilidad del material. Se calculó el coeficiente de determinación y coeficiente de correlación entre estos parámetros y los índices de chancabilidad. Estos valores se indican en las tablas 6.10 y 6.11. En esta tabla es posible observar en primer lugar la baja correlación entre la chancabilidad medida con las propiedades de la roca. Sin embargo se observa que tanto el parámetro frecuencia de fracturas y porosidad son los que más se correlacionan con el Work index. Además, es posible observar que las propiedades de la roca se relacionan

Tabla 6.10. Coeficiente de Determinación entre las propiedades de la roca e índices de Chancabilidad

	W_{iuc} (1)	W_i (2)	W_i (3)	Starkey (4)	Starkey (5)	W_i (6)
RQD	15%	10%	20%	59%	40%	64%
FF	34%	7%	97%	0%	84%	0%
GSI	0%	69%	2%	59%	2%	78%
UCS	4%	59%	1%	69%	13%	85%
PLT	12%	46%	12%	67%	35%	78%
Dens	16%	20%	20%	66%	43%	74%
Ucs50	3%	29%	0%	67%	9%	82%
Ts	17%	39%	24%	47%	49%	52%
E	2%	25%	0%	64%	7%	78%
n	31%	13%	94%	0%	76%	2%
v	34%	0%	74%	24%	85%	20%

Tabla 6.11. Coeficiente de Correlación entre las propiedades de la roca e índices de Chancabilidad

	W_{iuc} (1)	W_i (2)	W_i (3)	Starkey (4)	Starkey (5)	W_i (6)
RQD	-0.39	-0.32	-0.44	-0.77	-0.63	-0.80
FF	0.58	-0.26	0.99	0.06	0.92	-0.04
GSI	0.05	0.83	-0.15	0.77	0.13	0.88
UCS	0.20	0.77	0.08	0.83	0.36	0.92
PLT	0.35	0.67	0.35	0.82	0.59	0.88
Dens	-0.40	-0.45	-0.44	-0.81	-0.66	-0.86
Ucs50	0.18	0.54	0.06	0.82	0.30	0.91
Ts	-0.42	-0.63	-0.49	-0.69	-0.70	-0.72
E	0.16	0.50	0.02	0.80	0.26	0.89
n	0.56	-0.36	0.97	-0.03	0.87	-0.14
v	-0.58	0.03	-0.86	-0.49	-0.92	-0.45

más fuertemente con los demás indicadores de chancabilidad, especialmente con aquellos que corresponden a ensayos de molinos.

Se realizaron diversos ajustes lineales multivariantes entre las propiedades de la roca y los índices de chancabilidad mediante Minitab. Se obtuvieron los modelos lineales como indican las ecuaciones 6.3, 6.4, 6.5, 6.6, 6.7 y 6.8.

$$\text{Ensayos} : W_{iuc}(1) = 24,3 - 86v - 3,5n + 6,9FF \quad (6.3)$$

$$\text{Canaleta} : W_i(2) = -41,4 + 0,99GSI - 0,144UCS + 3,02PLT \quad (6.4)$$

$$\text{Marinas} : W_i(3) = 48,8 - 0,36n - 160v \quad (6.5)$$

$$\text{StarkeyCanaleta} : W_i(4) = -13,8 + 0,037UCS + 7,3PLT + 0,69E \quad (6.6)$$

$$\text{StarkeyMarinas} : W_i(5) = -280 + 19,7PLT + 73,6n \quad (6.7)$$

$$\text{Sondajes} : W_i(6) = 9,42 + 0,601PLT + 0,0623E \quad (6.8)$$

Tras aplicar los modelos sobre la base de datos se obtuvo un set de W_i y *Starkey* calculados para cada tipo de roca ensayados. Estos se contrastaron con los datos ya conocidos y se midió el nivel de ajuste de dichos modelos. Los resultados obtenidos se muestran en la tabla 6.12 donde es posible observar que existe un buen ajuste para todos los casos, especialmente para la información de sondajes y de *Starkey* de marinas. Los gráficos 6.10 y 6.11 muestran la información del W_i y *Starkey* respectivamente. Respecto al error residual de los modelos lineales multivariados se puede observar que estos distribuyen de manera homogénea. Esto ocurre para los 5 modelos propuestos y para todos los tipos de roca tal como se puede ver en las figuras 6.12 y 6.13. El detalle según tipo de roca se puede encontrar en los anexos B.5.

Tabla 6.12. Ajuste Modelos Predictivo según Índice Chancabilidad

Indicador Modelado	R^2 del modelo
W_{iuc}	39%
W_i Canaleta	76%
W_i Marinas	71%
Starkey Canaletas	73%
Starkey Marinas	92%
W_i Sondajes	88%

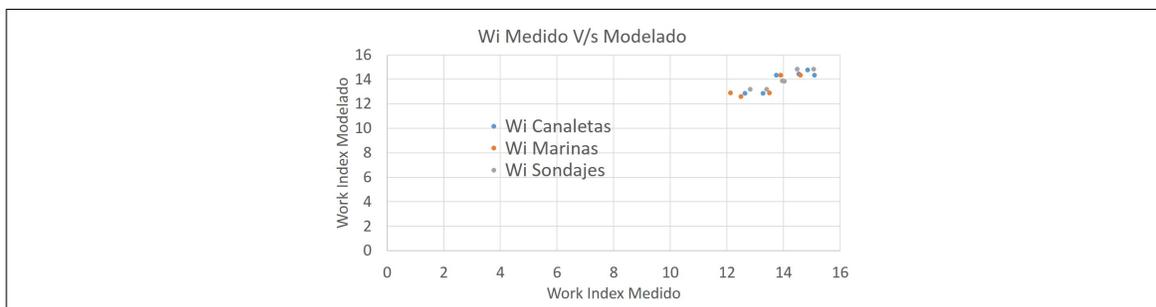


Figura 6.10. Work Index a partir de las Propiedades de la Roca

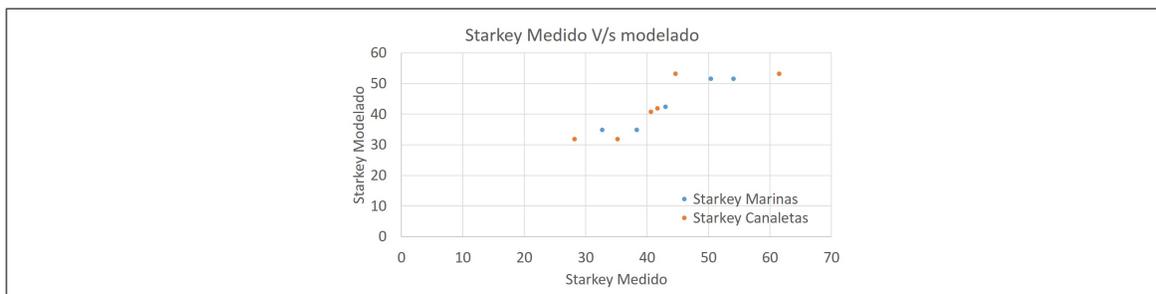


Figura 6.11. Índice Starkey a partir de las Propiedades de la Roca

6.4. Análisis de los Resultados

Es posible observar que los datos de consumo específico de energía se ajustaron apropiadamente al modelo de Bond, con un coeficiente de determinación de un 88%. Con ello es posible afirmar que el *Work Index* representa apropiadamente la chancabilidad en estos ensayos y es adecuado para utilizarlo en análisis posteriores. Además es posible observar que para los ensayos de mezclas, el *Wi* medido se aproximó de buena manera al que fue

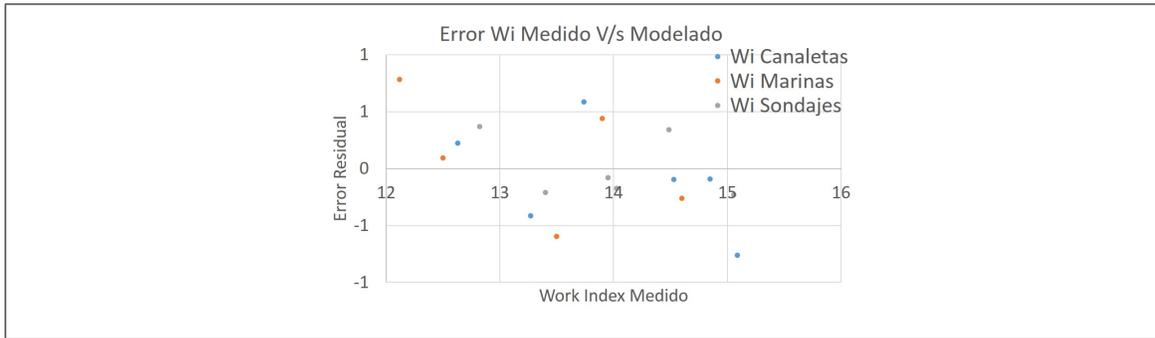


Figura 6.12. Error residual para Wi de mezclas

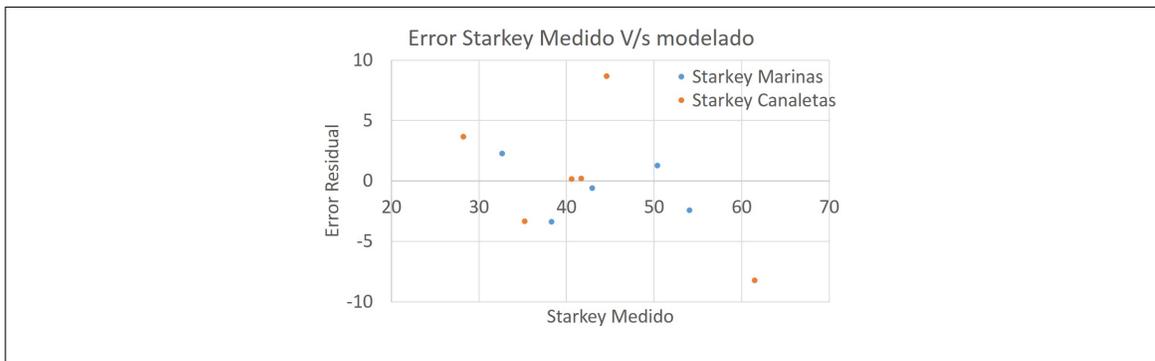


Figura 6.13. Error residual para el Wi de Starkey de mezclas

calculado proporcionalmente a la masa de las rocas, tal como se ve en las tablas 6.8 y 6.9. Se recomienda utilizar un 10% de factor de seguridad dado los resultados.

Los análisis entre las propiedades mecánicas y la chancabilidad de las rocas medidas muestran una baja correlación existente entre el W_i y los parámetros. Las propiedades que mostraron un mayor nivel de correlación con la chancabilidad para los 7 tipos de roca fueron la frecuencia de fracturas y la porosidad del material obtenidos del reporte de UGTB y el reporte de sondajes respectivamente. Se generaron modelos lineales utilizando Minitab con el fin de encontrar combinaciones de parámetros que permitieran predecir el *Work Index*. El modelo con mayor ajuste entregó un R^2 de 39%. Esto se explica principalmente por la diferencia entre PF y PI, y QS y PIR ya que al pertenecer a la misma unidad geotécnica comparten sus propiedades, pero su chancabilidad en los ensayos es diferente.

Por otro lado las regresiones generadas entre los indicadores de chancabilidad provenientes de la empresa y los parámetros mecánicos fueron de un nivel aceptable, presentando coeficientes R^2 sobre el 70% en todos los casos. Fue posible ver un buen ajuste para el W_i calculado en los sondajes y el índice *Starkey* para las marinas.

Fue posible observar que la dificultad de generar un modelo predictivo se debió principalmente a que los pares PF y PI, y QS y PIR pertenecen a las mismas unidades geotécnicas pero presentan diferentes chancabilidades. Se analizaron las muestras tanto intactas como chancadas con el fin de comprender las causas que llevaron a esta discrepancia. Se observó que la composición mineralógica de la alimentación es homogénea en ámbos grupos pero que existe una diferencia considerable en la cantidad, forma y relleno de las anisotropías. En particular la roca PF presenta gran cantidad de vetillas rellenas de cuarzo microcristalino mientras que las de PI está rellena de agregados de minerales granulares (probablemente cuarzo, sericita y biotita). Es decir, entre PF y PI se observó una alteración similar pero con diferentes características geotécnicas cuya posible causa sean diferentes esfuerzos a lo largo del yacimiento. Se realizaron observaciones similares entre PIR y QS y fue posible observar en PIR una presencia de óxidos de hierro. Si bien en estos 2 últimos no muestran diferencias significativas en su caracterización geológica existe la posibilidad que las vetillas formadas en PIR debiliten a la roca, ya que las oxidaciones del mineral tienden a generar elementos más frágiles.

Al analizar el producto del chancado se vio que la progenie no presentó anisotropías ni que las fracturas generadas en el chancado siguiesen la dirección preferencial de las vetillas. Estas condiciones difieren del estado previo al chancado, donde las rocas presentan un gran número de discontinuidades y anisotropías. Es posible afirmar que los chancadores amortiguan las diferencias en estructuras y fallas de la roca, entregando material homogéneo para las etapas posteriores. Así, para los ensayos de chancabilidad en molinos se utiliza mineral ya chancado cuya presencia de anisotropías es prácticamente nula. También los ensayos para la medición de las propiedades de la roca, tanto mecánicas como geotécnicas, requieren en general condiciones específicas del material. Esto se debe

a que se utilizan compósitos con forma establecida y sin fallas que imposibiliten su obtención ni los resultados esperados.

Es posible conjeturar que en la etapa de chancado se absorben gran parte de las anisotropías y que en los procesos aguas abajo la chancabilidad del mineral depende más de sus propiedades que de su estructura. Es decir la chancabilidad en una etapa inicial se ve principalmente influenciada por características geológicas, tamaño de grano y anisotropías. Sin embargo en procesos aguas abajo con alimentación más pequeños, los resultados esperados se relacionan de una manera más significativa con las propiedades de la roca medida en laboratorios.

