



UNIVERSIDAD
PRIVADA
DEL NORTE

FACULTAD DE INGENIERÍA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

“ESTUDIO DE LA DUREZA DE LA CALIZA PARA LA SELECCIÓN DE UNA PLANTA DE CHANCADO EN LA CANTERA ITALO, MINERA P’HUYU -YURAC II EIRL, CAJAMARCA 2016”

Tesis para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Autores:

Bach. Carmen Rosa Cortez Cruz

Bach. Richard Mario Miranda Condori

Asesor:

MCs. Ing. José Alfredo Siveroni Morales

Cajamarca – Perú

2016

APROBACIÓN DE LA TESIS

El asesor y los miembros del jurado evaluador asignados, **APRUEBAN** la tesis desarrollada por los Bachilleres Carmen Rosa Cortez Cruz y Richard Mario Miranda Condori, denominada:

**"ESTUDIO DE LA DUREZA DE LA CALIZA PARA LA SELECCIÓN DE UNA
PLANTA DE CHANCADO EN LA CANTERA ITALO, MINERA P'HUYU -YURQA
II EIRL, CAJAMARCA 2016"**

MCs. Ing. José Alfredo Siveroni Morales.
ASESOR

Ing. Roberto Severino Gonzales Yana
**JURADO
PRESIDENTE**

Ing.
Ing. Wilder Chuquiruna Chávez
JURADO

Ing.
Ing. Gary Christiam Farfán Chilicaus
JURADO

DEDICATORIA

Gracias a Jehová, Dios por todas Las bendiciones en mi vida. A mis padres quienes me han sabido guiar A lo largo de toda mi vida, a mis queridos Abuelos Isolina y Pablo a quienes recuerdo con todo Cariño por su bello ejemplo de vida y perseverancia.

A mi querido hijo Jean Pool David, por el sacrificio de Comprender las horas de mi ausencia para así lograr mis Metas y objetivos propuestos y por ser mi motivo de Seguir siendo cada vez mejor.

Carmen Rosa Cortez Cruz.

Gracias por todas las personas que has puesto en mi camino por que todas ellas me .han dado alguna lección de vida.

A mi esposa e hijas por su amor incondicional y comprensión quienes me apoyaron con espíritu alentador, contribuyendo así lograr mis metas y objetivos propuestos.

A los docentes por haberme brindado su orientación y los conocimientos en mi formación como estudiante universitario.

Richard Mario Miranda Condori.

AGRADECIMIENTO

Nuestra gratitud en primer lugar va dirigida a Dios; Todopoderoso; nuestro creador por la vida, salud y todas las bendiciones, haber permitido llegar al final de nuestra carrera.

A nuestros padres y demás familiares por su amor incondicional, su perseverancia, su ejemplo de amar lo que se hace y enseñanzas que han sembrado las virtudes que se requieren para vivir con anhelo y felicidad.

Agradecer muy profundamente a los organismos y personas que hicieron posible la realización del mismo modo a nuestra casa de estudios, por habernos dado la oportunidad de ingresar al Sistema de Educación Superior y cumplir este gran sueño que ya es una realidad.

A Minera P'huyu Yuraq II E.I.R.L; encabezada por el Ingeniero José Alfredo Siveroni Morales; por haber permitido realizar este trabajo de investigación en sus instalaciones y a todos quienes nos brindaron todas las facilidades y orientación durante la ejecución de este trabajo.

Al ingeniero José Alfredo Siveroni Morales por su apoyo en la conducción de la presente investigación como nuestro asesor.

A los ingenieros Roberto Gonzales Yana y demás docentes quienes condujeron nuestra vida universitaria compartiendo sus vivencias con el único propósito de ver en nuestro destino el éxito profesional; a todos nuestros compañeros de estudio que con un granito de arena nos apoyaron durante la formación académica brindándonos conocimientos lo cual contribuyó a esta formación profesional.

Muchas gracias a todos.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

	Pág.
APROBACIÓN DE LA TESIS.....	ii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE CONTENIDOS	v
ÍNDICE DE TABLAS.....	viii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
RESUMEN.....	x
ABSTRACT.....	xi
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	12
1.1. Realidad problemática.....	12
1.2. Formulación del problema.....	13
1.3. Justificación.....	13
1.3.1. <i>Justificación Teórica</i>	13
1.3.2. <i>Justificación Aplicativa o Práctica</i>	13
1.3.3. <i>Justificación Valorativa</i>	14
1.3.4. <i>Justificación Académica</i>	14
1.4. Limitaciones.....	14
1.5. Objetivos.....	14
1.5.1. <i>Objetivo General</i>	14
1.5.2. <i>Objetivos Específicos</i>	14
CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO.....	16
2.1. Antecedentes.....	16
2.2. Bases Teóricas.....	18
2.2.1. <i>Minería es un proceso integrado desde la mina hasta la producción.</i>	18
2.2.2. <i>Variables geológicas y físicas del mineral útiles para la selección planta.</i>	20
2.2.2.1. <i>Integración de procesos.</i>	20
2.2.2.2. <i>Conceptos y variables geotécnicos útiles para la selección.</i>	21
2.2.2.3. <i>Caracterización de la estructura del yacimiento.</i>	23
2.2.2.4. <i>Dureza del mineral para la selección de planta de chancado.</i>	25
2.2.2.5. <i>Índice de Bond o Bond Work Index.</i>	27
2.2.2.6. <i>Ensayo de compresión para hallar el índice de carga puntual Is.</i> ...	28
2.2.3. <i>Selección convencional de planta de chancado.</i>	31
2.2.3.1. <i>Teoría de la conminución y fundamentos</i>	31
2.2.3.2. <i>Criterios convencionales para el selección de una planta.</i>	37
2.2.3.3. <i>Criterios convencionales para la selección de una chancadora.</i>	39
2.2.4. <i>Indicadores económicos para la evaluación de proyectos.</i>	40
2.2.4.1. <i>Flujos de caja.</i>	40
2.2.4.2. <i>Costo de Oportunidad del Capital.</i>	40

2.2.4.3.	<i>Indicadores de evaluación de proyectos</i>	40
2.3.	Definición de términos básicos.	42
CAPÍTULO 3. HIPÓTESIS		45
3.1.	Formulación de la hipótesis	45
3.2.	Variables.	45
3.3.	Operacionalización de variables	46
CAPÍTULO 4. MATERIAL Y MÉTODOS		47
4.1.	Tipo de selección de investigación.	47
4.1.1.	<i>Investigación experimental:</i>	47
4.2.	Material.	47
4.2.1.	<i>Población.</i>	47
4.2.2.	<i>Unidad de estudio.</i>	47
4.2.3.	<i>Muestra.</i>	47
4.3.	Métodos.	47
4.3.1.	<i>Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos:</i>	47
4.3.2.	<i>Técnicas de procesamiento y análisis de datos</i>	48
4.3.3.	<i>Procedimiento experimental.</i>	48
CAPÍTULO 5. DESARROLLO		49
5.1.	Ubicación del Área de Estudio.	49
5.1.1.	<i>Ubicación Política.</i>	49
5.1.2.	<i>Ubicación Geográfica.</i>	49
5.1.3.	<i>Vías de Acceso al Área del Proyecto</i>	50
5.2.	Geología de la Zona:.....	51
5.2.1.	<i>Geología Regional</i>	51
5.2.2.	<i>Geología Local:</i>	52
5.2.3.	<i>Topografía Kárstica.</i>	53
5.2.4.	<i>Topografía.</i>	53
5.3.	Estudio Geomecánico del Macizo Rcoso.	54
5.3.1.	<i>Modelo Geomecánico.</i>	54
5.3.2.	<i>Clasificación de los macizos rocosos de la zona de estudio.</i>	55
5.3.3.	<i>Parámetros de clasificación geomecánica.</i>	56
5.3.3.1.	<i>Resistencia a la Compresión Uniaxial</i>	56
5.3.3.2.	<i>Rock Quality Designation (RQD):</i>	57
5.3.3.3.	<i>Espaciado de las discontinuidades:</i>	58
5.3.3.4.	<i>Condición de las discontinuidades:</i>	58
5.3.3.5.	<i>Condición de agua subterránea</i>	61
5.3.4.	<i>Cálculo de RMR.</i>	61
5.4.	Pruebas de laboratorio para determinar el Work Index.	63
5.5.	Pruebas de laboratorio para determinar los valores del índice carga puntual Is.....	67
5.5.1.	<i>Procedimiento para determinar el Pi.</i>	67
CAPÍTULO 6. RESULTADOS		69
6.1.	RQD (Rock quality designation).....	69
6.2.	Índice de trabajo de Bond (Bond Work Index).....	69

6.2.1.	<i>Análisis de la distribución de tamaño de la muestra inicial:</i>	69
6.2.2.	<i>Set de pruebas para analizar el Wi.</i>	70
6.3.	Determinación del índice de carga puntual Pi (Is).	71
6.4.	Correlación entre el Work Index y dureza.	71
6.5.	Selección de la planta de Chancado.	72
6.5.1.	<i>Definición y configuración del circuito de Chancado:</i>	72
6.5.2.	<i>Selección de equipos para el circuito de Chancado:</i>	73
6.6.	Cálculo de los costos de inversión.	74
6.7.	Calculo de los costos de operación manual y mecanizado.	75
6.7.1.	<i>Calculo de los costos de operación manual.</i>	75
6.7.2.	<i>Calculo de los costos de operación mecanizado.</i>	76
6.7.3.	<i>Evaluación económica del proyecto de instalación.</i>	77
CONCLUSIONES		80
RECOMENDACIONES		81
REFERENCIAS		82

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
TABLA 1: PROPIEDADES MECÁNICAS DE DIFERENTES MATERIALES Y SUS RESPECTIVOS WI. GAMAL 2011.	26
TABLA 2: CLASIFICACIÓN DE LA ABRASIVIDAD DE LAS ROCAS EN FUNCIÓN DEL CONTENIDO DE SÍLICE.	38
TABLA 3 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....	46
TABLA 4: UBICACIÓN POLÍTICA DEL PROYECTO.....	49
TABLA 5: COORDENADAS GEODÉSICAS: COORDENADAS UTM; PSAD 56	49
TABLA 6 ACCESIBILIDAD VÍA TERRESTRE.....	50
TABLA 7: SISTEMATIZACIÓN PARA DESCRIBIR EL MACIZO ROCOSO.....	55
TABLA 8: COORDENADAS ESTACIÓN 1.	56
TABLA 9: VALORACIÓN DE LA RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA PARA LA ESTACIÓN 01.	56
TABLA 10: VALORACIÓN DEL RQD PARA LA ESTACIÓN 01.	57
TABLA 11: ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES.	58
TABLA 12: VALORACIÓN DE RQD PARA LA ESTACIÓN 01.....	59
TABLA 13: VALORACIÓN DE ABERTURA.	59
TABLA 14: VALIDACIÓN DE LAS RUGOSIDADES.....	60
TABLA 15: VALORACIÓN DE RELLENO.	60
TABLA 16: VALORACIÓN DE DESCRIPCIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES PARA LA ESTACIÓN 01.	61
TABLA 17: VALORACIÓN DEL RQD.	69
TABLA 18 DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE LA ALIMENTACIÓN AL MOLINO DE BOND.	69
TABLA 19: ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA CALIZA DEL PRODUCTO.....	69
TABLA 20: RESULTADOS DE LAS PRUEBAS CON CALIZA.....	70
TABLA 21: CALCULO DE LA POTENCIA DE UNA CHANCADORA PARA UNA CAPACIDAD DE 25 T/H.....	73
TABLA 22: LISTA DE EQUIPOS QUE COMPONEN LA PLANTA DE CHANCADO PARA UNA CAPACIDAD DE 25 T/H.....	74
TABLA 23: ESTIMACIÓN DE COSTOS DE EQUIPOS PARA LA INSTALACIÓN DE UNA PLANTA DE CHANCADO DE 25 T/H.	75
TABLA 24: CALCULO DEL COSTO DE CHANCADO ARTESANAL, GASTOS POR MES EN PERSONAL.	75
TABLA 25: COSTOS DEL PERSONAL HERRAMIENTAS Y OTROS.	76
TABLA 26: ESTIMACIÓN DEL COSTO POR TONELADA UTILIZANDO CHANCADO MANUAL	76
TABLA 27: CALCULO DEL COSTO DE CHANCADO MECANIZADO, GASTO POR MES EN PERSONAL.	76
TABLA 28: COSTO DE MANTENIMIENTO POR MES.....	76
TABLA 29: RESUMEN COSTOS DE OPERACIÓN.....	76
TABLA 30: COSTO POR TONELADA MECANIZADO	77
TABLA 31: CÁLCULO DE GANANCIAS DEL PROYECTO.	77
TABLA 32: FLUJO DE CAJA DEL PROYECTO DESDE ENERO DEL 2017 HASTA JULIO DEL 2018.	78