7. CONCLUSIONES

Chuquicamata Subterránea es un proyecto en desarrollo que deberá tomar importantes decisiones de inversión en función del comportamiento de sus chancadores primarios. Deberán decidir si instalar nuevos equipos de conminución y harneros, o bien utilizar los ya existentes con tal de cumplir el compromiso de las 8 pulgadas. Para poder tomar una correcta decisión se vuelve necesario realizar una caracterización de chancabilidad tanto de los minerales que entran en el plan minero como aquellos que pueden verse involucrados debido a la dilución. Por este motivo se realizó un estudio a nivel de laboratorio de consumo de energía, tamaño de producto y chancabilidad de la roca.

Se realizó un total de 115 ensayos de chancado los que 103 corresponden al procesamiento de unidades geológicas individuales y 12 a ensayos de mezclas de rocas. Se utilizó un chancador mandíbula Salas con tamaño de entrada de 4 pulgadas y Open Side Setting entre 1/4 de pulgada y 3/4 de pulgada conectado a un sistema de medición y registro eléctrico PQube. La masa de cada ensayo fue en promedio 9 kilogramos con rocas entre 1/2 pulgada y 3 pulgadas.

Se observó que la distribución de tamaño de producto sólo depende del Close Side Setting del equipo para una velocidad de rotación constante y es indiferente tanto al tipo de roca como a la distribución de tamaño de entrada. El consumo específico de energía, tal como se esperaba, se vio principalmente influenciado por el tamaño de apertura de la descarga, por el tipo de roca y en menor medida por el tamaño de alimentación.

Para cuantificar la chancabilidad del material se realizó una revisión bibliográfica de los autores que buscaron modelar el comportamiento del chancador. Debido a que el tamaño de producto resultó ser indiferente del tamaño de alimentación, a que no se variaron las dimensiones geométricas del chancador ni su velocidad de rotación, se decidió aplicar el modelo de Charles que representa la unificación de las 3 leyes de conminución. Este calcula el consumo específico de energía a partir de las dimensiones de alimentación, de producto y de un índice de chancabilidad propio del material.

Se ajustó la ecuación de Charles a los datos obtenidos y se comprobó que los mejores ajustes para N ocurren entre los valores de 1.5 y 2 como se esperaba. Se optó entonces utilizar la ecuación de Bond para modelar la chancabilidad del material. Se ajustó para cada tipo de roca el work index que minimizara el error cuadrático entre el consumo de energía medido mediante el PQube con el calculado a partir de la ecuación de Bond.

Al analizar los datos de Work Index, se observó que rocas pertenecientes a las mismas unidades geotécnicas bases presentan comportamientos disímiles en términos de chancabilidad. Esta diferencia se observa de manera moderada en la chancabilidad del QS y PIR, y de manera fuerte entre PF y PI con un W_i de 18.2 y 13.1 respectivamente. Esto último no se puede explicar por parte de las propiedades mecánicas de la roca, pues las comparten, ya que ambos pertenecen a la unidad Pórfido Este Potásico. Se realizó un análisis litológico al material QS, PIR, PF y PI donde se observó que las alteraciones y la mineralogía de las rocas pertenecientes a un mismo grupo son similares pero con diferente presencia de estructuras. En particular la roca PF muestra una alta cantidad de vetillas rellenas de cuarzo microcristalino lo que aumenta la resistencia a la ruptura mientras que la roca PI tiende a presentar vetillas de material diseminado cuya resistencia a la fractura es menor. De manera similar en la roca PIR se observa una presencia de óxidos de hierro en vetillas que tienden a generar planos de fractura.

Se realizaron análisis de regresión lineal mediante Minitab para relacionar los Work Index medidos con las propiedades mecánicas y geotécnicas de las rocas. Los modelos obtenidos no entregaron buenos ajustes, y las variables más influyentes resultaron ser la porosidad y la frecuencia de fracturas. La dificultad de generar buenos ajustes se debe principalmente a la diferencia entre QS con PIR, y PF con PI pues comparten propiedades mecánicas pero difieren en chancabilidad. Cabe mencionar que se aplicaron las ecuaciones descritas por los autores en la sección 4.2, pero no fue posible validarlas debido a que los resultados obtenidos al utilizarlas distan fuertemente de las mediciones realizadas en este trabajo.

Por otro lado se realizaron regresiones lineales multivariadas entre las propiedades mecánicas y geotécnicas de la roca con los índices de chancabilidad provistos por la empresa. Estos últimos son cinco y corresponden al work index de barras de mineral proveniente de las marinas, de las canaletas y de los sondajes y el work index de starkey de mineral proveniente de las marinas y las canaletas. Para cada uno de estos índices se generó una regresión diferente considerando 5 a 6 puntos que corresponden a los tipos de roca. Se obtuvieron buenos ajustes con coeficientes R^2 de 71%, 76%, 88%, 92% y 73% respectivamente. El error residual en cada uno de los modelos distribuye de manera uniforme y no presenta anomalías especiales para algún tipo de roca. El mejor ajuste se obtuvo para la regresión entre las propiedades de la roca y el work index de starkey para las rocas provenientes de las marinas.

Finalmente se estudió la forma del producto del chancado y fue posible observar que este no presenta anisotropías a pesar de que las rocas iniciales sí las tenían. Esto se relaciona con los resultados obtenidos pues implica que en este equipo no son las propiedades de la roca las que gobiernan la fractura sino más bien las condiciones estructurales del material de alimentación. Al realizar tests en molinos de bolas o de barras, el material presenta un menor número de anisotropías y las condiciones del material se asemejan a las necesarias para realizar estudios mecánicos.

Para futuros estudios se recomienda validar las propiedades de la roca directamente midiendo previamente las características geomecánicas de la muestra, estudiar el comportamiento de las anisotropías en el chancador y verificar la escalabilidad de los resultados obtenidos. Se recomienda además realizar estudios petrográficos y clacográficos para una mejor caracterización de las muestras, no sólo mineralogía sino que también estructuras como alineamiento de minerales, vetilla y fracturas, entre otros.

REFERENCES

- Atta, K. T., Johansson, A., & Gustafsson, T. (2014). Control oriented modeling of flow and size distribution in cone crushers. *Minerals Engineering*, *56*, 81–90.
- Austin, L. G., & Luckie, P. T. (1972). Methods for determination of breakage distribution parameters. *Powder Technology*, *5*(4), 215–222.
- Bearman, R., Barley, R., & Hitchcock, A. (1991). Prediction of power consumption and product size in cone crushing. *Minerals engineering*, *4*(12), 1243–1256.
- Bearman, R., Briggs, C., & Kojovic, T. (1997). The applications of rock mechanics parameters to the prediction of comminution behaviour. *Minerals Engineering*, *10*(3), 255–264.
- Bohloli, B., & Hovén, E. (2007). A laboratory and full-scale study on the fragmentation behavior of rocks. *Engineering geology*, *89*(1), 1–8.
- de Magalhães, F. N., & Tavares, L. M. (2014). Rapid ore breakage parameter estimation from a laboratory crushing test. *International Journal of Mineral Processing*, *126*, 49–54.
- Donovan, J. G. (2003). *Fracture toughness based models for the prediction of power consumption, product size, and capacity of jaw crushers* (Unpublished doctoral dissertation). Virginia Polytechnic Institute and State University.
- Hafez, G. S. A. (2012). Correlation between work index and mechanical properties of some saudi ores. *Materials Testing*, *54*(2), 108–112.
- Kelly, E. G., & Spottiswood, D. J. (1982). *Introduction to mineral processing*. Wiley New York.
- Korman, T., Bedekovic, G., Kujundzic, T., & Kuhinek, D. (2015). Impact of physical and mechanical properties of rocks on energy consumption of jaw crushers. *Mineral Processing*, *51*(2), 461–475.
- Kujundžić, T., Bedeković, G., Kuhinek, D., & Korman, T. (2008). Impact of rock hardness

- on fragmentation by hydraulic hammer and crushing in jaw crusher. *Rudarsko-geološko-naftni zbornik*, 20(1), 0–0.
- Lee, E., & Evertsson, C. M. (2011). A comparative study between cone crushers and theoretically optimal crushing sequences. *Minerals Engineering*, 24(3), 188–194.
- Lee, E., & Evertsson, M. (2013). Implementation of optimized compressive crushing in full scale experiments. *Minerals Engineering*, 43, 135–147.
- Lindqvist, J., Åkesson, U., & Malaga, K. (2007). Microstructure and functional properties of rock materials. *Materials characterization*, 58(11), 1183–1188.
- Lindqvist, M. (2008). Energy considerations in compressive and impact crushing of rock. *Minerals Engineering*, 21(9), 631–641.
- Lynch, A., & Bush, P. (1977). *Mineral crushing and grinding circuits: their simulation, optimisation, design, and control* (Vol. 1). Elsevier Scientific Pub. Co.
- Magdalinović, N. (1989). A procedure for rapid determination of the bond work index. *International Journal of Mineral Processing*, 27(1), 125–132.
- Napier-Munn, T. J., Morrell, S., Morrison, R. D., & Kojovic, T. (1996). *Mineral comminution circuits: their operation and optimisation* (Vol. 2). Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland.
- Nikolov, S. (2002). A performance model for impact crushers. *Minerals Engineering*, 15(10), 715–721.
- Olaleye, B. (2010). Influence of some rock strength properties on jaw crusher performance in granite quarry. *Mining Science and Technology (China)*, 20(2), 204–208.
- Pothina, R., Kecojevic, V., Klima, M., & Komljenovic, D. (2007). Gyratory crusher model and impact parameters related to energy consumption. *Minerals and Metallurgical Processing*, 23(3), 170–180.
- Refahi, A., Aghazadeh Mohandesi, J., & Rezai, B. (2009). Comparison between bond crushing energy and fracture energy of rocks in a jaw crusher using numerical simulation. *Journal of the South African Institute of Mining & Metallurgy*, 109(12), 709.
- Refahi, A., Rezai, B., & Mohandesi, J. A. (2007). Use of rock mechanical properties to

- predict the bond crushing index. *Minerals engineering*, 20(7), 662–669.
- Sare, I., & Constantine, A. (1997). Development of methodologies for the evaluation of wear-resistant materials for the mineral industry. *Wear*, 203, 671–678.
- Sastri, S. (1994). Capacities and performance characteristics of jaw crushers. *Minerals and Metallurgical Processing*, 11(2), 80–86.
- Taggart, A. F., & Behre, H. A. (1945). *Handbook of mineral dressing, ores and industrial minerals* (Vol. 1). John Wiley & Sons.
- Tavares, L., & Carvalho, R. (2007). Impact work index prediction from continuum damage model of particle fracture. *Minerals Engineering*, 20(15), 1368–1375.
- Tavares, L., & das Neves, P. B. (2008). Microstructure of quarry rocks and relationships to particle breakage and crushing. *International Journal of Mineral Processing*, 87(1), 28–41.
- Toraman, O., Kahraman, S., & Cayirli, S. (2010). Predicting the crushability of rocks from the impact strength index. *Minerals Engineering*, 23(9), 752–754.
- Velázquez, A. C., Aguado, J. M., Pérez, J. H., Sánchez, A., & Rodríguez, B. (2011). Toward determining the behavior of fragmentation functions during the impact crushing of minerals. *MINERALS & METALLURGICAL PROCESSING*, 28(2), 83.
- Vogel, L., & Peukert, W. (2003). Breakage behaviour of different materials construction of a mastercurve for the breakage probability. *Powder Technology*, 129(1), 101–110.
- Vogel, L., & Peukert, W. (2004). Determination of material properties relevant to grinding by practicable lab-scale milling tests. *International Journal of Mineral Processing*, 74, S329–S338.
- Zhang, Z. (2002). An empirical relation between mode I fracture toughness and the tensile strength of rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39(3), 401–406.

ANEXO

A. MODELOS DE CHANCADO

A.1. Mecanismos de Fractura

El fenómeno de fractura de la roca se pueden asociar tanto a los mecanismos que la ocasionaron como a la fuerza aplicada para generarla. Según Bowers et al (1991) existen 3 mecanismos de fractura que generan una descendencia característica, tal como muestra la figura A.1. Adems, ta como menciona (Citar teora griffith), la fuerza aplicada en la generacin de la falla da origen a 3 grupos, tal como señala la figura A.2.

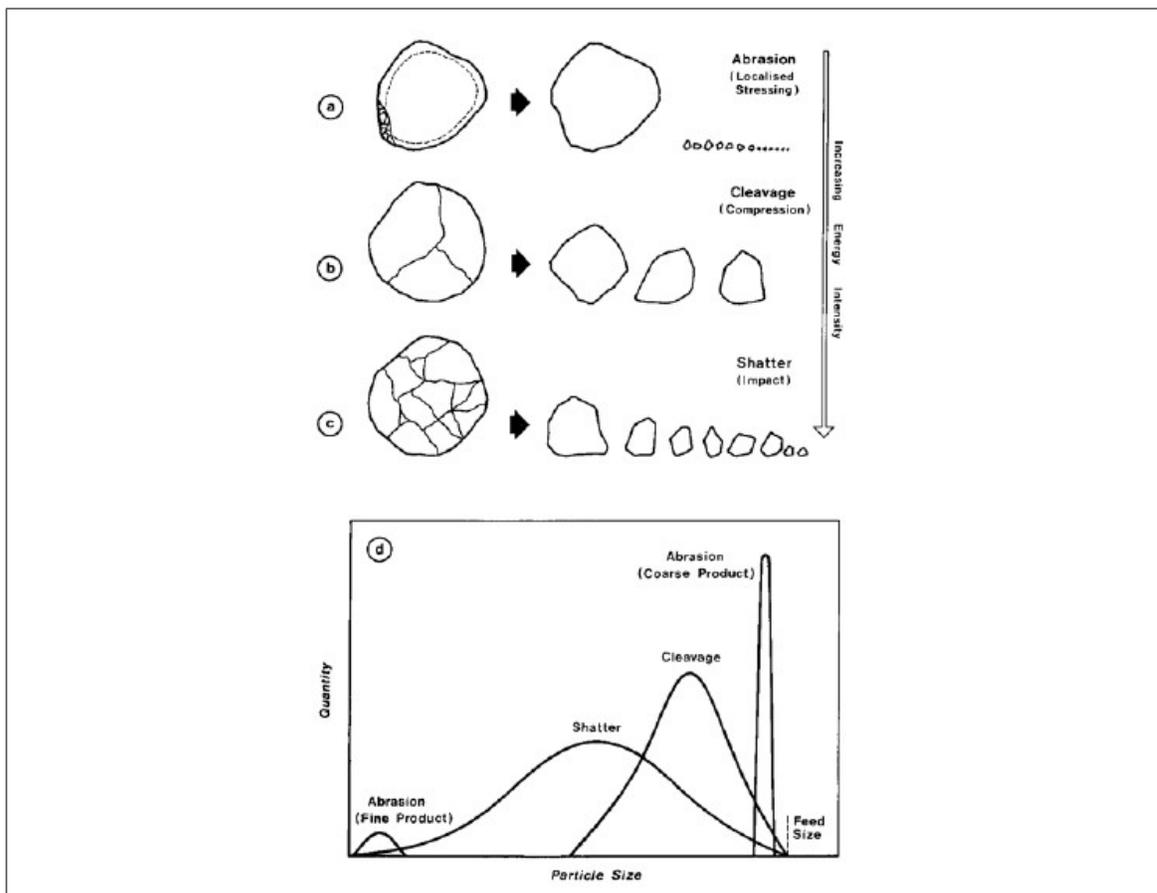


Figura A.1. Mecanismos de Fractura

Para la conminución en minería domina el modo de falla I, sin embargo el mecanismo de fractura predominante dependerá del equipo utilizada y del tamaño de la roca. Así

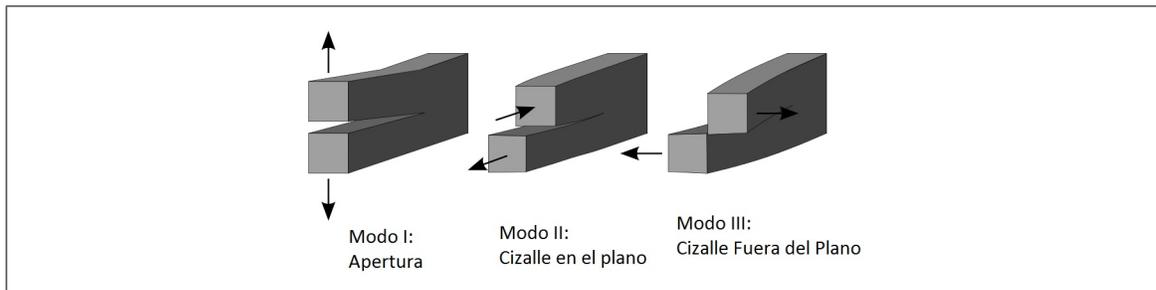


Figura A.2. Modos de Falla

en los molinos de bolas la abrasión es mucho más importante que en un chancador primario. Además, la facilidad con la que cada mecanismo se hace efectivo en cada partícula depende de propiedades distintas, así por ejemplo la abrasión va a estar relacionada con la dureza del mineral o bien el mecanismo por fractura tiene que ver con la densidad de fracturas.

A.2. Modelos de Capacidad

Una de las variables más relevantes a conocer es la capacidad que que los equipos tendrían pues es fundamental para el dimensionamiento y planificación. A continuación se señala una revisión para los siguientes autores:

- A.2.1 Hersam (1923)
- A.2.2 Taggart (1945)
- A.2.3 Michaelson (1945)
- A.2.4 Rose and English (1967)
- A.2.5 Broman (1984)
- A.2.6 Sastri (1994)

A.2.1. Hersam (1923)

Este autor menciona que la capacidad de procesamiento de un chancador mandíbula depende de el largo de las placas y de la velocidad angular con la que es capaz de operar el equipo. Mediante la siguiente expresión empírica este autor vincula las variables:

$$Q = 59.8 \left[\frac{L_t(2L_{min} + L_t)w G v \rho_s}{G - L_{min}} K \right] \quad (A.1)$$

Donde

ρ_s : Densidad del solido

K : cercano a 0.75 para chancadores de laboratorio

w : Ancho de las placas

v : Velocidad de rotación del equipo en rpm

Los parámetros geométricos quedan explicados mediante la figura A.3, que será utilizada como referencia para los demás autores.

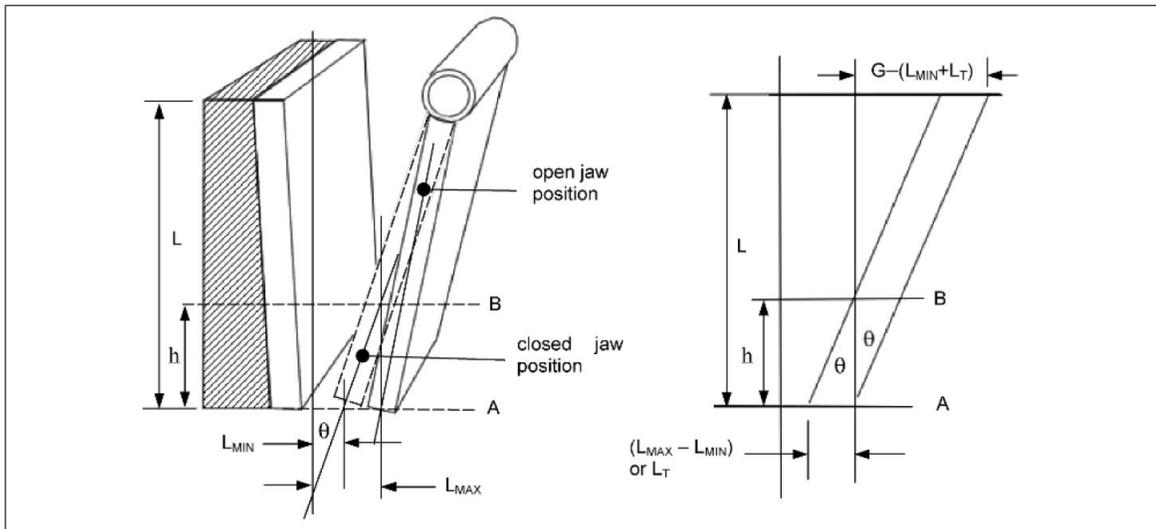


Figura A.3. Geometría del Chancador

Sin embargo se ha probado que la expresión de este autor se ajusta de buena manera sólo a las rocas blandas, dejando fuera a las que presentan una dureza mayor.

A.2.2. Taggart (1945)

Taggart (1945) señala que la capacidad del chancador está determinada por la cantidad de material que atraviese el área de descarga. Este flujo es función del área de salida, propiedades de la roca, humedad, método de alimentación, el nivel de reducción de tamaño y ciertas propiedades de la operación.

Este autor define el parámetro

$$\text{ReductionRatio}, R_{80} = \frac{F_{80}}{P_{80}} \quad (\text{A.2})$$

Mientras menor es el R_{80} que se le solicite al equipo, mayor será la capacidad de procesamiento que tendrá este. Esta relación entre la capacidad del equipo y el radio de reducción se escribe como

$$Q_R = Q_T * R_{80} \quad (\text{A.3})$$

Donde Q_t es el tonelaje real chancado por hora y Q_R corresponde al "tonelaje reducido", el cual depende de las propiedades del material a procesar. Para diferentes materiales la capacidad del equipo variará por lo que el autor propone la expresión

$$Q_R = K * Q_{RC} \quad (\text{A.4})$$

Donde Q_{RC} corresponde al radio de reducción comparativo y es un parámetro que permite comparar el desempeño de distintos equipos. K caracteriza al mineral y depende de su chancabilidad K_C , el contenido de humedad K_M y la condición de alimentación K_F

$$K = K_C K_M K_F \quad (\text{A.5})$$

Además este autor propone una ecuación que calcula la capacidad máxima del equipo en función del ancho de las placas y el largo máximo, como muestra la ecuación A.6.

$$Q = 930W L_{max} \quad (\text{A.6})$$

A.2.3. Michaelson (1945)

Este autor modeló la capacidad de los chancadores mandíbula según el flujo gravitacional de roca a través de la salida, multiplicado por la constante K que depende del tipo de placas que este tenga. Para una densidad de la roca de 2,65 la capacidad será:

$$Q = \frac{7.037 \times 10^5 W k (L_{MIN} + L_T)}{v} \quad (\text{A.7})$$

Donde

W : ancho de las placas

v : frecuencia del equipo

k : 0.18- 0.3 para placas rectas y 0.32-0.45 para placas curvas

Los parámetros geométricos pueden observarse en la figura A.3

A.2.4. Rose and English (1967)

Estos autores midieron la capacidad de un chancador a partir del tiempo que toma a las partículas recorrer una cierta distancia dentro del equipo. Asumiendo los mismos parámetros que en los autores anteriores, la definición geométrica señalada en la figura A.3, asumiendo $g = 9.81 \frac{m}{s}$ y utilizando las ecuaciones de caída libre se tiene entonces que:

$$v = \frac{66.4}{\sqrt{h}} \quad (\text{A.8})$$

De esta ecuación se desprende que la distancia recorrida por la roca se mueve inversamente proporcional a la frecuencia. Para que una partícula caiga una distancia h en la mitad de un ciclo, la frecuencia debe ser menor a la entregada por la ecuación A.8. Además, la altura h puede definirse en función L_{MAX} , L_{MIN} y θ :

$$h = \frac{L_{MAX} - L_{MIN}}{\tan(\theta)} \quad (\text{A.9})$$

Estos autores notaron que al incrementar la frecuencia del equipo, este aumentaba su capacidad y llegaron a la siguiente expresión:

$$Q_S = 60L_T v W(2L_{MIN} + L_T) \left(\frac{R}{R-1} \right) \quad (\text{A.10})$$

Donde R Corresponde al radio de reducción. Sin embargo, si la frecuencia del equipo es muy rápida, las partículas no pueden caer completamente lo que significa una reducción en la capacidad. Por esto fue necesario formular otra ecuación cuándo la velocidad del equipo es muy alta:

$$Q_F = 132,435 W (2L_{MIN} + L_T) \left(\frac{1}{v} \right) \quad (\text{A.11})$$

Es decir la capacidad del equipo incrementará a medida que aumente su frecuencia hasta cierto punto, desde el cual un aumento en la frecuencia reducirá la capacidad de procesamiento del chancador. Esto implica la existencia de una velocidad crítica o óptima donde la capacidad del equipo será máxima y corresponde a la intersección entre ambas ecuaciones. Al combinar las ecuaciones A.10 y A.11 se obtiene:

$$v_c = 47 \sqrt{\frac{R-1}{R L_T}} \quad (\text{A.12})$$

Al aplicar esta velocidad el chancador tendrá una capacidad máxima y se calcula según

$$Q_M = 2820 W (2L_{MIN} + L_T) \sqrt{\frac{R L_T}{R-1}} \quad (\text{A.13})$$

Sin embargo, al relacionarse con flujos volumétricos es necesario tomar en cuenta la variación de la densidad aparente a lo largo del chancador. Para esto se definió un parámetro P_K que relaciona la diferencia entre el tamaño medio y máximo con respecto a la media.

$$P_K = \frac{D_{Max} - D_{Min}}{D_{Mean}} \quad (\text{A.14})$$

A este parámetro se le asigna una función $F(P_k)$ con la que se realaciona a la capacidad. Además definieron un parámetro β que relaciona la apertura el equipo con el tamaño medio de alimentación mediante $\frac{set}{mean\ feed\ size}$, que de alguna manera afecta el resultado de la salida según $F(\beta)$. Estas funciones $F(P_k)$ y $F(\beta)$ tienen una forma del tipo mostradas en las figuras A.5 y A.4 respectivamente. Finalmente al tomar todo esto en cuenta, la capacidad máxima para un chancador definida por estos autores es:

$$Q_M = 2820(2L_{MIN} + L_T) \sqrt{\frac{R L_T}{R-1}} F(P_k) F(\beta) \rho_s S_C \quad (\text{A.15})$$

A.2.5. Broman (1984)

Broman dividió el chancador en áreas, las cuales representan el movimiento de la carga tras cada ciclo de chancado. A partir del ancho del equipo se calcula el volumen de cada ciclo, y al aplicar las condiciones operacionales se obtiene el flujo de material a través de