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
FIGURA 1: RELACIÓN ENTRE EL TAMAÑO DE PARTÍCULA Y ABERTURA DE DESCARGA.	12
FIGURA 2: DIAGRAMA ESQUEMÁTICO DE LA PLANTA DE CHANCADO CHINA LINDA YANACOCCHA.	17
FIGURA 3: CARACTERÍSTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES. SOLARI MARIO, 2008.	23
FIGURA 4: PROCEDIMIENTO PARA MEDIR Y CALCAULAR EL RQD (DEERE, 1989)	24
FIGURA 5: CLASIFICACIÓN DEL RQD (DEERE 1989)	25
FIGURA 6: CORRELACIÓN ENTRE LA DUREZA Y EL BOND WORK INDEX (Wi). GAMAL 2011.	27
FIGURA 7: CONFIGURACIÓN DE CARGA Y REQUERIMIENTOS EN LA FORMA DE LOS TESTIGOS.	29
FIGURA 8: MODOS TÍPICOS DE FALLA PARA MUESTRAS VÁLIDAS E INVÁLIDAS	29
FIGURA 9: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA EN FUNCIÓN DEL TIPO DE FALLA. (RUIZ M.).	33
FIGURA 10: MECANISMO DE FRACTURA Y PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA. (RUIZ, 2004)	34
FIGURA 11: ENERGÍA CONSUMIDA EN FUNCIÓN DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA. (RUIZ, 2004)	35
FIGURA 12: CHANCADORA DE QUIJADAS CON DOBLE CONEXIÓN ARTICULADA.	36
FIGURA 13: CHANCADORA DE QUIJADA DE PIVOTE ELEVADO.	37
FIGURA 14: CHANCADORA DE QUIJADA DE EXCÉNTRICO ELEVADO.	37
FIGURA 15: RUTA DE ACCESO A DESDE CAJAMARCA HASTA PLANTA DE PRODUCCIÓN CUMBEMAYO. FUENTE GEOCATMIN.	50
FIGURA 16: PLANO GEOLÓGICO DE LA ZONA.	51
FIGURA 17: COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE LA CONCESIÓN ITALO.	52
FIGURA 18: AFLORAMIENTO DE CALIZAS CONCESIÓN ÍTALO.	53
FIGURA 19: VARIABLES Y PARÁMETROS DEL MODELO GEO-MECÁNICO.	54
FIGURA 20: FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES EN LA CANTERA ITALO.	56
FIGURA 21: LABORATORIOS DE METALURGIA UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN.	63
FIGURA 22: PROBETA PARA LA MEDICIÓN DE LA MUESTRA.	64
FIGURA 23: VISTA INTERNA DEL MOLINO DE BOND.	64
FIGURA 24: MOLINO DE BOND EN LABORATORIO DE CONMINUCIÓN UNSA.	65
FIGURA 25: ROTAP PARA DETERMINAR DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA EN LABORATORIO DE CONMINUCIÓN UNSA.	65
FIGURA 26: UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE CAJAMARCA	67
FIGURA 27: PRUEBAS DE CARGA PUNTUAL EN LABORATORIO UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE CAJAMARCA.	68
FIGURA 28: VALORES DEL GPB PARA LAS PRUEBAS REALIZADAS.	70
FIGURA 29: CALCULO DEL Wi.	71
FIGURA 30: RESULTADOS DEL ÍNDICE DE CARGA PUNTUAL.	71
FIGURA 31: CORRELACIÓN DE BOND WORK INDEX Y HARNESS. GARMAL 2012.	72
FIGURA 32: CORRELACIÓN DE BOND WORK INDEX Y HARNESS ROCKWELL DE LA CALIZA CALIZA P'HUYU. GARMAL 2012.	72
FIGURA 33: FLUJO DE CAJA DEL PROYECTO DESDE ENERO DEL 2017 HASTA JULIO DEL 2018	79

RESUMEN

Este trabajo de investigación se inició con continuas visitas a campo y toma de muestras de caliza para encontrar las características de las discontinuidades de la roca caliza. Se encontró un RQD de 85.90% que indica una calidad de roca buena, la dureza de la caliza Pi (78.6 MPa) y el índice de trabajo de Bond con un Wi de 14.1 KW/h TC.

Se realizó una toma de datos en campo para estimar la producción de caliza por métodos manuales, y se determinó un costo de producción manual de 8.6 soles por tonelada, adicionalmente se estimó un costo mecanizado de 1.0 soles por tonelada de caliza.

Con los datos de las características de las discontinuidades se pudo definir un circuito de chancado que consta de una tolva, alimentador, chancado de quijadas y zaranda vibratoria, adicionalmente se seleccionó los equipos para una planta de chancado de 25 a 60 toneladas por hora.

Finalmente se realizó la evaluación económica del proyecto y los indicadores económicos muestran que es factible instalar una planta de chancado de caliza, la inversión inicial sería de S/.189, 720 incluyendo los costos de instalación y el tiempo que se podría recuperar la inversión sería en 9 meses después de que inicie la operación de la planta de chancado. Los indicadores económicos que soportan una decisión para hacer la inversión con un VAN de S/.14, 774 con un TIR de 10% y un periodo de retorno de 9 meses, considerando una tasa de descuento de 10%.

ABSTRACT

This research began with continuous field visits and sampling of limestone to find the characteristics of the structure of the quarry and physical characteristics of limestone. The RQD 85.90% indicating a good quality rock, limestone hardness P_i (78.6 MPa) and Bond work index of 14.1 with W_i she found

Data collection was performed in the field to estimate the production of limestone by manual methods and manual production cost of 8.6 soles per ton was determined additionally a machining cost of 1.0 soles per ton of limestone was estimated.

With the data structure of the quarry and physical properties of the limestone could define a crushing circuit that the cost of a hopper, feeder, crushing jaws and vibrating screen, additional equipment was selected for a crushing plant 25 to 60 tons per hour.

Finally, the economic evaluation of the project was conducted and economic indicators show that it is feasible to install a limestone crushing plant, the initial investment would be S / 189.720 including installation costs and time that could recover the investment would be in 9 months after the operation start of the crushing plant. Economic indicators that support a decision to make the investment are an NPV of S / 14.774 with an IRR of 11% and a return period of 9 months, considering a discount rate of 10%.

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática.

Las plantas de chancado en el mundo son diseñadas para un tamaño máximo de partícula en la alimentación de la chancadora, los tamaños máximos de partículas de las chancadoras guardan relación con las características de las discontinuidades y con el diseño de la voladura, algunas plantas de chancado no consideran en la selección de equipos las variables anteriores ver Figura 1.

Feed Material Rating — Hard													
CUMULATIVE PERCENT PASSING													
Size (inches)	Jaw Crusher Discharge Setting (inches)												
	1½	2	2½	3	3½	4	4½	5	6	7	8	9	10
17													100
16												100	94
15											100	92	88
14											95	86	82
13										100	88	80	76
12									100	95	83	75	71
11									99	88	78	70	67
10								100	94	82	73	66	60
9							100	98	88	76	68	61	55
8						100	98	93	80	70	61	55	50
7					100	99	91	83	72	62	54	48	44
6				100	96	90	80	74	63	54	46	42	38
5			100	96	87	78	72	64	54	47	41	36	32
4½			98	90	80	71	64	50	43	37	34	30	27
4			95	84	74	65	58	46	40	34	30	27	24
3½		100	87	76	66	58	53	48	41	35	30	26	24
3	100	83	78	67	58	52	46	43	36	31	27	24	20
2½	96	82	68	58	50	45	40	37	32	27	23	20	18
2	87	69	57	49	43	38	36	31	27	23	20	17	14
1½	80	62	52	44	38	34	31	28	24	20	18	15	13
1¼	71	55	45	39	34	30	27	24	21	18	15	13	11
1¼	63	48	40	34	30	27	23	22	18	16	13	11	10
1	52	40	34	28	25	22	20	18	16	13	11	10	8
¾	39	30	26	22	19	17	15	14	12	10	8	7	6
½	30	23	19	16	15	13	12	11	9	8	6	5	5
¾	22	18	15	13	11	10	10	8	7	6	5	4	4
¾	17	13	11	10	9	8	7	6	5	4	4	3	3
4M	13	10	8	7	7	6	5	5	4	3	3	2	2
8M	7	6	5	4	4	3	3	3	2	2	2	1	1

The above figures are based on results obtained in actual practice and could vary depending on the type of material, gradation of feed, method of feeding, moisture and clay content, and fracture characteristics of the feed. The indicated topsize, which is also influenced by the above conditions, is provided to assist in the selection of the crushing equipment to follow.

Figura 1: Relación entre el tamaño de partícula y abertura de descarga.

Fuente: Metso, 2015.

Durante los últimos diez años, el país ha venido desarrollándose económicamente a un ritmo que ha sido inalcanzable para los demás países de la región sudamericana, gozando de un crecimiento sostenido del PBI anual que bordea el 9%, a excepción del año 2009 producto de la crisis financiera internacional.

Ante tal positivismo, es que se ha optado por evaluar la viabilidad técnica, económica y financiera de la instalación de una planta chancadora de roca caliza, para la generación de óxido de calcio para que abastezca parte de la demanda de óxido de calcio por parte de las empresas mineras principales en la región Cajamarca.

En la actualidad el proceso de producción de cal en Cajamarca tiene que ser más eficiente y más económico debido a la competencia entre productores de cal y a las exigencias de los clientes que en su mayoría son la industria minera y de construcción.

Gran parte de productores de cal no cuentan con planta de chancado, lo cual genera un cuello de botella en el proceso, producciones a pequeña escala, costos elevados, variabilidad del proceso y pérdidas de oportunidad de ventas cuando hay demanda de cal.

En Cajamarca la mayor parte de las empresas no consideran las características físicas de la caliza, para su selección de equipos, por el contrario usan equipos auxiliares que incrementan la mano de obra y el costo de operación global. En la empresa minera Phuyu Yuraq II el chancado se viene realizando de manera manual, lo cual requiere de mayor tiempo, costos y riesgo en seguridad y salud ocupacional.

1.2. Formulación del problema

¿Cómo el estudio de la dureza de la caliza influye en la selección de una planta de chancado de caliza?

1.3. Justificación

1.3.1. Justificación Teórica

Los análisis de la roca caliza tanto como de dureza, es necesario para evaluar la viabilidad de la instalación de una planta chancadora, la cual disminuirá los riesgos en el trabajo.

1.3.2. Justificación Aplicativa o Práctica

La industria de producción de cal a pequeña escala en Cajamarca no cuenta dentro de su proceso con un sistema de chancado para la preparación mecánica de la caliza. El presente trabajo de investigación aportará información útil para la industria de producción de cal a pequeña escala,

asimismo contribuirá a generar procesos más económicos, eficientes y competitivos.

1.3.3. Justificación Valorativa

En estos tiempos la competitividad en la industria de producción de cal a pequeña escala es requerida para mantenerse en el mercado, la implementación de una planta de chancado hará un proceso más eficiente y con menores costos unitarios. Con el uso de las características de las discontinuidades y dureza de la caliza para la selección de plantas de chancado se podrá tener una mejor selección de planta, el cual reducirá las pérdidas, hará al proceso más eficiente y menos costoso.

1.3.4. Justificación Académica

Nuestra investigación aportará de manera positiva en cada una de las personas que busque enriquecer sus conocimientos con respecto al tema y otros que estén asociados.

1.4. Limitaciones

- ✓ En Cajamarca ninguna empresa ha instalado plantas chancadoras para caliza, por tanto la información aplicativa de intercambio es casi nula.
- ✓ No se incluirán muestras de perforación para análisis de roca sin meteorizar, tan sólo se usaron muestras de superficie.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo General

Analizar la dureza de la caliza para diseñar una planta de chancado en la cantera Ítalo.

1.5.2. Objetivos Específicos

- 1.5.2.1. Determinar la dureza de las rocas de caliza a partir del Índice de Carga Puntual, el cual será obtenido mediante Pruebas de Carga Puntual (PLT).
- 1.5.2.2. Determinar el Work Index de la caliza.

- 1.5.2.3. Dimensionar una planta de chancado en función de las características de las discontinuidades y características físicas de la caliza.
- 1.5.2.4. Determinar y comparar los costos y producción diaria del trabajo manual y mecanizado.
- 1.5.2.5. Determinar los indicadores económicos (VAN, TIR, Periodo de retorno) para la viabilidad del proyecto de instalación y operación de una planta de chancado.

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

Valle, (2010). Indica que es menester conocer bien las características del material a procesar, como es sabido, las variaciones de dureza y distribución granulométrica del mineral influyen de manera significativa en el rendimiento de los circuitos de conminución; es decir, chancado, tamizado y molienda. En la actualidad la fase inicial de todo proyecto de selección u optimización consiste en caracterizar el macizo rocoso de acuerdo a su dureza y sus discontinuidades. La dureza con pruebas de carga puntual es calculada a partir de los datos de RQD (Rock Quality Designation), frecuencia de fractura, y mediciones de distribución de tamaño de bloques in-situ.

Baeza, (2010). Indica que en muestras del estudio para la selección de un circuito de chancado hay que considerar y conocer en detalle algunos factores que son fundamentales a la hora de la evaluación del rendimiento y de la selección de equipos en una planta de chancado. Estos factores externos de la selección, tales como dureza del mineral, granulometría, humedad, contaminantes, densidad y otros, deben ser ampliamente estudiados y analizados para que la selección sea basada en una operación lo más cercano posible a la realidad del proceso.

Dossetto (2012). Indica que dentro de los parámetros de selección de un sistema de chancado urge preocuparse por las características del material: curvas de alimentación, su tamaño máximo, el índice de trabajo, el índice de abrasión, densidad, humedad y contaminación. En este sentido, destacó que la compañía cuenta en Svedala, Suecia, con un laboratorio que analiza, entre otros aspectos, cómo es el quiebre de una roca y qué presión se necesita para su fractura, permitiendo a las operaciones mineras enviar sus muestras y así tener una proyección más cercana de qué condiciones presenta el material a tratar.

Ashley – Callow, (2000). Sostienen que la clave de la selección de las etapas de conminución, consiste en entender la variabilidad del mineral en el yacimiento, a fin de obtener datos precisos para especificar los equipos de molienda y evitar el sobredimensionamiento o fallas del circuito para rendir la capacidad proyectada.

Álvarez, (2009). Especifica que el método de Bond proporciona una estimación del consumo real de energía necesario para triturar o moler un material en un determinado equipo a escala industrial (Error promedio 20%). Sin embargo, debido a su simplicidad, este procedimiento se utiliza con asiduidad para el dimensionamiento de trituradoras, molinos de barras y bolas, tanto a escala piloto como industrial.

La Planta de cal China Linda que actualmente está en operación cuenta con una planta de chancado, se toma como referencia esta información para el desarrollo de la presente tesis.

Operaciones de chancado China Linda.

El circuito primario consta de una chancadora de quijadas 15x30, una zaranda de clasificación Inclínada 3D, Hewitt Robins, de fabricación americana, pendiente de salida 18°, Sistema de fajas transportadoras para la obtención de 3 productos y una faja de retorno de oversize (Yanacocha, 2014).

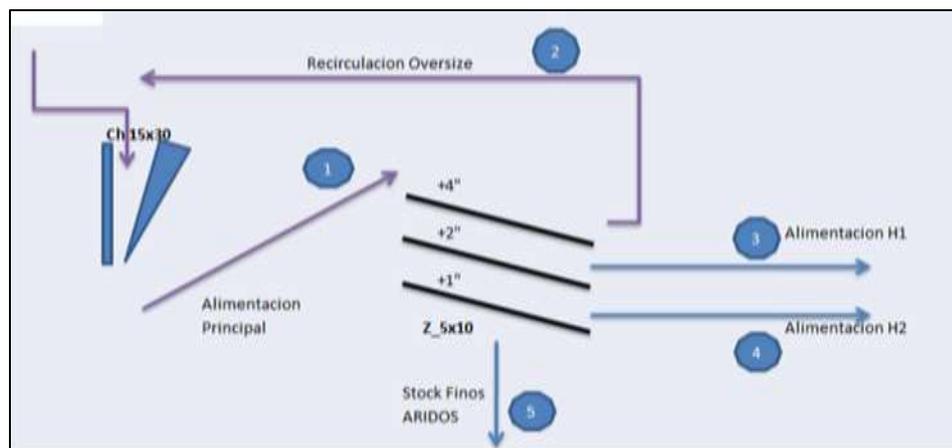


Figura 2: Diagrama esquemático de la planta de Chancado China Linda Yanacocha.

Capacidad de planta

Departamento : Cajamarca.
 Distrito : La Encañada.
 Distancia : 65 Km.
 Anexo más cercano : Cushurubamba.
 Coordenadas : 7° Latitud Sur
 78° 30' Longitud Oeste

Altitud	: 3800 - 4200 m.s.n.m.
Región	: Suni - Jalca
Temperatura	: 2 ° C - 16.5 ° C
Inicio de operaciones	: 1999 - 80 tpd
Horno Vertical 1 CIM REVERSY SS 35 – CIMPROGETTI	: 160 tpd
Horno Vertical 2 CORMEI	: 54 tpd
Producción Actual total Horno 1 y 2	: 214 tpd

Finalmente podemos comentar que son muchas las ventajas comparativas que tiene el chancado mecanizado frente al chancado manual, entre otras podemos citar el menor costo por tonelada de caliza chancada, mayor producción de caliza chancada por hora/día, menor cantidad de personal para operar el chancado, etc.

Debido a lo anterior se hace necesario diseñar una planta de chancado.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Minería es un proceso integrado desde la mina hasta la producción del producto final.

La voladura es diseñada para con el objetivo de obtener mineral con una fragmentación adecuada para el carguío y transporte, la que a su vez beneficia incrementando la productividad de las palas y camiones, asegurando la estabilidad de taludes y las condiciones de piso de los bancos; no obstante, esta etapa no sólo podría enfocarse en maximizar los beneficios en la mina sino también en todas las operaciones subsiguientes tales como el chancado, tamizado, clasificación, molienda, flotación y lixiviación. Es menester conocer bien las características del material a procesar. Como es sabido, las variaciones de dureza y distribución granulométrica del mineral influyen de manera significativa en el rendimiento de los circuitos de conminución; es decir, chancado, tamizado y molienda (Valle, 2010).

La geometalurgia es una herramienta que integra información geológica, minera, metalúrgica y económica, para maximizar el valor actual neto de una

mina, al mismo tiempo que se minimiza el riesgo operativo y técnico, puesto que parte de la geometalurgia consiste en la caracterización de los minerales de mena y ganga, esto enlaza la variabilidad mineralógica y las texturas del depósito con un modelo de bloques en tres dimensiones (3D) y la relaciona con los costos. Lo anterior permite tener en cuenta la variabilidad de la mena en las previsiones de calidad y producción, en la selección de la infraestructura y en el diagrama de flujo a lo largo de la vida productiva de una mina. La geometalurgia ha tomado gran auge en los últimos años y ha reivindicado a la geología económica en el sentido de que revaloriza su influencia en la ingeniería de procesos. El mayor trabajo de investigación en geometalurgia se hace actualmente en algunas universidades australianas, donde se cuentan numerosas tesis de doctorado sobre este tema, incluyendo el desarrollo de software especializado del tipo de Mineral Liberation Analyzer (MLA) adaptado al microscopio electrónico de barrido (MEB-EDS) (Marchese, 2014).

Cada yacimiento de mineral tendrá un número de posibles diagramas de flujo de conminución (chancado y molienda), que generarán el producto deseado para el procesamiento posterior. Se necesitará considerar diversos factores al optimizar la selección de los diagramas de flujo (Marchese, 2014).

Estos incluirán:

- Dureza del mineral (work index).
- Fracturación del mineral (características de la voladura).
- Tamaño máximo de la alimentación a la planta de procesos.
- Tamaño del producto para el procesamiento posterior.
- Mineralogía.

La aplicación de modelos de planificación geometalúrgica a los estudios y trabajos de exploración de nuevos yacimientos deben implementarse en simultáneo con la definición del proceso metalúrgico a emplear en el tratamiento de minerales. Las consecuencias económicas que derivan de una adecuada selección del proceso son altamente favorables para el proyecto minero. Las experiencias señalan la necesidad de aplicar criterios de evaluación geometalúrgica desde las primeras etapas de un proyecto. El modelo de planificación geometalúrgica para yacimientos en explotación se

basa en que las pruebas metalúrgicas sean ejecutadas con suficiente anticipación a que el mineral ingrese a la planta de tratamiento (Marchese, 2014).

2.2.2. Variables geológicas y físicas del mineral útiles para la selección de una planta de chancado.

2.2.2.1. Integración de procesos.

Como todos los procesos de conminución, la trituración requiere de un elevado consumo energético, lo cual tiene gran impacto económico en el desarrollo de cualquier proyecto (Baeza, 2010).

La energía necesaria para la trituración se calcula experimentalmente, midiendo la fuerza necesaria (kilopondios-m/cm) para romper probetas de la roca mediante una máquina de impacto (Cisternas, 2011).

A partir de esta fuerza se calcula el Índice de Trabajo (Work Index W_i), que entrega los kilovatios/t necesarios para realizar la trituración o chancado, desde un tamaño medio de alimentación (granulometría del material de inicio) al tamaño medio del producto (granulometría del producto) (Baeza, 2010).