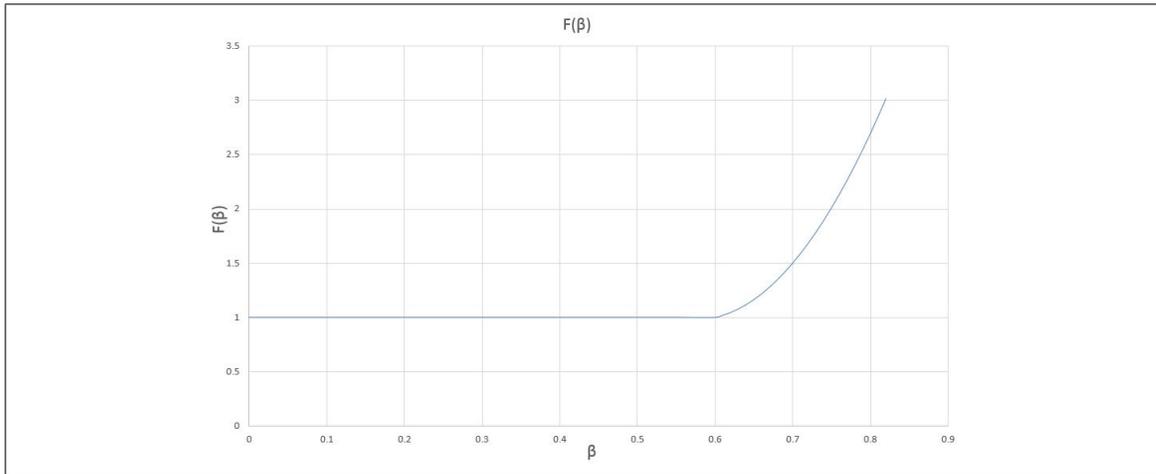


Figura A.4. Funcion Beta

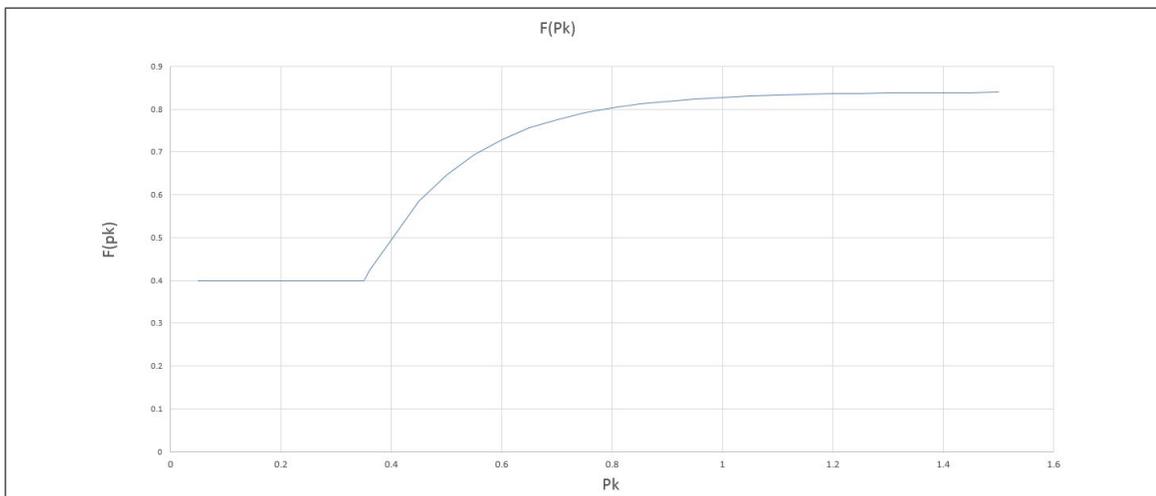


Figura A.5. Funcion pk

este. Así, para el cálculo de la capacidad se debe definir la geometría del chancador, según muestra la figura A.6:

Por geometría se obtiene que el área A es:

$$A = \left(L_{MAX} - \frac{L_T}{2} \right) \left(\frac{L_T}{\tan(\alpha)} \right) \quad (A.16)$$

Luego, despreciando el termino $\frac{L_T}{2}$, se obtiene que la capacidad del equipo será

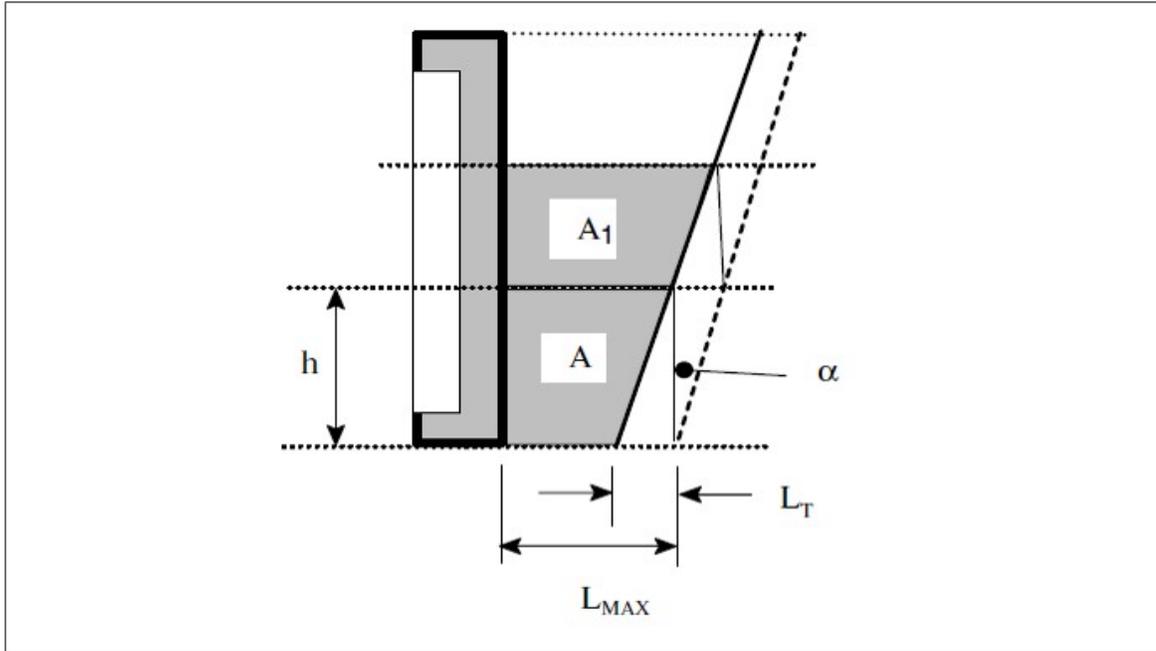


Figura A.6. Geometría del Chancador Broman

$$Q = \frac{W L_{MAX} L_T k 60 v}{\tan(\alpha)} \quad (\text{A.17})$$

Donde W es el ancho, v las revoluciones por minuto y k una constante que depende de las características del mineral cuyo valor ronda entre 1.5 y 2.5. Cabe destacar que la velocidad de rotación debe estar por debajo de la velocidad crítica, definida según:

$$v_c = \frac{66.6}{\sqrt{\frac{L_T}{\tan(\alpha)}}} \quad (\text{A.18})$$

A.2.6. Sastri (1994)

Este autor propuso que la capacidad del chancador dependerá de las características del equipo, del tamaño de alimentación y de la naturaleza de la roca. Cabe destacar que este autor hace una distinción en función de la velocidad:

Para velocidades lentas:

$$Q_s = 60N w (CSS + 0.5T) \left(\frac{DT}{G - (CSS + T)} \right) K_1 K_2 K_3 \quad (\text{A.19})$$

Para velocidades rápidas

$$Q_f = 60N w (CSS + 0.5T) \left(\frac{450g}{N^2} \right) K_1 K_2 K_3 \quad (\text{A.20})$$

Los parámetros K_1 , K_2 y K_3 son factores de ajuste que corrigen según tamaño de alimentación, el nivel de compactación del material y su naturaleza. Donde

N : velocidad en revoluciones por minutos

w : ancho de las placas

T : tiro exéntrico

D : altura de las placas en vertical

G : tamaño de entrada

g : aceleración de gravedad

$$K_1 = 0.85 - \left(\frac{F_{avg}}{G} \right)^{2.5} \quad (\text{A.21})$$

$$K_2 = 1.92 * 10^{\left(\frac{-6.5T}{G} \right)} \quad (\text{A.22})$$

K_3 No tiene un valor sugerido, pero se dice que incrementa con la resistencia del mineral.

A.3. Modelos de Tamaño producto

Otro aspecto fundamental del chancado es el tamaño de producto esperado. Los siguientes autores han propuesto ecuaciones que permiten predecir éste valor en función de las condiciones operacionales.

- A.3.1 Csoke (1966)
- A.3.2 Whiten- Awachie (1972)
- A.3.3 Jkmrc drop weight test t10 (1992)
- A.3.4 King (2001)

A.3.1. Csoke (1966)

Generó un modelo para determinar el tamaño de producto de equipos primarios de chancadores mandíbula. Propone que el tamaño de producto es función de la relación entre el tamaño de la partícula y las dimensiones del equipo y una constante m que caracteriza esta relación.

$$P(d) = \left(\frac{r}{r_{max}} \right)^m \quad (\text{A.23})$$

en donde

$$r = \frac{d_p}{L_t} \quad (\text{A.24})$$

$$r_{max} = \frac{d_{pMAX}}{L_T} \quad (\text{A.25})$$

y

m : describe la distribución de tamaño

d_p : tamaño de la partícula

d_{pMAX} : mayor tamaño en el producto (suele ser L_{MAX})

A.3.2. Whiten (1972)

Propone que es posible resumir el proceso de chancado mediante 2 etapas: la clasificación y la fractura. Cuando una roca es muy pequeña será improbable que reduzca

su tamaño, mientras que para partículas grandes será imposible que salgan del equipo sin sufrir una o más fracturas. Las rocas entre estos tamaños críticos tienen una probabilidad de ser fracturados, o bien una fracción de la masa perteneciente a ese tamaño será reducida de a uno inferior. Este proceso se define como Clasificación.

Una roca que es sometida a fractura puede generar diferentes distribuciones de progenie, cumpliendo que la masa del producto sea igual al de la partícula inicial. Para modelar este proceso se define una matriz fractura, la que define los tamaños de producto procedentes de cada uno de los rangos de alimentación. Esta explicación se representa con la figura A.7

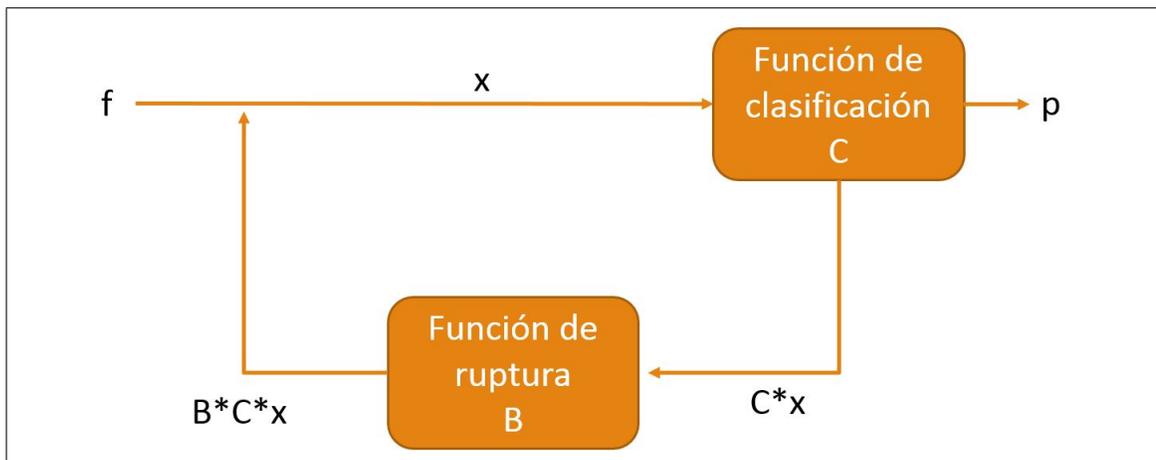


Figura A.7. Flujo en un Chancador

Donde

f : Vector de tamaños de alimentación

x : Vector de tamaños de carga circulante

p : Vector de tamaños en el producto o descarga

B : Matriz de Fractura (Breakage)

C : Matris de Clasificación (Classification)

Se deben cumplir las siguientes igualdades

$$x = f + BCx \quad y \quad x = p + Cx \quad (\text{A.26})$$

de donde se obtiene el modelo de Whiten:

$$p = (I - C)(I - BC)^{-1} * f \quad (\text{A.27})$$

La matriz C (Clasificación) es diagonal y la matriz B (Fractura) es triangular inferior, tal como se muestra a continuación:

$$C = \begin{bmatrix} c_{11} & 0 & \dots & 0 \\ 0 & c_{22} & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & & \vdots \\ 0 & 0 & \dots & c_{nn} \end{bmatrix} \quad y \quad B = \begin{bmatrix} b_{11} & 0 & \dots & 0 \\ b_{21} & b_{22} & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & & \vdots \\ b_{n1} & b_{n2} & \dots & b_{nn} \end{bmatrix}$$

Para la matriz clasificación, una forma de obtener cada valor C_{ij} es utilizando un set de datos y ajustarlos mediante regresión lineal. Este proceso requiere de tiempo y una base de datos amplia y variada. Sin embargo se observó que los índices C_{ij} pueden modelarse a través de 3 variables: α_1 , α_2 y α_3 mediante las siguientes relaciones.

$$\begin{aligned} c(d_i) &= 0 && \text{si } d_i < d_1 \\ c(d_i) &= 1 - \left(\frac{\alpha_2 - d_i}{\alpha_2 - \alpha_1} \right)^{\alpha_3} && \text{si } d_1 < d_i < d_2 \\ c(d_i) &= 1 && \text{si } d_i > d_2 \end{aligned} \quad (\text{A.28})$$

Para la matriz fractura ocurre lo mismo que en el caso anterior respecto a la obtención de los valores b_{ij} . Estos pueden ser obtenidos mediante regresión lineal, lo que resulta tedioso debido a que es un gran número de datos a ajustar. Se propuso una función ruptura que depende de 3 parámetros β_0 , β_1 y β_2 .

Se definió b_{ij} como la fracción de partículas retenidas en la malla i resultantes de la fractura de partículas retenidas en la malla j , y B_{ij} como la fracción acumulada de fragmentos pasantes de la malla i provenientes de la fractura de partículas retenidas en la malla j , tal como muestra la imagen A.8.