La fase inicial de todo proyecto de integración y Optimización consiste en caracterizar el macizo rocoso de acuerdo a su dureza y discontinuidades. Esta última es calculada a partir de los datos de RQD (Rock Quality Designation), frecuencia de fractura, y mediciones de distribución de tamaño de bloques in-situ (Baeza, 2010).

Por otro lado, la dureza del mineral es determinada a partir del Índice de Carga Puntual (PLI) que es obtenido mediante Pruebas de Carga Puntual (PLT). El PLT es una prueba estándar en geotecnia, la cual es fácil y económica, y que además puede ser relacionada con los valores de UCS

(Resistencia a la Compresión Uniaxial) y los resultados del Drop Weight Test (Baeza, 2010).

La prueba de carga puntual proporciona un índice para la clasificación de la dureza de las rocas, el cual es usado extensamente en la industria minera, especialmente por los geotécnicos. Esta prueba es tradicionalmente usada como un método rápido y simple para calcular el UCS (Unconfined compressive strength o resistencia a la compresión Uniaxial). La prueba de carga puntual mide el índice de carga Puntual (I_s) y el índice de fuerza anisotropía (I_a) de las muestras (Franklin, 1985) y puede ser usada en testigos de perforación o en partículas de forma irregular.

2.2.2.2. Conceptos y variables geotécnicos útiles para la selección de plantas de chancado.

Previo a la definición de las variables de interés, corresponde repasar los conceptos de roca intacta, discontinuidad y macizo rocoso

En geotecnia, las rocas deben ser descritas considerando las propiedades del material que la forma, tales como su comportamiento geológico, su densidad, su porosidad, etc. Pero también se debe considerar el efecto de las discontinuidades que estén presentes, puesto que éstas evidentemente afectan su comportamiento. Dado esto, se distingue entre roca intacta, que corresponde exclusivamente al material ubicado entre discontinuidades, y macizo rocoso, que incluye las discontinuidades. Así, para realizar una descripción de una zona, se hace necesario utilizar indicadores que den cuenta tanto de las propiedades de la roca intacta como del macizo rocoso (Solari, 2008).

Algunas características de las discontinuidades son las siguientes, también se pueden observar en la Figura 2.2:

- Orientación: La orientación espacial de una discontinuidad quedará bien descrita si se conoce el Dip (inclinación), y el Dip Direction. El primero corresponde al ángulo formado entre la horizontal y la línea de máxima

pendiente. Mientras que el Dip Direction, es el ángulo entre la dirección norte y la proyección horizontal de la línea de máxima pendiente (Gonzales, 2014).

- Espaciamiento: Corresponde a la distancia entre las discontinuidades, medida perpendicularmente al plano estructural. En general, será posible definir un rango de valores para este factor y se suele utilizar el valor promedio como el representativo de la zona de estudio. Además, este parámetro define el tamaño de bloques de matriz rocosa que forman los distintos sets. Si los espaciamientos son pequeños, la resistencia del macizo rocoso disminuye (Gonzales, 2014).
- Persistencia: Da cuenta del tamaño de la discontinuidad, del área que ocupa dentro de un plano (Gonzales, 2014).
- Rugosidad: Es una medida de la aspereza de la discontinuidad, y da cuenta de la ondulación (gran escala) y de la rugosidad (pequeña escala). Está relacionada directamente con la resistencia al cizalle (corte) de la discontinuidad. La rugosidad aumenta la resistencia al cizalle de una discontinuidad (Gonzales, 2014).
- Relleno: Describe las características del material presente en los planos de discontinuidad, que separa la roca. Es fundamental para comprender la cohesión del macizo rocoso y la resistencia al cizalle. Las propiedades más importantes del relleno son su mineralización, espesor o anchura, resistencia al corte y permeabilidad (Gonzales, 2014).
- Abertura: Corresponde a la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno (Gonzales, 2014).

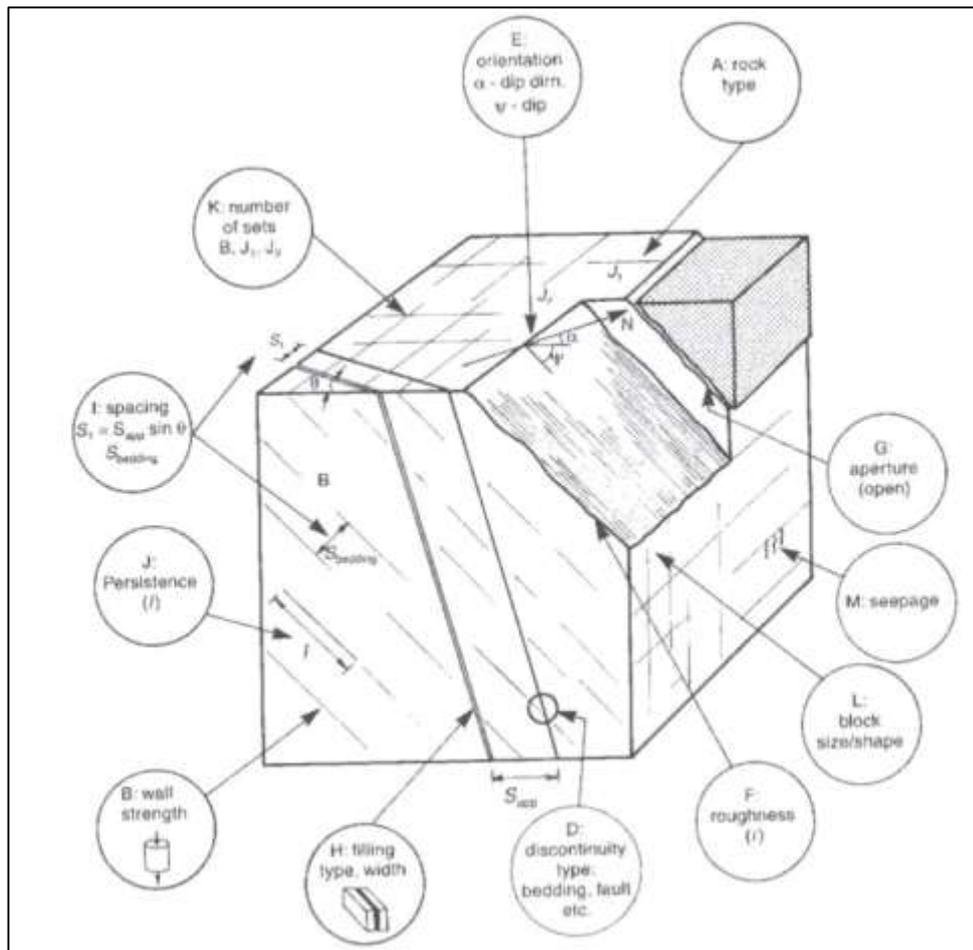


Figura 3: Características de las discontinuidades. Solari Mario, 2008.

2.2.2.3. Caracterización de la estructura del yacimiento.

La designación de la calidad de la roca (RQD) y el registro de perforación, también suministran una información sobre el grado de fracturamiento, y, por lo tanto, del tamaño del bloque. La distribución del tamaño de bloques puede determinarse por simulación o por medición directa. Ambos métodos de estimación requieren un conocimiento de la frecuencia de fractura; es decir, un conteo del número de fracturas por metro sin tener en cuenta la orientación o la forma en la que están separadas. También puede utilizarse el RQD (Correa, 1983).

Con la relación entre el RQD y la frecuencia de fracturas. A fin de predecir estos tamaños, primero es necesario definir áreas de similar frecuencia de fracturas sobre un mapa base: un primer método de interés es graficar un perfil de la frecuencia de fracturas. Las áreas en donde no puedan obtenerse

datos a partir de núcleos de perforación, pueden ser complementadas al mapear las galerías subterráneas y las caras de los pits (Priest – Hudson, 1975).

En la figura 4 se puede observar la escala y procedimiento para medir el RQD.

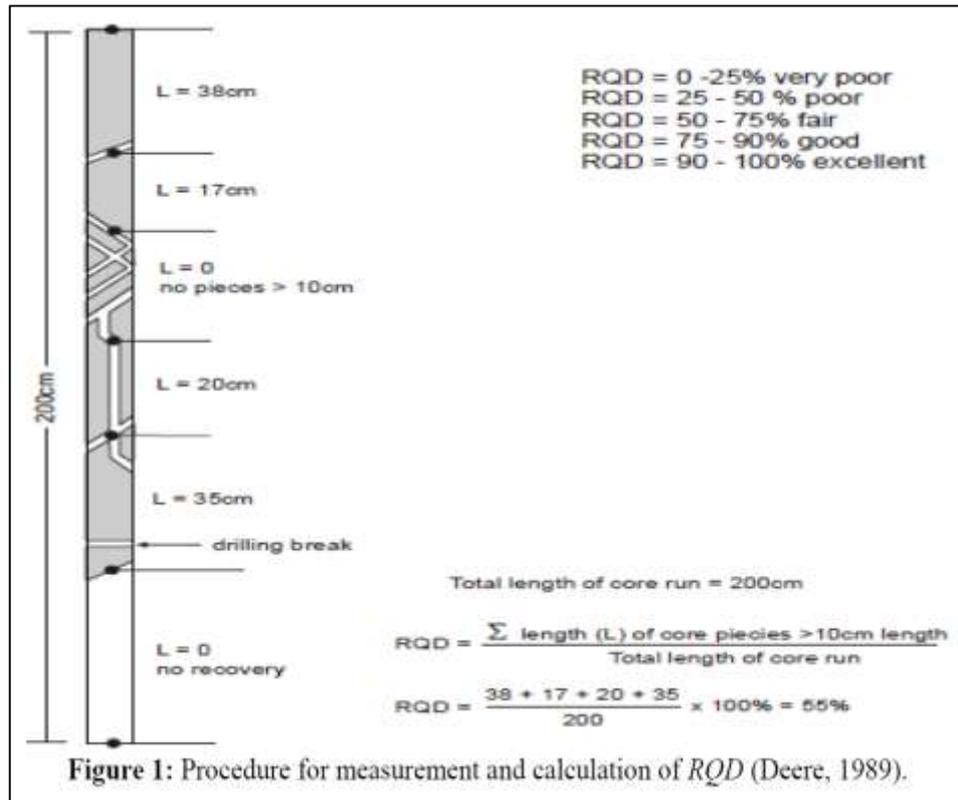


Figura 4: Procedimiento para medir y calcular el RQD (Deere, 1989)

En la Figura 5 se muestra el RQD y la calidad de la roca correspondiente.

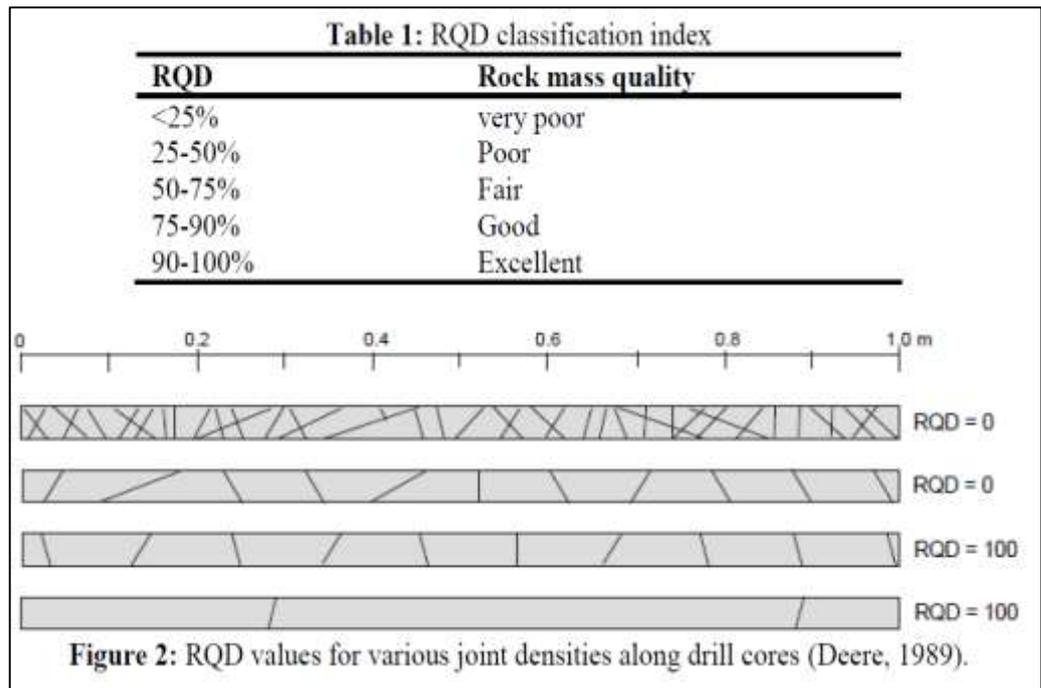


Figura 5: Clasificación del RQD (Deere 1989)

2.2.2.4. Dureza del mineral para la selección de planta de chancado.

La dureza del mineral es determinada a partir del Índice de Carga Puntual (PLI) que es obtenido mediante Pruebas de Carga Puntual (PLT). El PLT es una prueba estándar en geotecnia, la cual es fácil y económica, y que además puede ser relacionada con los valores de UCS (Resistencia a la Compresión Uniaxial) y los resultados del Drop Weight Test. La prueba de carga puntual proporciona un índice para la clasificación de la dureza de las rocas, el cual es usado extensamente en la industria minera, especialmente por los geotécnicos. Esta prueba es tradicionalmente usada como un método rápido y simple para calcular el UCS (Unconfined compressive strength o resistencia a la compresión Uniaxial). La prueba de carga puntual mide el índice de carga Puntual (I_s) y el índice de fuerza aniso trópica (I_a) de las muestras y puede ser usada en testigos de perforación o en partículas de forma irregular (Franklin, 1985).

Como todos los procesos de conminución, la trituración requiere de un elevado consumo energético, lo cual tiene gran impacto económico en el desarrollo de cualquier proyecto. La energía necesaria para la trituración se calcula experimentalmente, midiendo la fuerza necesaria (kilopondios-

m/cm) para romper probetas de la roca mediante una máquina de impacto. A partir de esta fuerza se calcula el Índice de Trabajo (Work Index W_i), que entrega los kilovatios/t necesarios para realizar la trituración o chancado, desde un tamaño medio de alimentación (granulometría del material de inicio) al tamaño medio del producto (granulometría del producto) (Franklin, 1985).

El rendimiento de chancadoras de impacto en relación a la configuración de la planta y condiciones operacionales, indica que el trabajo experimental y modelos matemáticos asociados estudian la falla de la roca bajo condiciones de esfuerzos o bajo fuerzas de impacto. Hay una proporcionalidad directa entre el W_i y el esfuerzo a la compresión, el módulo de la elasticidad y la dureza de los materiales (Gamal, 2011).

Una buena correlación es encontrada entre el W_i y el esfuerzo a la compresión y el módulo de elasticidad de acuerdo a las siguientes ecuaciones:

$$W_i = 5.7 \ln(X_3) - 9.5 \quad (\text{Coeficiente de correlación } 81\%)$$

$$W_i = 6.3 \ln(X_4) - 10.6 \quad (\text{Coeficiente de correlación } 90\%)$$

Tabla 1: Propiedades mecánicas de diferentes materiales y sus respectivos W_i . Gamal 2011.

Material properties Material Type	Compressive strength (MPa)	Abrasion, (gm cm ⁻²)	Hardness, rockwell value	Modulus of elasticity, (GPa)	Bond's Work Index, (kwh ton ⁻¹)
Bauxite	36.1	1.48	6.59	25.6	10.8
Kaolinite	58.3	0.795	13.71	32.2	11.6
Granodiorite	71.6	0.347	18.25	41.8	12.7
Magnetite	98.4	0.064	29.59	61.3	14.75
Feldspar	112.6	0.182	37.75	86.9	17.06
Granite	217.1	0.016	47.63	91.7	20.4
Quartz	181.5	0.023	56.15	77.8	16.6

Fuente: Gamal 2011.

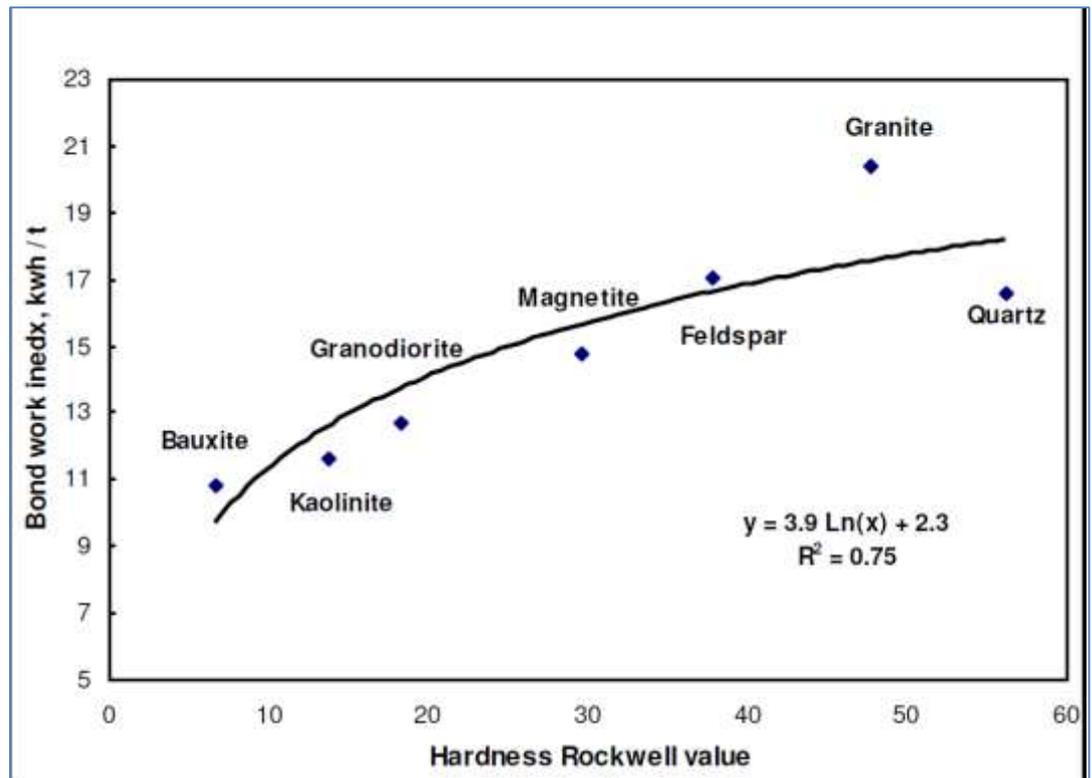


Figura 6: Correlación entre la dureza y el Bond work index (Wi). Gamal 2011.

2.2.2.5. Índice de Bond o Bond Work Index.

El índice de Bond ha sido definido como el parámetro de la reducción de tamaño o dimensional, que expresa la resistencia del material a la trituración y a la molienda. Este índice se ha empleado en la industria desde finales de la década del 20 del pasado siglo XX (Lamurú, 2012).

El índice de Bond se define a partir de la formulación de la tercera ley de la fragmentación propuesta por el propio Bond Ec. 2.1, la cual plantea:

$$W = 10 \cdot w_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) \quad \text{Ec. 2.1}$$

En la que:

W: consumo energético específico, kWh/t

d y D: tamaños que dan un pasante del 80 % en producto y alimentación respectivamente, μm

Wi: índice de trabajo o índice de Bond, kWh/t.

De la fórmula se puede deducir una definición, de valor más teórico que práctico, del índice de Bond, que sería el consumo energético específico en kWh/t necesario para reducir el material desde un tamaño suficientemente grande (teóricamente infinito) hasta un tamaño de 100 μm , y según el propio Bond sería un parámetro de conminución que expresa la resistencia del material ante las operaciones de trituración y molienda (Lamurú, 2012).

Si el material se comportase de manera homogénea ante la reducción de tamaño (caso muy poco habitual, por otra parte), el valor de su índice de trabajo se mantendría constante en las sucesivas etapas de conminución. Pero la realidad es que los materiales frecuentemente son heterogéneos en su estructura, pudiendo hablarse normalmente de un tamaño de grano natural, de forma que el comportamiento de ese material a tamaños de molienda superiores a dicho tamaño nos daría valores del índice de trabajo inferiores que en el caso de realizar la molienda a un tamaño inferior a dicho tamaño de grano natural; esto se explica de una forma sencilla, ya que en el primer caso, los esfuerzos sobre las partículas generados por la acción de la molienda se dirigirán en principio, preferentemente, hacia las superficies intergranulares, que normalmente presentarán una resistencia inferior a la presentada por la red del grano monocristalino, y por tanto, el consumo energético de la operación será menor (Bond, 1961).

2.2.2.6. Ensayo de compresión para hallar el índice de carga puntual I_s .

El ensayo de carga puntual se utiliza para determinar la resistencia a la compresión simple de fragmentos irregulares de roca, testigos cilíndricos de sondajes o bloques, a partir del índice de resistencia a la carga puntual (I_s), de tal forma que el stress aplicado se convierte a valores aproximados de UCS, según el diámetro de la muestra. El procedimiento consiste en romper una muestra entre dos puntas cónicas metálicas accionadas por una prensa. Las ventajas de este ensayo son que se pueden usar muestras de roca irregulares sin preparación previa alguna y que la máquina es portátil

(González, 2002).

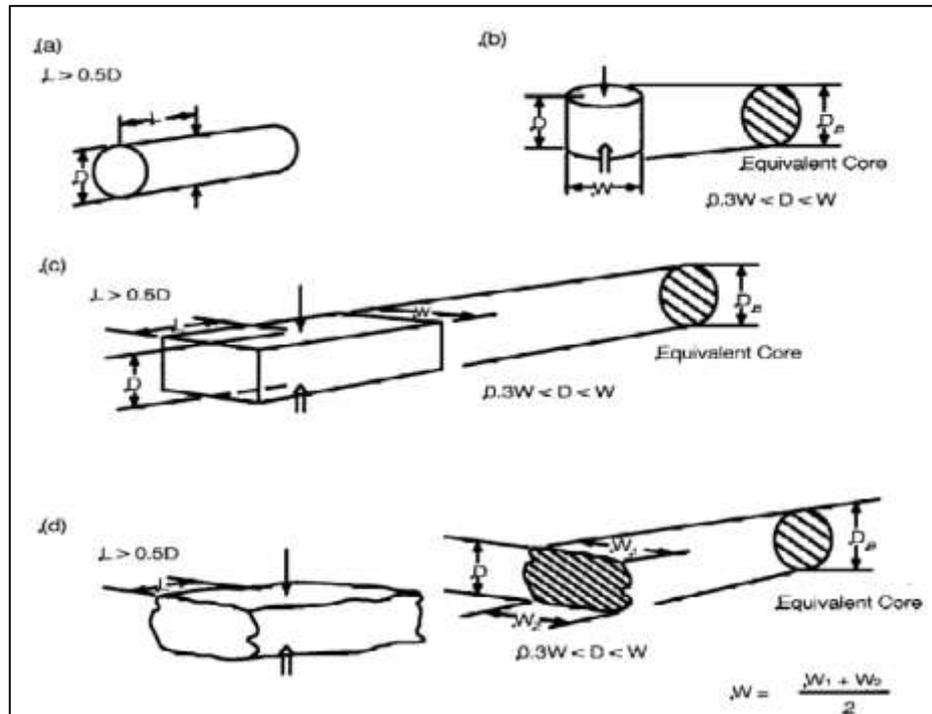


Figura 7: Configuración de carga y requerimientos en la forma de los testigos.