Por lo tanto se debe cumplir que

$$b_{ij} = B(d_{i-1}, d_j) - B(d_i, d_j) \quad (\text{A.29})$$

$$b_{ii} = 1 - B(d_i, d_i)$$

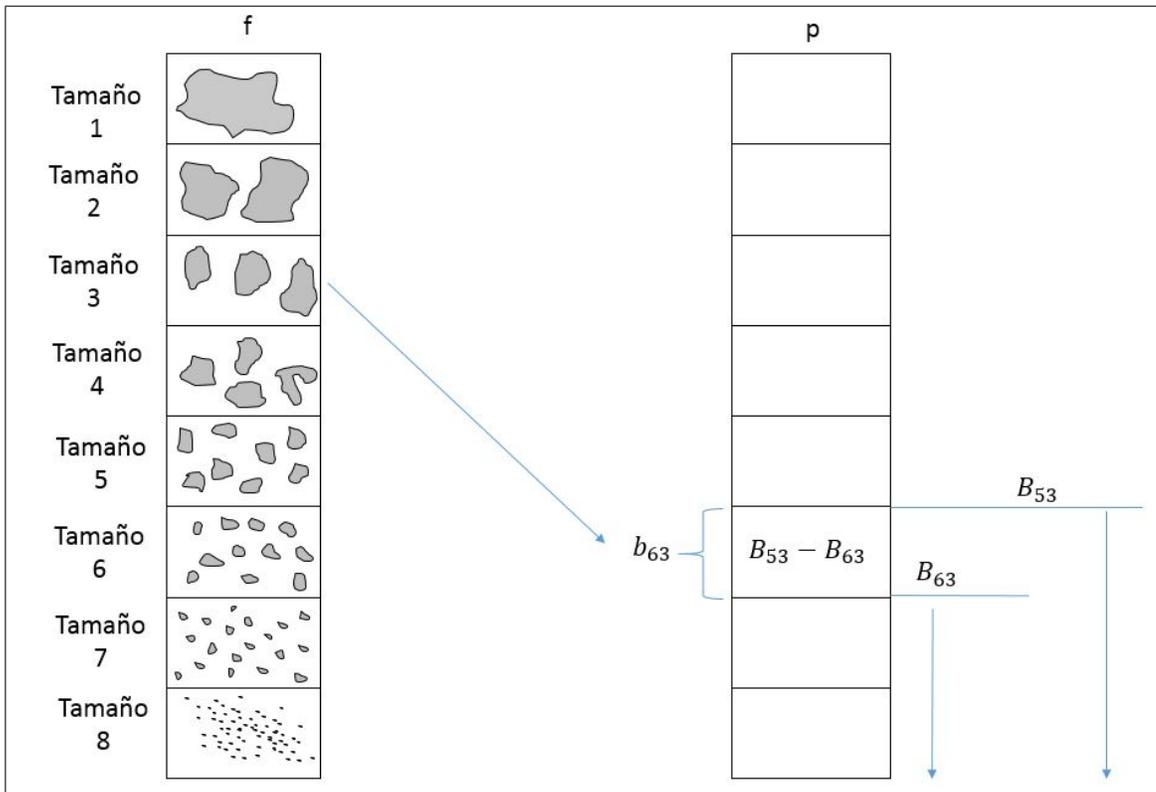


Figura A.8. Ejemplo b_{ij} y B_{ij}

Una de las definiciones de función fractura más aceptadas corresponde a la presentada en la ecuación A.30. En este caso es necesario ajustar los 3 parámetros y con eso es posible obtener la matriz fractura completa.

$$B_{ij} = \beta_0 \left(\frac{d_i}{d_j} \right)^{\beta_1} + (1 - \beta_0) \left(\frac{d_i}{d_j} \right)^{\beta_2} \quad (\text{A.30})$$

A.3.3. Jkmrc drop weight test t10 (1992)

Este test fue diseñado para la caracterización de molinos SAG y AG e incorpora 2 parámetros relacionados a la resistencia al impacto y uno relacionado a la abrasión. Estos valores son luego incorporados en los softwares del Jkmrc para predecir el comportamiento de los equipos.

Para obtención de los parámetros A y b se realizan ensayos donde se deja caer un peso desde 3 alturas distintas (Niveles de energía o Ecs) sobre partículas de 5 tamaños distintos. El producto de cada ensayo se mide y se pesa, con lo que se calcula el porcentaje de masa que es más pequeño que el 10% del tamaño inicial (T10). Finalmente a partir de los datos de input (Ecs) y los obtenidos T10 se ajustan los mejores parámetros A y b según:

$$t_{10} = A e^{-b Ecs} \quad (\text{A.31})$$

Para obtener el parámetro de abrasión t_a se realizan ensayos donde se cargan 3 kilogramos de material dentro de molinos de bolas con especificaciones de factor de llenado y tamaño de partículas definidas. Este debe rotar al 70% de su velocidad crítica por 10 minutos. Luego el resultado obtenido se clasifica y se pesa con lo que se calcula el t_{10} . Finalmente t_a se define como:

$$t_a = \frac{t_{10}}{10} \quad (\text{A.32})$$

A.3.4. King (2001)

Este autor afirma que la mayoría del material alimentado será chancado por lo que el tamaño de producto dependerá principalmente del seteo del equipo y no del tamaño

de alimentación. Se define una variable P_t que depende de la naturaleza del material y además se calculan diferentes parámetros a partir de este.

El tamaño de producto es:

$$\begin{aligned} P(d) &= 1 - e^{-\left(\frac{r}{K_u}\right)^{1.5}} \quad \text{si } r > 0.5 \\ P(d) &= 1 - e^{-\left(\frac{r}{K_L}\right)^{0.85}} \quad \text{si } r < 0.5 \end{aligned} \quad (\text{A.33})$$

Donde

$$K_u = \left[\ln \left(\frac{1}{1 - P_t} \right) \right]^{-0.67} \quad (\text{A.34})$$

$$K_L = 0.5 \left[n \left(\frac{1}{1 - P_b} \right) \right]^{-1.18} \quad (\text{A.35})$$

$$P_b = 1 - e^{-\left(\frac{0.5}{K_u}\right)^{1.5}} \quad (\text{A.36})$$

$$r_i = \frac{D_i}{OSS} \quad (\text{A.37})$$

El parámetro P_t depende del work index de la roca y de las características de ésta.

A.3.5. Balance Poblacional

Para la obtención del tamaño de producto se generaron ecuaciones de balance poblacional que permiten describir el proceso de molienda y chancado. Al igual que Whiten en la sección A.3.2 se distinguen las etapas de fractura y de chancado pero con algunas diferencias en el modelo. Estas ecuaciones, bajo ciertos supuestos, se separaron en procesos

batch y procesos continuos y además en modelos simplificados y modelos más complejos para cada caso. En primer lugar se definen los parámetros:

F_i : Distribución granulométrica de alimentación

S_i : Velocidad o tasa de fractura en $\frac{\%}{seg}$

Debe cumplirse que para cada rango de tamaño o malla, la cantidad de material después de un instante δt debe ser la cantidad inicial, menos la cantidad de ese material que fue fracturado y pasó a tamaños menores, más lo obtenido en esa malla debido a la ruptura de material de mayor tamaño. La ecuación A.38 describe este balance:

$$f_i(\delta t) = f_i(0) - S_i \delta t f_i(0) + \sum_{j=i-1}^1 b_{ij} S_j f_j(\delta t) \quad (\text{A.38})$$

donde

f_i : fracción de material perteneciente a la malla o tamaño i

b_{ij} : fracción de material de la malla j que al ser fracturado termina en el tamaño i

Dado que S_i es una tasa de fracturas y depende del tiempo, para estimar la cantidad total de material chancado será necesario multiplicarla por un intervalo de tiempo. En el límite cuando δt tiende a 0, se tiene que

$$\frac{\delta f_i}{\delta t} = -S_i f_i + \sum_{j=i-1}^1 b_{ij} S_j f_j \quad (\text{A.39})$$

La ecuación A.39 representa el modelo general de la molienda en su forma diferencial. Se asume que los parámetros S y b son constantes e independientes del grado de fineza alcanzado por la carga en el interior del molino (Citar). Al resolver estas ecuaciones bajo estos supuestos se obtiene la solución matricial:

$$f = T J T^{-1} f^0 \quad (\text{A.40})$$

Donde:

$$J_{ij} = \begin{cases} 0 & si \ i \neq j \\ e^{-S_i t} & si \ i = j \end{cases} \quad T_{ij} = \begin{cases} 0 & si \ i < j \\ 1 & si \ i = j \\ \sum_{k=j}^{i-1} \frac{b_{ik} S_k}{S_i - S_j} T_{kj} & si \ i > j \end{cases}$$

Se observa que la matriz J es diagonal y la matriz T es triangular inferior. Esta solución corresponde al modelo lineal y permite calcular la granulometría de salida después de un tiempo t a partir de la distribución inicial de tamaño. Sin embargo este es un caso *Batch* diferente las operaciones mineras reales ya que los equipos tienen tanto un flujo de entrada como un flujo de salida. Por esto se vuelve necesario determinar cuánto será el tiempo de residencia de una partícula dentro del molino o chancador. Este periodo se define mediante la función E(t), cumpliéndose que:

$E(t)\delta t$: Fracción en peso del mineral cuyo tiempo de residencia en el interior del equipo está en el intervalo diferencial $[t, t + \delta t]$

Estos autores afirman que una adecuada representación de esta función es la expuesta en la ecuación A.41

$$E(t) = \frac{N^N \left(\frac{t}{\tau}\right)^{N-1}}{\tau \Gamma(N)} e^{-\frac{Nt}{\tau}} \quad (\text{A.41})$$

donde

τ : Tiempo medio de residencia de la pulpa en el molino

N: Parámetro de la distribución

Para transformar el modelo discreto en modelo continuo se postula que un flujo continuo equivale a N reactores perfectamente mezclados y en serie. Si $N = 1$ entonces la dispersión es máxima y si $N = \infty$ entonces es el flujo pistón, equivalente a un sistema

batch, ya que que todas las partículas tienen el mismo tiempo de residencia al interior del molino.

El grado de conminución de una partícula en un molino o chancador depende del tiempo de residencia que esta tenga dentro del equipo, pero dado que este tiempo tiene una distribución probabilística, finalmente existen distintos escenarios en la descarga y cada uno de ellos con una probabilidad distinta. Entonces se dice que "la granulometría en la descarga de los equipos en estado estacionario corresponde al promedio ponderado de las granulometrías del producto resultantes de una infinidad de procesos batch operados por distintos lapsos de tiempo t ". Si se asume que N y τ son independientes del tamaño, entonces se tiene que

$$f^{out} = \int_0^{\infty} f^{BATCH}(t) E(t) \delta t \quad (A.42)$$

donde

f^{out} : Vector granulometría de descarga del molino

$f^{BATCH}(t)$: Vector granulometría del producto de proceso batch de molienda de tiempo t

Al combinar las ecuaciones A.42 y A.40 (Solución batch) se tiene que:

$$f^{out} = \int_0^{\infty} T J T^{-1} f^{IN} E(t) \delta t \quad (A.43)$$

Luego, al asumir que la matriz T y el vector de alimentación no varían en el tiempo la solución final será:

$$f^{out} = T J^C T^{-1} f^{IN} \quad (A.44)$$

en donde:

$$J_{ij}^C = \begin{cases} 0 & \text{si } i \neq j \\ \int_0^\infty e^{-S_i t} E(t) \delta t & \text{si } i = j \end{cases}$$

que al incorporar el valor de E(t) sugerido, finalmente se tiene que:

$$J_{ij}^C = \begin{cases} 0 & \text{si } i \neq j \\ (1 + \frac{S_i \tau}{N})^{-N} & \text{si } i = j \end{cases}$$

La ecuación A.44 permite obtener la granulometría de salida a partir de la granulometría de alimentación y de los parámetros S, b, N y τ . Estos autores sin embargo proponen cambiar la variable tiempo y tasa de fractura por consumo específico de energía y aporte energético. Entonces sabiendo que:

$$E = \frac{P t}{H} \quad (\text{A.45})$$

donde:

P: Potencia demandada por el equipo

H: Cantidad de sólidos en la descarga

Se define entonces:

$$S_j^E = \frac{S_j H}{P} \quad (\text{A.46})$$

Al asumir que la energía específica del material no depende del tiempo se pueden encontrar las soluciones para el caso batch y continuo. En el caso de proceso batch, la solución propuesta en la ecuación A.40 será:

$$J_{ij} = \begin{cases} 0 & \text{si } i \neq j \\ e^{-S_i^E E} & \text{si } i = j \end{cases} \quad \text{y} \quad T_{ij} = \begin{cases} 0 & \text{si } i < j \\ 1 & \text{si } i = j \\ \sum_{k=j}^{i-1} \frac{b_{ik} S_k^E}{S_i^E - S_j^E} T_{kj} & \text{si } i > j \end{cases}$$

Mientras que para el proceso continuo será:

$$J_{ij}^C = \begin{cases} 0 & \text{si } i \neq j \\ \left(1 + \frac{S_i^E E}{N}\right)^{-N} & \text{si } i = j \end{cases}$$

A.4. Consumo energía

En tercer lugar resulta importante saber cuál será el requerimiento energético que los equipos tendrán. Esto es útil para dimensionar la potencia instalada, para estimar costos operativos y en algunos casos es útil para estimar la capacidad de los equipos.

- A.4.1 Rose and English (1967)
- A.4.2 Lynch (1977)
- A.4.3 Andersen and Napier munn (1992)

A.4.1. Rose and English (1967)

Estos autores, en conjunto con su modelo de predicción de capacidad de chancadores mencionado en la sección A.2.4 propusieron una ecuación para obtener el consumo energético del equipo. Asumieron que el tamaño de alimentación 80% pasante (F_{80}) es aproximadamente 0.7 veces el tamaño de la partícula más grande. A su vez, la partícula más grande en la alimentación es aproximadamente 0.9 veces el tamaño de apertura de entrada al equipo, es decir:

$$F_{80} = 0.7 * 0.9 * G * 10^6 = 6.3 * 10^5 G \text{ microns} \quad (\text{A.47})$$

Luego asumen que el P_{80} es 0.7 veces el tamaño máximo en la descarga, que a su vez corresponde a la apertura máxima del CSS, vale decir:

$$P_{80} = 0.7(L_{MIN} + L_t) * 10^6 = 7 * 10^5 (L_{MIN} + L_t); \text{microns} \quad (\text{A.48})$$

Al reemplazar los valores de F_{80} y P_{80} en la ecuación de Bond 4.3 y tras simplificar se tiene que:

$$P = 0.01195 W_i Q \left[\frac{\sqrt{G} - 1.054\sqrt{L_{MIN} + L_t}}{\sqrt{G}\sqrt{L_{MIN} + L_t}} \right] \quad (\text{A.49})$$

Finalmente, se reemplaza el valor de Q como muestra la ecuación A.15 en A.49, lo que resulta:

$$P = 67.4 w W_i L_T^{0.5} \left(L_{MIN} + \frac{L_T}{2} \right) \left(\sqrt{\frac{R}{R-1}} \right) \rho_s \left[\frac{\sqrt{G} - 1.054\sqrt{L_{MIN} + L_t}}{\sqrt{G}\sqrt{L_{MIN} + L_t}} \right] f(P_k) f(\beta); S_c \quad (\text{A.50})$$

A.4.2. Lynch (1977)

Este autor propone que no todo el material será fracturado, sino que existe una fracción K que indica la cantidad de material que se reducirá de tamaño. Así, la energía consumida no está vinculada con la masa total de alimentación, sino que con una fracción de esta. Así, se define un parámetro C tal que

$$C = 25.4 \sum_{i=1}^n \frac{t_i}{S_i + S_{i+1}} \quad (\text{A.51})$$

donde

t_i : es el i-avo elemento de una distribución de tamaño

S_i y S_{i+1} : los limites inferiores y superiores de dicha fracción

Este parámetro C se incorpora en una ecuación que entrega la corriente eléctrica consumida por el equipo

$$I = 14.2 + 0.0822C + 0.00305C^2 \pm 1.8 \quad amp \quad (A.52)$$

A.4.3. Andersen and Napier munn (1992)

Estos autores buscaron correlacionar el consumo de energía de los equipos con un test de laboratorio de péndulo. Distinguieron el consumo de energía con y sin carga, y el primero depende del tamaño de las partículas. Así, el consumo energético para la ruptura de una partícula en el test de péndulo está dada por:

$$P_C = \sum_{i=1}^j E_{csT10} P_i M_i \quad (A.53)$$

Donde M_i es el flujo másico de tamaño i, y P_i la probabilidad de fractura para partículas de tamaño i. Entonces el consumo energético observado por el equipo está dado por

$$P_a = S_f P_C + P_N \quad (A.54)$$

al reemplazar A.53 en A.55 se tiene finalmente que

$$P_a = S_f \sum_{i=1}^j E_{csT10} P_i M_i + P_N \quad (A.55)$$

donde S_f se obtiene con regresiones lineales utilizando:

$$S_f = \left[\frac{P_a - P_N}{P_C} \right]$$

B. TABLAS Y GRÁFICOS

B.1. Cálculo de varianza para P80 y CEE

Como análisis previo se realizó un cálculo sobre la varianza, promedio y coeficiente de variación para el P_{80} y CEE al variar el tipo de roca, CSS y tamaño de alimentación. Se generaron 4 grupos para clasificar los ensayos según el tamaño de alimentación en función del F_{80} . Luego se generaron 2 matrices pertenecientes a los distintos CSS y en cada una de ellas se ubicaron los datos de P_{80} para cada tipo de roca y cada grupo de tamaño de alimentación. Se obtuvo el promedio y la desviación estandar variando tipo de roca, variando CSS y variando tamaño de alimentación. Luego se calculó el coeficiente de variación en cada caso y se realizó un promedio de ellos. Tal como indica la tabla B.1. Luego se realizó el mismo procedimiento pero con los valores de CEE tal como muestra la tabla B.2.

Tabla B.1. Coeficiente de Variación Promedio de P_{80}

p80		
Coef x Tipo de Roca	Coef x Tamaño Alimentación	Coef x CSS
4%	2%	29%

Tabla B.2. Coeficiente de Variación Promedio de CEE

CEE		
Coef x Tipo de Roca	Coef x Tamaño Alimentación	Coef x CSS
21%	6%	35%

B.2. Distribución de Producto

B.3. Distribución de Alimentación

B.4. Resumen Ensayos

Tabla B.3. Porcentaje Pasante Producto GFO

GFO									
Malla	1	0.75	0.375	4	6	10	14	20	30
Micrones	25400	19050	9500	4750	3350	1700	1180	850	600
Ensayo									
7	100.0	100.0	77.7	43.5	33.9	23.8	18.1	12.8	10.0
8	100.0	100.0	89.7	56.4	45.3	32.8	25.6	18.2	15.6
9	100.0	100.0	75.0	45.2	35.4	25.6	19.8	14.0	11.3
14	100.0	100.0	83.6	49.7	39.7	28.1	21.6	15.1	11.7
15	100.0	100.0	75.4	36.7	28.0	19.3	14.8	10.4	8.2
24	100.0	100.0	70.5	38.7	30.3	21.1	16.1	11.4	8.9
25	100.0	100.0	79.6	47.3	37.2	26.5	20.5	14.5	11.4
32	100.0	77.2	39.3	24.6	19.4	14.1	10.5	7.5	5.9
57	100.0	79.9	46.6	28.0	22.0	15.0	11.3	8.0	6.2
58	100.0	74.0	40.3	22.9	17.4	11.8	8.9	6.2	4.8
59	100.0	71.9	34.9	21.6	16.8	11.9	9.1	6.5	5.2
60	100.0	76.8	39.0	25.1	20.0	14.2	11.2	8.1	6.5

Tabla B.4. Porcentaje Pasante Producto PF

PF									
Malla	1	0.75	0.375	4	6	10	14	20	30
Micrones	25400	19050	9500	4750	3350	1700	1180	850	600
Ensayo									
33	100.0	70.9	32.2	19.5	15.2	10.9	8.6	6.4	5.3
47	100.0	62.9	31.4	18.4	13.9	9.4	7.3	5.4	4.5
48	100.0	78.1	42.0	25.9	20.1	14.3	11.2	8.2	6.7
49	100.0	66.9	33.7	20.7	16.2	11.2	8.7	6.3	5.2
50	100.0	64.8	29.1	17.1	13.3	10.0	7.8	5.7	4.7
78	100.0	100.0	77.5	41.2	31.4	21.6	16.7	12.3	10.0
79	100.0	100.0	74.8	39.7	31.2	22.2	17.3	12.8	10.4
80	100.0	100.0	73.7	41.1	32.4	23.0	18.0	13.3	10.9
81	100.0	100.0	68.9	35.0	25.9	17.5	13.4	9.7	7.9
82	100.0	100.0	72.0	38.6	29.3	20.4	15.6	11.3	9.1
94	100.0	100.0	73.3	38.3	29.1	20.6	16.0	11.8	9.7
95	100.0	100.0	71.6	37.5	28.5	19.8	15.4	11.3	9.2
96	100.0	100.0	70.4	36.3	27.8	19.7	15.3	11.3	9.3
97	100.0	100.0	73.1	41.0	31.6	22.3	17.2	12.5	10.2

Tabla B.5. Porcentaje Pasante Producto PI

PI									
Malla	1	0.75	0.375	4	6	10	14	20	30
Micrones	25400	19050	9500	4750	3350	1700	1180	850	600
Ensayo									
51	100.0	76.0	42.6	27.1	21.1	15.3	11.8	8.4	6.6
52	100.0	80.8	48.6	28.4	22.5	15.5	11.8	8.3	6.5
53	100.0	73.4	38.9	23.2	17.7	12.0	8.9	6.3	5.0
54	100.0	75.2	42.3	24.9	19.3	13.3	10.2	7.3	5.8
61	100.0	81.9	39.2	24.1	18.5	12.6	9.5	6.6	5.3
62	100.0	74.1	39.0	23.1	17.3	11.3	8.4	5.8	4.5
74	100.0	100.0	75.5	37.8	28.2	18.4	14.5	10.1	7.9
75	100.0	100.0	74.8	39.6	29.8	20.2	15.3	10.9	8.7
76	100.0	100.0	77.2	43.1	33.4	22.9	17.3	12.2	9.7
77	100.0	100.0	76.8	41.1	30.8	20.3	15.0	10.5	8.4
90	100.0	100.0	77.8	45.3	34.9	23.8	17.8	12.5	9.8
91	100.0	100.0	74.9	38.2	28.3	19.1	14.2	10.1	8.1
92	100.0	100.0	74.9	41.7	32.4	22.6	17.3	12.2	9.6
93	100.0	100.0	74.7	39.6	30.4	20.3	15.3	10.6	8.2

Tabla B.6. Porcentaje Pasante Producto PIR

PIR									
Malla	1	0.75	0.375	4	6	10	14	20	30
Micrones	25400	19050	9500	4750	3350	1700	1180	850	600
Ensayo									
1	100.0	99.2	75.7	39.4	30.4	20.5	15.6	11.0	8.6
2	100.0	100.0	75.6	36.0	26.7	18.0	13.8	9.8	7.1
3	100.0	100.0	73.7	35.5	27.6	19.4	14.9	10.7	8.6
16	100.0	100.0	78.6	42.8	32.4	21.9	16.7	11.8	9.4
17	100.0	100.0	76.5	39.4	30.4	21.0	16.2	11.7	9.4
18	100.0	100.0	78.2	44.4	34.2	23.5	17.9	12.6	10.0
19	100.0	100.0	75.4	37.3	28.0	18.9	14.3	10.2	8.2
30	100.0	71.3	32.3	17.4	12.9	8.6	6.6	4.7	3.7
34	100.0	70.4	37.1	19.9	14.8	9.7	7.2	5.1	4.0
35	100.0	68.6	30.3	17.7	13.3	9.0	6.7	4.7	3.8
36	100.0	77.7	32.1	17.3	13.0	8.5	6.3	4.5	3.5
37	100.0	72.2	35.0	18.9	14.4	9.8	7.6	5.4	4.3
98	100.0	83.5	40.2	22.0	16.5	11.2	8.4	6.0	5.0
99	100.0	74.6	32.5	18.5	14.0	9.4	7.1	5.0	4.0

Tabla B.7. Porcentaje Pasante Producto QS

	QS								
Malla	1	0.75	0.375	4	6	10	14	20	30
Micrones	25400	19050	9500	4750	3350	1700	1180	850	600
Ensayo									
10	100.0	100.0	70.6	39.8	30.5	21.3	16.5	12.1	9.7
11	100.0	100.0	69.1	35.0	26.9	18.4	13.9	9.9	7.4
12	100.0	100.0	70.8	36.3	28.3	19.1	14.7	10.6	8.2
13	100.0	100.0	74.2	36.8	28.0	18.9	14.4	10.2	7.8
20	100.0	100.0	71.1	35.9	27.4	18.6	14.6	10.5	8.5
21	100.0	100.0	74.2	38.8	30.2	21.6	17.0	12.5	10.1
22	100.0	100.0	76.2	39.3	30.5	21.1	16.7	12.4	9.7
23	100.0	100.0	73.6	38.6	30.5	20.9	16.3	12.0	9.8
31	100.0	69.6	32.4	19.2	14.8	10.5	8.1	6.0	4.8
38	100.0	69.8	34.4	21.0	16.3	11.1	8.6	6.3	5.0
39	100.0	70.4	37.3	21.7	16.3	11.5	9.0	6.6	5.4
40	100.0	61.8	29.5	16.9	13.2	9.0	6.9	5.0	4.1
41	100.0	65.8	32.3	18.8	14.4	10.2	7.9	5.8	4.6
66	100.0	65.1	28.5	14.7	11.4	7.7	6.0	4.5	3.6
67	100.0	68.1	35.6	21.2	17.1	12.2	9.5	7.0	5.6
68	100.0	63.9	32.3	18.7	14.2	9.7	7.4	5.4	4.4
71	100.0	100.0	72.8	34.3	25.6	17.2	13.1	9.4	7.7
72	100.0	100.0	72.6	37.4	28.0	19.5	15.0	10.9	8.8
73	100.0	100.0	77.1	37.7	28.3	19.1	14.5	10.5	8.5

B.5. Modelo según propiedades de la Roca

Tabla B.8. Porcentaje Pasante Producto VMO

VMO									
Malla	1	0.75	0.375	4	6	10	14	20	30
Micrones	25400	19050	9500	4750	3350	1700	1180	850	600
Ensayo									
55	100.0	72.6	33.4	16.6	12.2	7.9	5.9	4.2	3.5
56	100.0	67.6	29.6	14.1	10.2	6.7	5.1	3.7	3.0
83	100.0	100.0	76.2	37.9	27.9	18.4	13.7	9.7	7.6
84	100.0	100.0	75.0	33.5	24.1	15.9	11.7	8.4	6.7
85	100.0	100.0	69.9	33.7	23.7	15.3	11.3	7.9	6.3
86	100.0	100.0	78.0	37.9	28.0	18.0	13.3	9.2	7.2
87	100.0	100.0	72.0	34.5	25.0	16.2	11.8	8.2	6.5
88	100.0	100.0	68.7	28.0	19.3	12.0	8.7	6.1	4.8
89	100.0	100.0	75.0	38.0	27.9	18.5	13.6	9.4	7.5
100	100.0	78.7	43.3	23.5	16.6	10.7	8.0	5.7	4.6
101	100.0	78.5	38.8	23.3	17.1	11.2	8.3	5.8	4.6
102	100.0	77.1	37.7	20.5	15.1	10.0	7.4	5.3	4.2
103	100.0	73.0	38.2	20.6	15.3	10.2	7.6	5.3	4.2