(a) muestra diametral, (b) muestra axial, (c) bloque y (d) muestra irregular. L = largo, W = ancho, D = diámetro, y D_e = diámetro del núcleo equivalente. González Vallejo 2002.

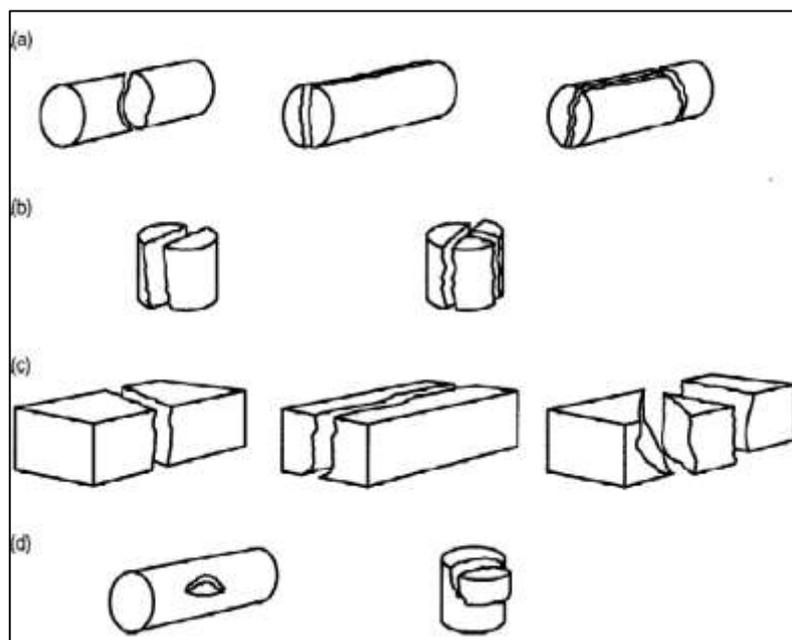


Figura 8: Modos típicos de falla para muestras válidas e inválidas

(a) muestras diametrales válidas; (b) muestras axiales válidas; (c) bloques válidos; (d) muestras inválidas. González Vallejo 2002.

Cálculos:

El índice de carga puntual sin corrección se calcula de la siguiente manera:

$$I_s = \frac{P}{D_e^2} \text{ MPa}$$

P = carga de falla, N, (Debido a que la presión se realiza a través de puntas cónicas, es necesario realizar una corrección, la cual es: P = valor medido en la máquina * 14.426 cm²)

D_e = diámetro del núcleo equivalente = D para muestras diametrales (Ver Figura 2.6 y 2.7), m, y es dada por:

D_e² = D² para muestra diametrales, mm², o

D_e²=4A/π para muestras irregulares, axiales o bloques, mm²;

Dónde:

A= WD= área de la sección transversal mínima (Ver Figura 2.6 y 2.7 anteriores)

Corrección

Is varía en función de D en muestras diametrales, y en función de D_e en muestras axiales, irregulares y bloques.

El índice de resistencia a la carga puntual corregido [Is (50)] es definido como el valor de Is medido en muestras diametrales con D=50mm.

Cuando se tienen muestras de variados diámetros distintos a 50mm, se debe plotear P vs D_e² en un gráfico log-log, y con una regresión lineal se puede determinar el valor de Is(50).

El valor promedio de Is(50) se calcula eliminando los 2 valores más altos y los 2 valores más bajos de 10 o más ensayos válidos. Si pocos especímenes son testeados, solamente el valor más alto y más bajo se descarta y se promedian el resto.

El valor de la resistencia a la compresión uniaxial a partir del $I_s(50)$ es el siguiente:

$$UCS = 23 * I_s(50)$$

2.2.3. Selección convencional de planta de chancado.

2.2.3.1. Teoría de la conminución y fundamentos de la reducción de tamaño (Ruiz, M).

La reducción de tamaño o conminución es normalmente la primera etapa en el procesamiento de una mena. Los objetivos de la conminución pueden ser (Ruiz, 2004):

- Producir partículas de tamaño y forma apropiados para su utilización directa.
- Liberar los materiales valiosos de la ganga de modo que ellos puedan ser concentrados.
- Aumentar el área superficial disponible para la reacción química.

Dependiendo del rango de tamaño que de partículas la conminución se acostumbra a dividir en:

Trituración o Chancado: para partículas gruesas, mayores a 2"

Molienda convencional: para partículas menores de 1/2" o 3/8".

Molienda autógena (AG) o semiautógena (SAG) para partículas menores o menores a 8" o 6". Cubre el rango de trituración fina y molienda gruesa (Ruiz, 2004).

Fractura de la partícula.

En cualquier operación industrial, la ruptura de una partícula ocurre simultáneamente con la ruptura de muchas otras. Los productos de la ruptura de una partícula están íntimamente mezclados con los productos de la ruptura de todas las demás y no es posible distinguirlos. Por lo tanto, una operación industrial de reducción de tamaño solo puede ser analizada en términos de una distribución de partículas de alimentación que son reducidas a una distribución de tamaño de partículas de producto. Sin embargo, cada partícula se romperá como resultado de los esfuerzos

aplicados a ella individualmente y de ahí que resulte importante investigar cómo se fractura una partícula individual (Ruiz, 2004).

Las partículas de mena pueden considerarse materiales frágiles (excepto para partículas muy pequeñas), es decir la deformación es proporcional al esfuerzo aplicado hasta el punto en el cual ocurre la fractura. La fractura de materiales frágiles fue analizada por Griffith y su trabajo ha formado la base de la mayoría de los trabajos subsecuentes (Baeza, 2010).

Al romperse un material ideal se desintegrará igualmente en todos los planos perpendiculares al esfuerzo. Los experimentos han demostrado que las partículas de mena se rompen a esfuerzos más bajos que los esfuerzos teóricos, este comportamiento se atribuye a la presencia de fallas o grietas en las partículas, en escala macroscópica y microscópica. La concentración de esfuerzos en las puntas de las fallas produce su propagación y conduce a la fractura de la partícula a una fracción del valor del esfuerzo necesario para producir la fractura de un material ideal (Baeza, 2010).

El mecanismo de fractura es el siguiente: Cuando una grieta es sometida a un esfuerzo de tracción, el esfuerzo se concentra en la punta de la grieta. Cuando la energía de deformación en la punta de la grieta es suficientemente alta, los enlaces químicos en la punta se romperán y la grieta se propagará produciendo la fractura del material (Baeza, 2010).

Ante la aplicación de fuerzas de compresión o de tracción, el material debería distribuir de manera uniforme estas fuerzas y fallar una vez se haya aplicado una fuerza igual o superior a la resistencia de los enlaces que unen a los átomos que constituyen al mineral, sin embargo, este generalmente se fractura a fuerzas mucho menores debido a (González, 2014):

- Los defectos que éste posee.
- Durante el proceso de formación, minado y manejo previo en el mineral se pueden formar grietas.
- El mineral está constituido por especies diseminadas de diferente comportamiento mecánico.

Todas estas heterogeneidades en el mineral, actúan como concentradores de esfuerzo, que conllevan a que éste se comporte como un material completamente frágil, cuya resistencia mecánica es función de las características de las heterogeneidades (García, 2013).

Antes de la fractura, los minerales acumulan parte de la energía aplicada, la cual se transforma en energía libre superficial a medida que las partículas se van fracturando (Konya, 1988).

Esta energía libre superficial no es más que el resultado de los enlaces insatisfechos para cada uno de los átomos de la nueva superficie formada por la fractura del mineral (Konya, 1988).

A mayor energía libre superficial más activa será la superficie de la partícula para reaccionar con agentes externos, lo que facilitará en algunos casos el proceso de separación de las diferentes especies que constituyen al mineral. La energía requerida para fracturar una partícula disminuye ante la presencia de agua u otro líquido, ya que este puede ser absorbido por las partículas hasta llenar las grietas u otros macrodefectos. La fuerza aplicada sobre el líquido aumenta considerablemente su presión y esta se concentra en los defectos y puntas de grieta (Baeza, 2010).

Dependiendo de la forma de aplicación de la carga y de la mecánica de la fractura de las partículas, se obtendrá un mecanismo de falla característico y una distribución granulométrica propia.

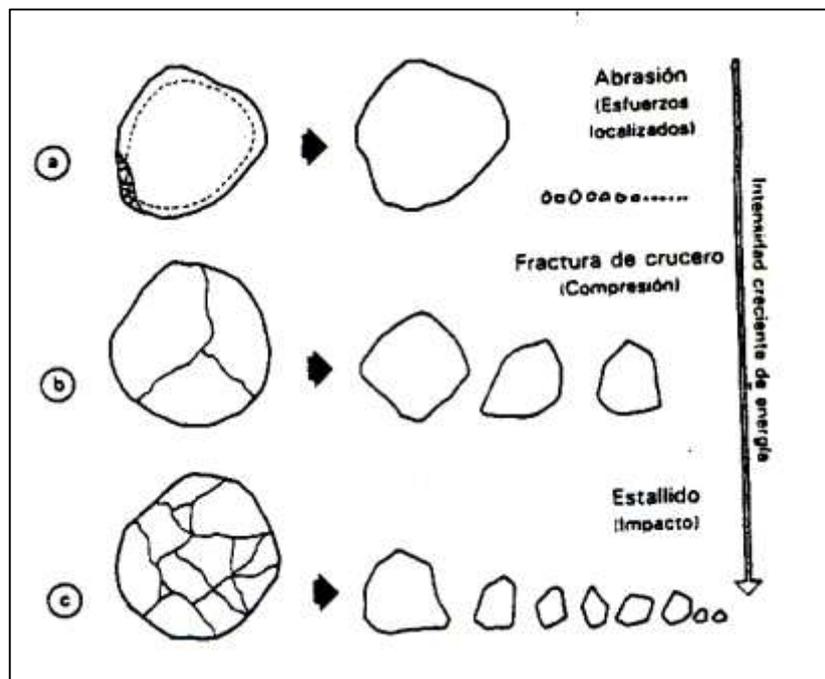


Figura 9: Distribución granulométrica en función del tipo de falla. (Ruiz M.).

Este mecanismo se puede observar en la siguiente figura.