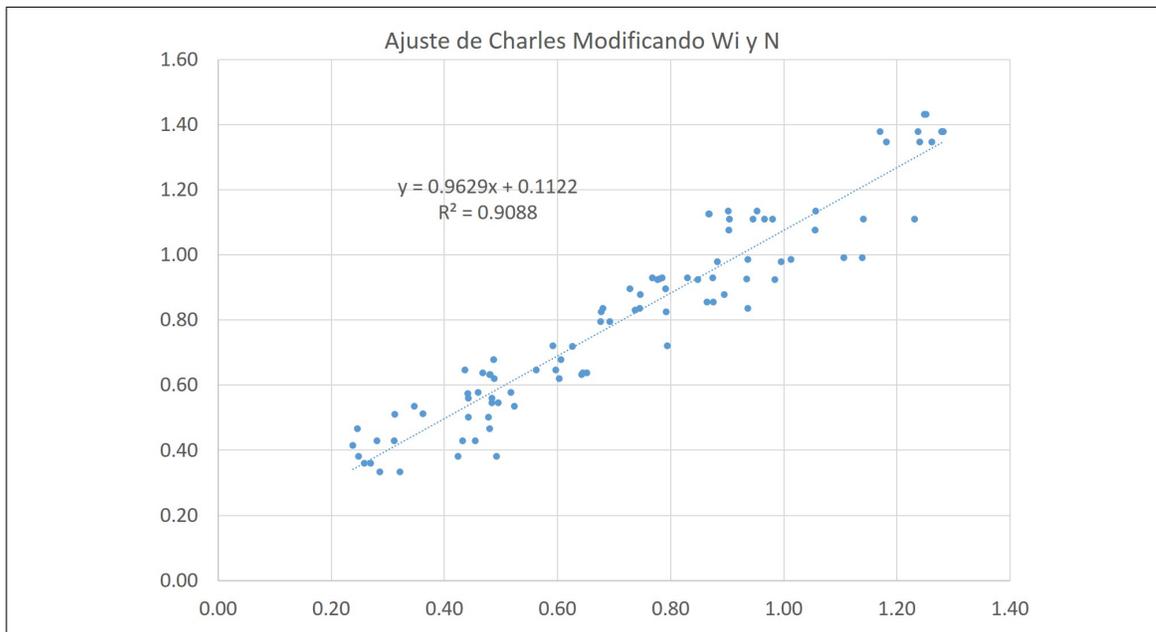


Figura B.1. Ajuste de Charles Modificando W_i y n

Tabla B.9. Porcentaje Pasante Producto ZT

ZT									
Malla	1	0.75	0.375	4	6	10	14	20	30
Micrones	25400	19050	9500	4750	3350	1700	1180	850	600
Ensayo									
4	100.0	100.0	70.8	36.4	27.8	18.5	13.9	9.7	7.2
5	100.0	100.0	76.7	38.3	29.5	20.7	16.0	11.6	9.0
26	100.0	100.0	74.6	40.3	31.0	21.6	16.9	12.2	9.7
27	100.0	100.0	79.7	45.7	36.3	25.1	19.3	13.8	11.1
28	100.0	100.0	77.4	41.1	31.3	21.2	16.3	11.7	9.3
29	100.0	100.0	68.3	38.8	29.0	19.4	15.0	10.3	8.4
42	100.0	69.7	39.4	23.7	18.7	13.0	10.0	7.2	5.8
43	100.0	75.5	42.2	25.5	20.0	13.9	10.7	7.6	6.1
44	100.0	72.5	36.1	22.2	17.2	11.8	8.9	6.3	4.9
45	100.0	70.5	36.4	23.0	18.5	13.5	10.7	7.9	6.4
46	100.0	64.9	32.5	20.2	15.8	11.1	8.6	6.3	5.1
63	100.0	74.1	31.2	19.0	15.0	10.7	8.5	6.3	5.2
64	100.0	74.0	40.4	26.2	21.2	15.4	12.2	9.1	7.5
65	100.0	73.5	36.4	21.5	16.5	11.2	8.6	6.3	5.1
69	100.0	100.0	72.1	38.3	28.7	19.6	15.0	10.8	8.7
70	100.0	100.0	74.1	38.2	29.4	20.5	16.0	11.7	9.5

Tabla B.10. Porcentaje Pasante Producto Mezclas

Mezclas									
Malla	1	0.75	0.375	4	6	10	14	20	30
Micrones	25400	19050	9500	4750	3350	1700	1180	850	600
Ensayo									
104	100.0	100.0	76.3	39.2	29.6	19.7	14.8	10.2	7.8
105	100.0	100.0	75.4	40.7	30.9	21.0	16.0	11.4	9.1
106	100.0	100.0	76.5	39.7	30.4	20.3	15.3	10.8	8.7
107	100.0	100.0	73.8	38.1	29.6	20.7	16.0	11.6	9.4
108	100.0	100.0	72.9	37.4	28.2	19.3	14.5	10.2	7.9
109	100.0	100.0	77.8	42.6	31.9	21.4	16.3	11.8	9.4
110	100.0	100.0	74.0	40.9	30.6	21.0	16.2	11.8	9.5
111	100.0	100.0	73.8	39.6	30.2	20.5	15.6	11.3	9.1
112	100.0	100.0	77.4	40.5	30.6	21.1	16.1	11.6	9.3
113	100.0	100.0	78.1	40.9	30.9	21.1	16.1	11.6	9.3
114	100.0	100.0	76.2	40.6	30.4	20.6	15.5	11.1	8.9

Tabla B.11. Porcentaje Pasante Alimentación Parte 1

Malla	5	4	3	2	1.5	1	0.75	0.5
Micrones	127000	101600	76200	50800	38100	25400	19050	12700
Grupo								
GPIR02	100.0	100.0	100.0	49.5	19.4	6.8	4.1	2.3
GPIR03	100.0	100.0	91.9	5.5	0.2	0.2	0.2	0.2
GPIR04	100.0	100.0	80.6	51.7	29.5	18.5	13.4	9.5
GPIR05	100.0	100.0	100.0	86.7	35.1	13.5	10.5	7.1
GPIR06	100.0	100.0	81.2	8.3	0.8	0.8	0.5	0.4
GPIR08	100.0	100.0	90.1	26.8	10.3	2.2	1.3	0.9
GPI01	100.0	100.0	74.6	20.9	5.6	2.3	1.2	0.9
GPI02	100.0	100.0	95.2	28.6	8.0	2.8	1.4	0.9
GPI03	100.0	100.0	41.8	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2
GPI04	100.0	100.0	89.2	30.9	7.8	0.9	0.6	0.5
GPI05	100.0	100.0	100.0	41.9	24.8	9.4	6.6	4.5
GPI06	100.0	100.0	87.7	1.1	1.1	0.5	0.5	0.5
GPF01	100.0	100.0	89.5	36.9	13.8	3.1	1.0	0.4
GPF02	100.0	100.0	100.0	52.6	22.6	3.0	0.8	0.4
GPF03	100.0	100.0	70.5	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2
GPF04	100.0	100.0	86.8	20.3	1.6	0.5	0.5	0.4
GPF05	100.0	100.0	100.0	72.5	33.0	7.8	3.3	1.6
GPF06	100.0	100.0	87.5	11.6	0.1	0.1	0.1	0.1
GVMO01	100.0	100.0	73.5	35.9	20.4	7.9	4.8	2.5
GVMO02	100.0	100.0	100.0	45.3	19.7	7.7	4.4	2.7
GVMO03	100.0	100.0	78.3	0.8	0.8	0.8	0.8	0.5
GVMO04	100.0	100.0	86.4	8.4	1.4	0.9	0.4	0.2
GVMO05	100.0	100.0	100.0	80.0	38.2	11.7	4.7	2.0
GVMO06	100.0	100.0	89.5	5.9	1.8	1.1	0.7	0.7

C. OTROS

C.1. Otras Definiciones

Test de Starkey: Corresponde a un ensayo de laboratorio cuya finalidad es obtener un parámetro que permita predecir el comportamiento de los minerales en un molino SAG. Se realiza sobre muestras de 2 kilogramos las que se ubican dentro de un molino con dimensiones específicas, y se debe hacer rotar al menos al 70% de la velocidad crítica. A

Tabla B.12. Porcentaje Pasante Alimentación Parte 2

Malla	5	4	3	2	1.5	1	0.75	0.5
Micrones	127000	101600	76200	50800	38100	25400	19050	12700
Grupo								
GPIR02	100.0	100.0	100.0	39.1	9.3	4.1	2.3	1.4
GPIR03	100.0	100.0	76.1	13.2	1.8	1.8	1.2	0.9
GPIR04	100.0	100.0	100.0	79.5	48.9	12.4	6.0	2.7
GPIR05	100.0	100.0	89.0	39.4	8.0	1.5	1.1	1.0
GPIR06	100.0	100.0	89.0	39.4	8.0	1.5	1.1	1.0
GPIR08	100.0	100.0	100.0	60.6	33.2	18.6	10.9	4.2
GPI01	100.0	100.0	70.4	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
GPI02	100.0	100.0	86.2	31.5	23.6	9.8	4.5	2.5
GPI03	100.0	100.0	100.0	77.0	52.4	32.1	26.3	18.5
GPI04	100.0	100.0	100.0	69.2	48.3	30.4	19.5	12.9
GPI05	100.0	100.0	100.0	56.6	46.2	34.5	27.2	21.2
GPI06	100.0	100.0	100.0	78.9	57.8	20.2	11.7	5.5
GPF01	100.0	100.0	70.4	6.4	3.9	1.3	1.1	0.7
GPF02	100.0	100.0	92.9	51.6	23.8	13.2	11.0	8.7
GPF03	100.0	100.0	100.0	68.9	30.4	11.8	9.5	7.4
GPF04	100.0	100.0	76.6	3.3	1.9	1.3	1.3	1.1
GPF05	100.0	100.0	92.2	34.9	15.8	6.1	4.3	2.6
GPF06	100.0	100.0	100.0	51.7	32.1	12.6	6.7	4.4
GVMO01	100.0	100.0	52.8	0.3	0.3	0.3	0.3	0.2
GVMO02	100.0	100.0	60.6	32.4	15.5	2.2	1.2	0.9
GVMO03	100.0	100.0	82.9	20.1	4.1	0.7	0.7	0.6
GVMO04	100.0	100.0	82.6	30.5	13.4	1.6	1.2	0.7
GVMO05	100.0	100.0	83.7	39.6	19.8	6.9	3.2	1.3
GVMO06	100.0	100.0	63.5	15.9	5.4	0.3	0.3	0.3
GVMO07	100.0	100.0	89.7	50.5	28.3	9.1	3.9	1.6
GVMO08	100.0	100.0	90.6	34.9	12.0	2.9	1.6	0.8

partir del tamaño de producto y de la estimación de energía consumida se obtiene el índice de moliendabilidad de Starkey.

Tabla B.13. Resumen Resultados Parte 1

Ensayo	Roca	Masa	CSS	WH/KG	P80 (um)	F80	Grupo Alimentacin
1	PIR	12.7	FINO	0.85	10940	73580	GPIR01
2	PIR	9.8	FINO	0.98	10924	73580	GPIR01
3	PIR	9.5	FINO	0.78	11463	73580	GPIR01
10	QS	10	FINO	1.23	12186	68385	GQS01
11	QS	9.2	FINO	0.90	12508	68385	GQS01
12	QS	11.3	FINO	1.14	12149	68385	GQS01
13	QS	10.3	FINO	0.95	11325	68385	GQS01
15	GFO	8.25	FINO	0.86	10996	58871	GGFO02
16	PIR	8.75	FINO	0.79	9991	66202	GPIR02
17	PIR	7.45	FINO	0.73	10670	66202	GPIR02
18	PIR	8.1	FINO	0.78	10148	73812	GPIR03
19	PIR	9.1	FINO	0.93	10990	73812	GPIR03
20	QS	10.45	FINO	1.11	12075	50786	GQS02
21	QS	9.5	FINO	1.14	11317	50786	GQS02
22	QS	9.8	FINO	0.87	10760	71421	GQS03
23	QS	8.6	FINO	0.87	11481	71421	GQS03
24	GFO	11.4	FINO	0.88	12219	58871	GGFO03
25	GFO	9.35	FINO	0.74	9653	53305	GGFO02
26	ZT	8	FINO	1.00	11217	59078	GZT02
27	ZT	9.8	FINO	0.88	9620	59078	GZT02
28	ZT	9.75	FINO	0.90	10395	78871	GZT03
29	ZT	11	FINO	1.06	12674	78871	GZT03
30	PIR	8.6	GRUESO	0.31	21009	74791	GPIR04
32	GFO	9.1	GRUESO	0.24	19828	64231	GGFO04
33	PF	10.5	GRUESO	0.63	21081	73593	GPF04
34	PIR	8.25	GRUESO	0.49	21158	48936	GPIR05
35	PIR	7.75	GRUESO	0.25	21419	48936	GPIR05
36	PIR	8.65	GRUESO	0.42	19705	48936	GPIR05
37	PIR	8.65	GRUESO	0.36	20856	75103	GPIR06
38	QS	8.6	GRUESO	0.52	21245	62862	GQS05
39	QS	7.75	GRUESO	0.46	21151	62862	GQS05
40	QS	8.7	GRUESO	0.49	22224	83593	GQS06

Tabla B.14. Resumen Resultados Parte 2

Ensayo	Roca	Masa	CSS	WH/KG	P80 (um)	F80	Grupo Alimentacin
41	QS	8.8	GRUESO	0.61	21785	83593	GQS06
42	ZT	7.65	GRUESO	0.48	21259	65644	GZT05
43	ZT	9.2	GRUESO	0.50	20214	65644	GZT05
44	ZT	7.5	GRUESO	0.44	20813	90795	GZT06
45	ZT	9.7	GRUESO	0.56	21143	90795	GZT06
46	ZT	10.6	GRUESO	0.60	21897	90795	GZT06
47	PF	8	GRUESO	0.49	22119	56867	GPF05
48	PF	8.7	GRUESO	0.60	19601	56867	GPF05
49	PF	9.2	GRUESO	0.79	21657	73953	GPF06
50	PF	7.4	GRUESO	0.59	21904	73953	GPF06
51	PI	8.65	GRUESO	0.35	20094	67867	GPI05
52	PI	9.9	GRUESO	0.52	18800	67867	GPI05
53	PI	8.9	GRUESO	0.44	20647	74667	GPI06
55	VMO	8.9	GRUESO	0.43	20790	74299	GVMO04
56	VMO	8.3	GRUESO	0.45	21554	74299	GVMO04
57	GFO	9.55	GRUESO	0.27	19069	51420	GGFO05
58	GFO	9.85	GRUESO	0.26	20531	51420	GGFO05
59	GFO	8.6	GRUESO	0.25	20917	83588	GGFO06
60	GFO	8.65	GRUESO	0.48	19927	83588	GGFO06
61	PI	7.3	GRUESO	0.48	18632	72234	GPI04
62	PI	7.3	GRUESO	0.44	20496	72234	GPI04
63	ZT	9	GRUESO	0.47	20509	88319	GZT07
64	ZT	8.2	GRUESO	0.65	20517	88319	GZT07
65	ZT	9	GRUESO	0.64	20628	88319	GZT07
66	QS	8.5	GRUESO	0.48	21868	73054	GQS07
67	QS	7.8	GRUESO	0.48	21493	73054	GQS07
68	QS	7.9	GRUESO	0.64	22009	73054	GQS07
69	ZT	8	FINO	0.98	11841	88319	GZT07
70	ZT	7.9	FINO	0.97	11353	88319	GZT07
71	QS	8.05	FINO	0.95	11669	73054	GQS07
72	QS	7.85	FINO	1.06	11741	73054	GQS07
73	QS	7.4	FINO	0.90	10489	73054	GQS07
74	PI	9.75	FINO	0.75	10965	71016	GPI02
75	PI	9.7	FINO	0.89	11148	71016	GPI02
76	PI	9.25	FINO	1.01	10455	93269	GPI03
77	PI	9.3	FINO	0.94	10573	93269	GPI03
78	PF	9.6	FINO	1.24	10345	65420	GPF02
79	PF	9.2	FINO	1.18	11154	65420	GPF02
80	PF	9.55	FINO	1.26	11454	65420	GPF02

Tabla B.15. Resumen Resultados Parte 3

Ensayo	Roca	Masa	CSS	WH/KG	P80 (um)	F80	Grupo Alimentacin
81	PF	8.4	FINO	1.25	12566	83526	GPF03
82	PF	8.15	FINO	1.25	11869	83526	GPF03
83	VMO	9	FINO	0.94	10765	81499	GVMO01
84	VMO	9.4	FINO	0.68	11110	81499	GVMO01
85	VMO	9.25	FINO	0.75	12351	81499	GVMO01
86	VMO	9.75	FINO	0.69	10182	67166	GVMO02
87	VMO	9.55	FINO	0.68	11874	67166	GVMO02
88	VMO	9.3	FINO	0.68	12601	77194	GVMO03
89	VMO	8.8	FINO	0.79	11118	77194	GVMO03
90	PI	8.6	FINO	0.87	10274	80610	GPI01
91	PI	8.45	FINO	0.79	11133	80610	GPI01
92	PI	9.1	FINO	0.77	11129	80610	GPI01
93	PI	9.05	FINO	0.83	11186	80610	GPI01
94	PF	8.35	FINO	1.24	11565	71515	GPF01
95	PF	9.35	FINO	1.28	11958	71515	GPF01
96	PF	8	FINO	1.28	12235	71515	GPF01
97	PF	7.7	FINO	1.17	11603	71515	GPF01
98	PIR	8.8	GRUESO	0.44	18282	72376	GPIR08
99	PIR	8.25	GRUESO	0.48	20403	72376	GPIR08
100	VMO	8.2	GRUESO	0.29	19432	50209	GVMO05
101	VMO	8.5	GRUESO	0.32	19472	50209	GVMO05
102	VMO	8.8	GRUESO	0.28	19855	74056	GVMO06
103	VMO	8.25	GRUESO	0.31	20715	74056	GVMO06
104	P2019	8.2	FINO	0.93	10722	74546	GP2019
105	P2019	8.9	FINO	0.98	10982	74546	GP2019
106	P2021	8.25	FINO	0.98	10684	74325	GP2021
107	P2021	9.05	FINO	0.97	11420	74325	GP2021
108	P2023	9	FINO	0.87	11656	73482	GP2023
109	P2023	8.2	FINO	0.91	10275	73482	GP2023
110	MQ25P75	9.05	FINO	0.84	11381	87158	GMQ25P75
111	MQ25P75	9.2	FINO	0.85	11427	87158	GMQ25P75
112	MQ50P50	9	FINO	0.84	10390	69442	GMQ50P50
113	MQ50P50	9	FINO	0.93	10149	69442	GMQ50P50
114	MQ75P25	9	FINO	0.98	10769	71428	GMQ75P25
115	MQ75P25	10.05	FINO	1.00	11110	71428	GMQ75P25

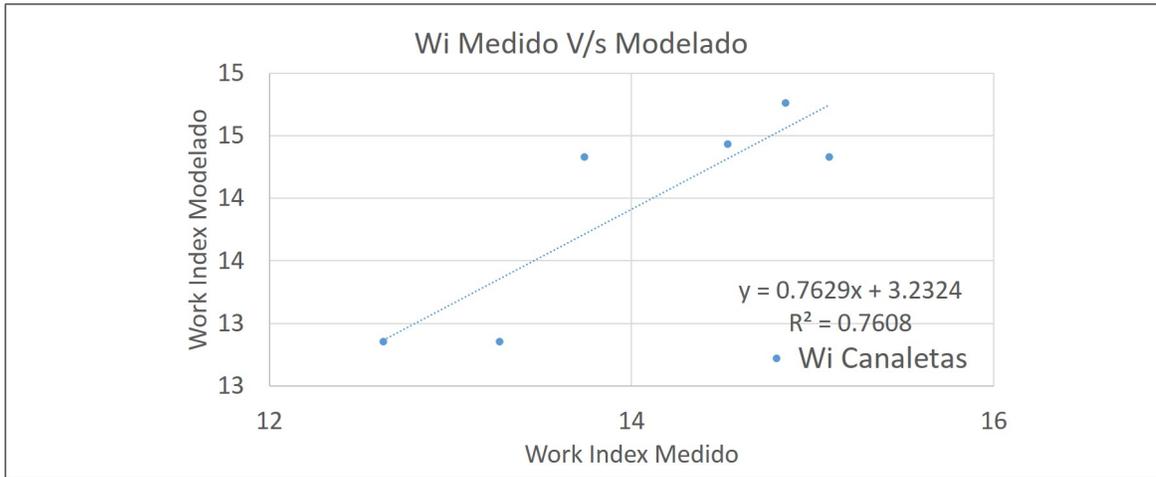


Figura B.2. Work Index Canaleta a partir de las Propiedades de la Roca

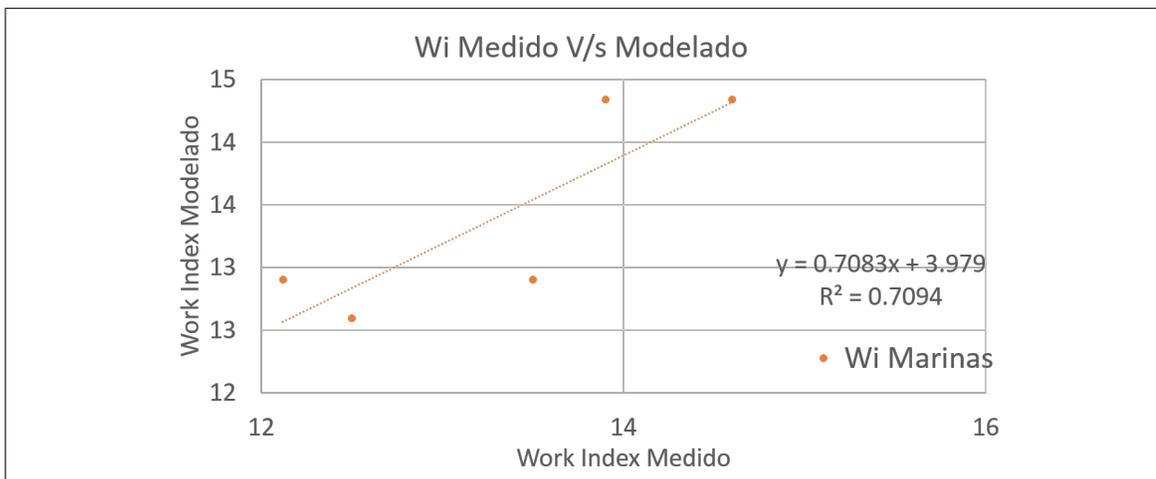


Figura B.3. Work Index Marinas a partir de las Propiedades de la Roca

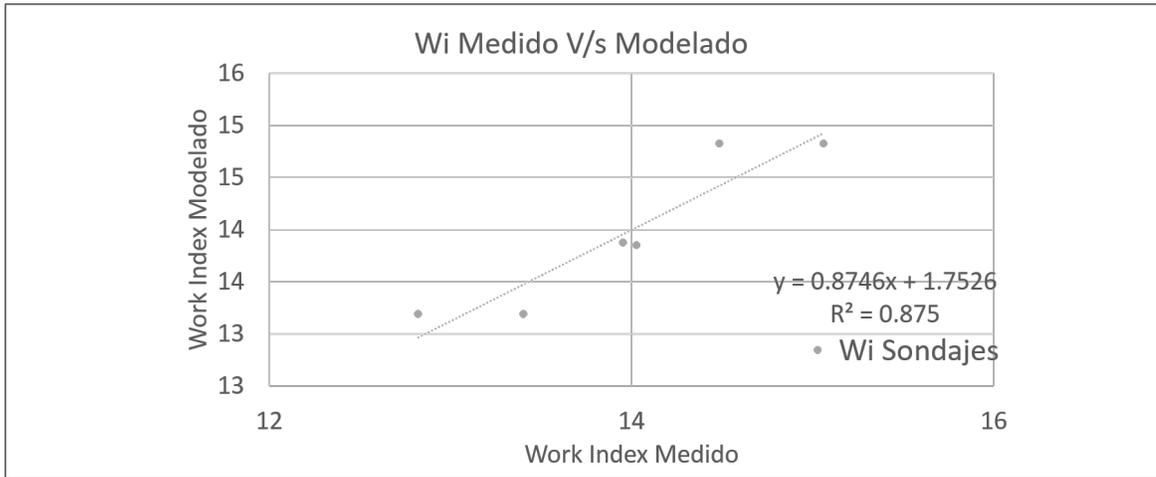


Figura B.4. Work Index Sondajes a partir de las Propiedades de la Roca

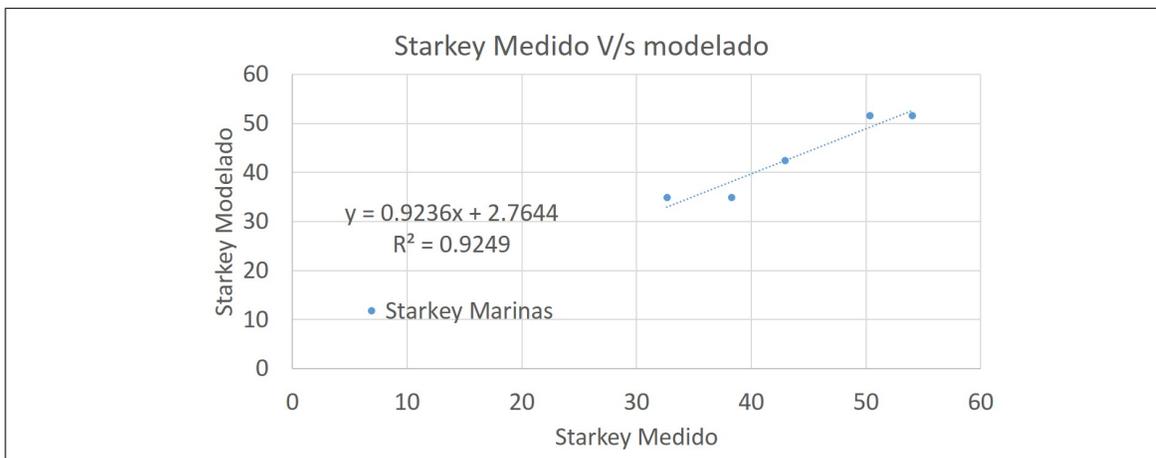


Figura B.5. Índice Starkey Marinas a partir de las Propiedades de la Roca

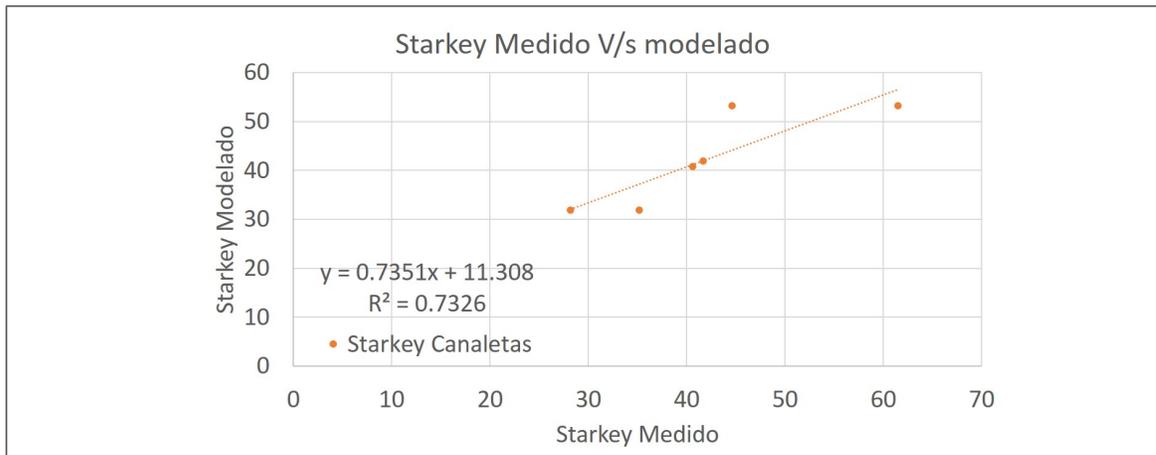


Figura B.6. Índice Starkey canaletas a partir de las Propiedades de la Roca