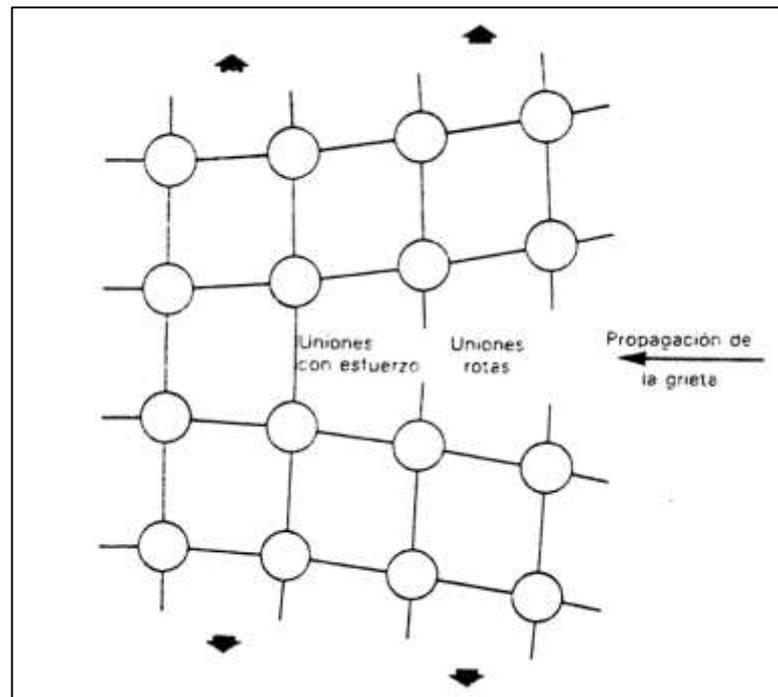


Figura 10: Mecanismo de fractura y propagación de la fractura. (Ruiz, 2004)

Para una partícula a la que se le aplica una carga de compresión, tanto el esfuerzo que se produce sobre la partícula, como su deformación, son función de la carga aplicada e inversamente proporcional al diámetro de la partícula al cuadrado.

La relación entre la energía necesaria de fractura y tamaño de partícula ha sido ampliamente estudiada por Rittinger, Kick y Bond, quienes propusieron diferentes valores de n , además plantearon postulados que con el tiempo algunos se convirtieron en leyes.

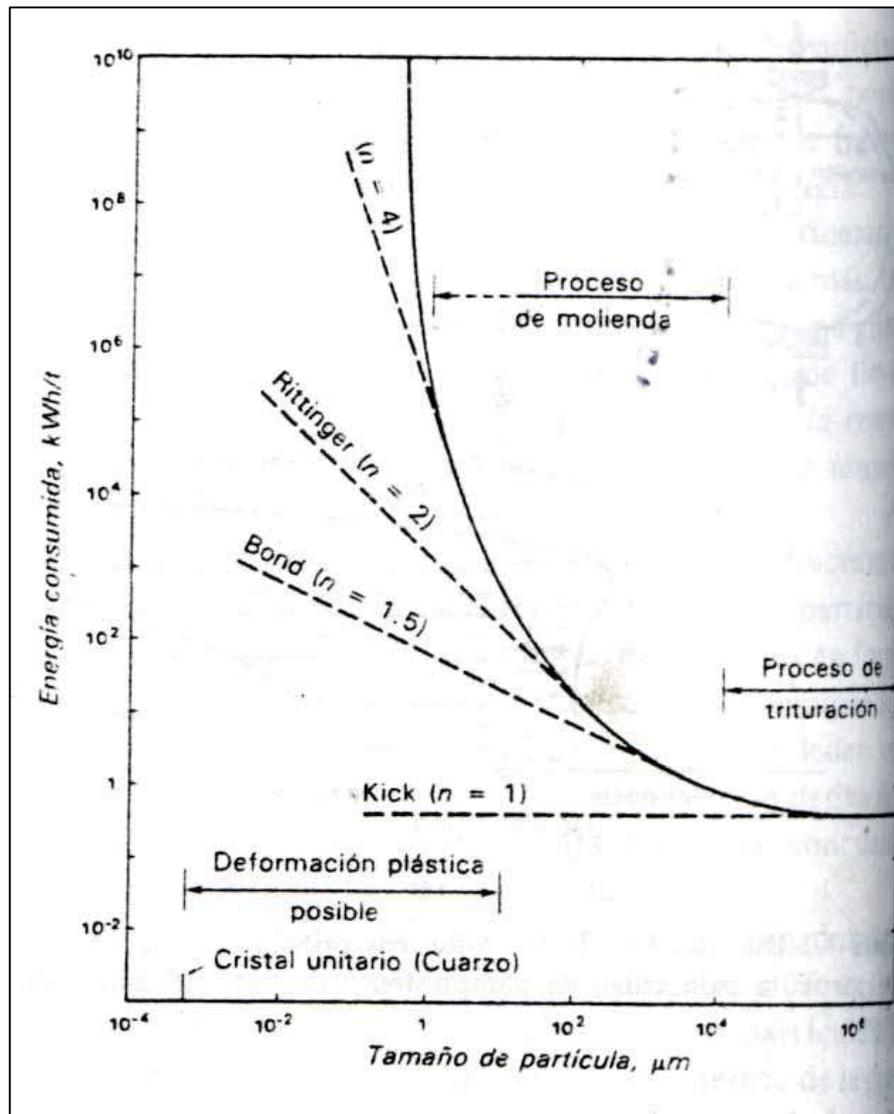


Figura 11: Energía consumida en función del tamaño de partícula. (Ruiz, 2004)

Trituración.

La primera etapa mecánica en el proceso de conminución, cuyo principal objetivo es la liberación de las especies valiosas (Ruiz, 2004).

Generalmente se utiliza para reducir rocas cuyo tamaño puede ser de 1.5 m, hasta obtener partículas hasta de 0.5 cm, lo que se puede realizar en múltiples etapas a las que se les denomina (Ruiz, 2004):

- Trituración primaria
- Trituración secundaria

- Trituración terciaria

En la trituración la fractura de las partículas se da principalmente por la aplicación de fuerzas de compresión. Durante la trituración, las fuerzas de compresión que actúan sobre las partículas pueden llegar a producir aglomerados que reducen la capacidad del equipo, por lo tanto este proceso generalmente se realiza en seco y evitando la presencia de cualquier aglomerante (Ruiz, 2004).

Tipos de chancadoras de quijadas.

Extraído de la presentación "Conminución Facultad de Ingeniería Universidad de Antioquia Colombia", 2015.

Doble conexión articulada: Utilizada para la trituración primaria y secundaria de rocas duras, tenaces y abrasivas, así como para materiales pegajosos, con planos de fractura definidos, el alimento debe ser relativamente grueso y con baja cantidad de finos. Se aplican potencias de 2 a 225 Kw, para obtener razones de reducción entre 4 y 9. Ver la siguiente figura (Ruiz, 2004).

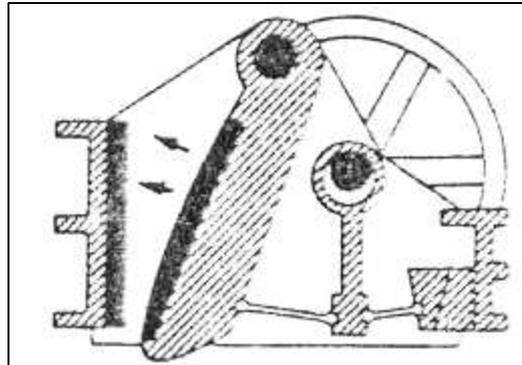


Figura 12: Chancadora de quijadas con doble conexión articulada.

Pivote elevado: Características similares a la de doble conexión articulada, sin embargo su selección reduce el rozamiento contra las caras de la quebradora y el atascamiento, por lo que la velocidad de trituración es mayor y la eficiencia de la energía aplicada para la desintegración es mayor. La razón de reducción que se puede lograr está entre 4 y 9, la potencia aplicada para la fractura es del orden de 11 a 150 Kw (Baeza, 2010).

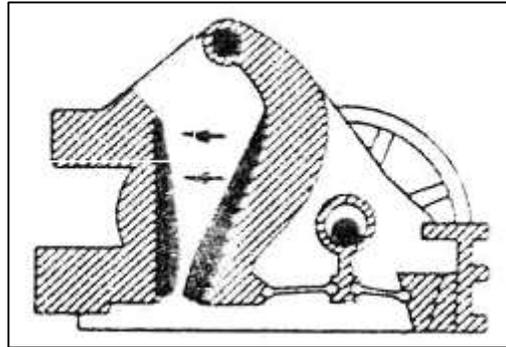


Figura 13: Chancadora de Quijada de Pivote Elevado.

Excéntrico elevado: Su selección disminuye el atascamiento tanto a la entrada como a la salida de material, por lo tanto la velocidad a la cual se lleva a cabo el proceso de desintegración es mayor. El desgaste de las caras de trituración es alto, así como los daños por fatiga del material. Tiene bajo aprovechamiento de la energía aplicada y no es muy útil para la desintegración de rocas duras y abrasivas. La potencia aplicada oscila entre 2 y 400 Kw, para obtener razón de reducción entre 4 y 9 (Baeza, 2010).

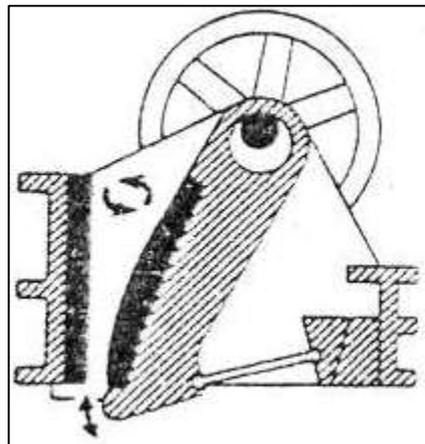


Figura 14: Chancadora de Quijada de Excéntrico Elevado.

2.2.3.2. Criterios convencionales para el selección de una planta de chancado.

El principal propósito de una planta de chancado es efectuar las reducciones de tamaño necesarias, hasta obtener un producto de una granulometría adecuada que satisfaga las necesidades del siguiente proceso; para el caso de la caliza chancada, esta tiene que cumplir con las condiciones que requiere el horno de calcinación (Álvarez, 2009).

Para cada etapa de chancado existen equipos apropiados, cuyas características principales de abertura de alimentación, capacidad a distintos cierres, tamaños de productos, potencia, etc., suelen ser tabuladas por los fabricantes de trituradoras en función de una densidad y dureza media (Álvarez, 2009).

En general, se recomienda no moverse en los extremos límites de trituración (máxima razón de reducción) sino considerar los valores medios propuestos por las tablas de los fabricantes de equipos (Álvarez, 2009).

La selección del tipo y tamaño del equipo chancador para cada etapa se determina según los siguientes factores:

- Volumen de material o tonelaje a chancar.
- Tamaño de alimentación.
- Tamaño del producto de salida.

Dureza de la roca matriz, ya que la proporción de mineral suele ser pequeña. Éste índice es de suma importancia y se expresa normalmente por la escala de Mohs, la cual tiene implicancia al momento de seleccionar el tipo de equipo a utilizar (González, 2014).

Tenacidad, según el índice de tenacidad de la roca a triturar, el que se compara con el de la caliza, a la que se le asigna el índice 1.

Abrasividad. Debida fundamentalmente al contenido de sílice, principal causante del desgaste de los equipos (González, 2014).

Según el índice de abrasividad medido experimentalmente a través del porcentaje de sílice presente en la roca, éstas se clasifican en:

Tabla 2: Clasificación de la abrasividad de las rocas en función del contenido de sílice.

Clasificación	Porcentaje de Sílice (%)
Poco abrasiva	< 0,05
Abrasiva	0,05 - 0,50
Muy abrasiva	0,5 – 1

Extremadamente abrasiva	> 1
-------------------------	-----

Fuente

https://www.codelcoeduca.cl/procesos_productivos/tecnicos_lixivacion_procesochancado.a.sp

Humedad del material en el yacimiento y en la planta, según las condiciones climatológicas del lugar.

Contenido de finos y lamas. Los materiales lamosos o pegajosos pueden disminuir la permeabilidad, originando dificultades en la percolación posterior (Ruiz, 2004).

2.2.3.3. Criterios convencionales para la selección de una chancadora de quijadas.

La chancadora de quijadas se especifica por el área de entrada; es decir, la distancia entre las mandíbulas en la alimentación (feed) que se denomina boca y el ancho de las placas (Largo de la abertura de admisión). Por ejemplo, una chancadora de de 30" por 48" tendrá una boca de 30" y un ancho de planca de 48". En este punto las características del yacimiento como el valor del RQD y la selección de la voladura son fundamentales, ya que de ambos depende el tamaño máximo del material que será alimentado a la chancadora (Salas, 2011).

Selección de las chaquetas de la chancadora de quijadas, la selección puede ser con placas lisas o corrugadas, para materiales como la caliza se prefiere corrugadas debido que evita atoros de la chancadora (Salas, 2011).

El principal criterio para determinar la velocidad óptima de la chancadora, se basa en las características del mineral como la dureza del material, ya que de la dureza depende el tiempo que debe permanecer la partícula dentro de la cámara de chancado para que sea mordida las veces suficientes hasta que sea fracturada. Debido a lo anterior se requiere analizar con detalle las características físicas del material a chancar (W_i , P_i) (Solari, 2008).

Tal como se indicó anteriormente, el criterio de selección convencional se basa fundamentalmente en las tablas entregadas por los fabricantes, mas no en las características de las dsicontinuidades y características físicas de la caliza (Salas, 2011).

2.2.4. Indicadores económicos para la evaluación de proyectos.

La siguiente información fue extraída de "Indicadores de Evaluación de Proyectos" Bargsted 2015.

2.2.4.1. Flujos de caja.

El flujo de caja es el pago neto o líquido (caja) que recibe el inversionista que está evaluando el proyecto en un determinado período.

En términos muy simples, el flujo de caja se puede conceptualizar como el ingreso neto del inversionista, es decir el pago percibido por las ventas menos los costos de producir el bien o servicio (suponiendo que no hay impuestos). La estructura de cálculo para los flujos de caja, puede llegar a ser bastante compleja y no es el objetivo de esta Tesis (Pérez, 2010).

2.2.4.2. Costo de Oportunidad del Capital.

El costo de oportunidad del capital es la rentabilidad que entrega el mejor uso alternativo del capital.

Supongamos que existen sólo dos inversiones posibles (con $I=\$100$). La primera me entrega \$150 seguro, la segunda \$150 en valor esperado, pero tiene un rango de resultados posibles que va de \$50 a \$250. ¿Cuál es mejor? Los inversionistas son adversos al riesgo, por lo que exigen un "premio" o compensación por asumir un mayor riesgo. Luego, el costo de oportunidad relevante para una inversión, es la rentabilidad que ofrece el capital invertido en el mejor uso alternativo, para el mismo nivel de riesgo (Salas, 2011).

Ejemplo: un depósito a plazo en el banco en UF tendrá un nivel de riesgo mucho menor que una inversión por el mismo monto en un proyecto de minería. Por lo tanto, las rentabilidades exigidas por un inversionista en estas dos alternativas son distintas. En definitiva, el mercado indica cuál es la rentabilidad exigible para cada nivel de riesgo. Existe un precio del riesgo determinado por el mercado (Salas, 2011).

2.2.4.3. Indicadores de evaluación de proyectos.

Los indicadores de evaluación de inversiones son índices que nos ayudan a determinar si un proyecto es o no conveniente para un inversionista, permiten jerarquizar (ordenar) los proyectos de una cartera de inversión, permiten optimizar distintas decisiones relevantes del proyecto (ubicación, tecnología, momento óptimo para invertir o abandonar, etc.)

Las variables necesarias son: los flujos de caja del proyecto (F_t), la tasa de descuento o costo de oportunidad del capital (r), y el horizonte de evaluación (n). A continuación, los indicadores financieros más importantes:

- Valor Presente Neto (VPN).
- Tasa interna de Retorno (TIR).
- Período de Recuperación de Capital (PRC).
- Rentabilidad Contable Media (RCM).
- Índice de rentabilidad (IR).
- Valor Económico Agregado (EVA).
- Beneficio Anual Uniforme Equivalente (BAUE).
- Costo Anual Uniforme Equivalente (CAUE).

Todos los indicadores del análisis financiero deben conducir a tomar idénticas decisiones económicas, la única diferencia que se presenta es la metodología por la cual se llega al valor final.

Valor Presente Neto (VPN), el VPN mide el aporte económico de un proyecto a los inversionistas. Esto significa que refleja el aumento o disminución de la riqueza de los inversionistas al participar en los proyectos. También es llamado Valor Actual Neto (VAN), Valor Neto Descontado (VND), Beneficio Neto Actual (BNA).

Si r es el costo de oportunidad del inversionista y recibe n flujos al final de cada periodo F_1, F_2, \dots, F_n , el Valor Presente Neto de esos flujos será:

$$VPN = \sum_{t=0}^N FC_t / (1+r)^t$$

El VPN es el excedente que queda para el (los) inversionistas después de haber recuperado la inversión y el costo de oportunidad de los recursos destinados.

El criterio de decisión para el VPN es:

VPN > 0, Conviene hacer el proyecto

VPN = 0, indiferente

VPN < 0, no conviene hacer el proyecto.

Mostraremos que las alternativas con mayor Valor Presente Neto (VPN) son aquellas que maximizan la riqueza. Algunas características fundamentales del VPN son las siguientes:

- Es de muy fácil aplicación.
- Reconoce que un peso de hoy vale más que un peso mañana.
- Depende únicamente del flujo de caja y el costo de oportunidad.
- Propiedad aditiva: $VPN(A+B) = VPN(A)+VPN(B)$
- No solo permite reconocer un proyecto bueno, sino que también permite comparar proyectos y hacer ranking de ellos.
- Considera factores de tiempo y riesgo.
- Cuando hay dos o más alternativas de proyectos mutuamente excluyentes y en las cuales sólo se conocen los gastos, también se puede utilizar el VPN.

Tasa Interna de Retorno (TIR), la TIR trata de medir la rentabilidad de un proyecto o activo. Representa la rentabilidad media intrínseca del proyecto. Se define la tasa interna de retorno como aquella que hace que el valor presente neto sea igual a cero.

$$VPN = \sum_{t=0}^N FC_t / (1+ TIR)^t = 0$$

La regla de decisión consiste en aceptar proyectos cuya TIR sea mayor que el costo de capital para activos del mismo nivel de riesgo: $TIR > 0$

No se debe confundir la TIR con el costo de oportunidad del capital. La TIR es una medida de rentabilidad que depende del perfil de flujos de caja particulares del proyecto, mientras que el costo de capital es la rentabilidad ofrecida en el mercado de capitales por activos del mismo nivel de riesgo.

Para aplicarlo a un ranking de proyectos, de TIR más alta a más baja, solamente si los proyectos tienen el mismo nivel de riesgo, otro punto que aclarar es que la TIR sólo tiene sentido cuando se está evaluando un proyecto puro sin financiamiento.

2.3. Definición de términos básicos.

Conminución: Se denomina conminución a la serie de operaciones unitarias y procesos mediante los cuales una cantidad de mineral se reduce de tamaño hasta lograr un tamaño específico. Esta reducción de tamaño se logra aplicando la energía necesaria para romper las partículas. Dependiendo de la forma de aplicación de la

carga y de la mecánica de la fractura de las partículas, se obtendrá un mecanismo de falla característico y una distribución granulométrica propia (Ruiz, 2004).

Wi: El índice de trabajo WI, es un parámetro que depende del material y del equipo de conminución, por lo que es conveniente que en su obtención se utilice un mecanismo de ruptura similar al de la máquina para la cual se efectúa la determinación (Ruiz, 2004).

Open Pit: Por "open pit" (término inglés, castellanizado) se denomina una explotación a cielo o tajo abierto de un yacimiento (Salas, 2011).

Open-pit mining, explotación a cielo abierto, labor de cantera, [Ch] explotación a rajo abierto, [Es] minería a cielo-abierto, [Mx] explotación a tajo abierto, método de explotación usado en minería a cielo abierto, en el cual se realiza un banqueo descendente, y se forma una pirámide circular hacia profundidad (Pérez, 2010).

Is: Ensayo a la resistencia de carga puntual determinar el índice de resistencia a carga puntual de la roca. Observaciones Este método se aplica a rocas con una resistencia a compresión uniaxial superior a 10 MPa (González, 2014).

Chancadora: o chancador, es una máquina que procesa un material de forma que produce dicho material con trozos de un tamaño menor al tamaño original. Chancadora es un dispositivo diseñado para disminuir el tamaño de los objetos mediante el uso de la fuerza, para romper y reducir el objeto en una serie de piezas de volumen más pequeñas o compactas (Konya, 1988).

Selección: El selección¹ se define como el proceso previo de configuración mental, "prefiguración", en la búsqueda de una solución en cualquier campo. Utilizado habitualmente en el contexto de la industria, ingeniería, arquitectura, comunicación y otras disciplinas creativas (García, 2013).

Dureza: La dureza es la oposición que ofrecen los materiales a alteraciones como la penetración, la abrasión, el rayado, la cortadura, las deformaciones permanentes, entre otras. En mineralogía se utiliza la escala de Mohs, creada por el alemán Friedrich Mohs en 1820, que mide la resistencia al rayado de los materiales (González, 2014).

Geología estructural: La geología estructural es la rama de la geología que se dedica a estudiar la corteza terrestre, sus estructuras y la relación de las rocas que las forman. Estudia la geometría de las rocas y la posición en que aparecen en superficie. Interpreta y entiende la arquitectura de la corteza terrestre y su relación espacial, determinando las deformaciones que presenta y la geometría subsuperficial de las estructuras rocosas (Ruiz, 2004).

CAPÍTULO 3. HIPÓTESIS

3.1. Formulación de la hipótesis

El estudio de la dureza de la caliza influye en la selección de una planta de chancado.

3.2. Variables.

3.1 Variable Independiente

Dureza de la caliza

3.2 Variable Dependiente

Selección de planta de chancado.

3.3. Operacionalización de variables

Tabla 3 Operacionalización de variables

VARIABLE	TIPO DE VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Dureza de la caliza	Independiente	Es la oposición que ofrecen los materiales a alteraciones como la penetración, la abrasión, el rayado, la cortadura, las deformaciones permanentes, entre otras. Por ejemplo: la madera puede rayarse con facilidad, esto significa que no tiene mucha dureza, mientras que el vidrio es mucho más difícil de rayar.	Escala Mohs de	Escala: 1. Talco 2. Yeso 3. Calcita 4. Fluorita 5. Apatito 6. Ortosa 7. Cuarzo 8. Topacio 9. Corindón 10. Diamante
			Escala Rosiwal de	Escala: 1 10 100 1000 (corindón) 10000 100000 1000000
			Escala Knoop de	Escala: 0 (Talco) - 7000(Diamante)
Selección de planta de chancado	Dependiente	Selección de la configuración del circuito de chancado y dimensionamiento de equipos	Capacidad de los equipos	t/h
			Evaluación económica	VAN TIR

CAPÍTULO 4. MATERIAL Y MÉTODOS

4.1. Tipo de selección de investigación.

4.1.1. Investigación experimental:

Experimental: Porque se tomará muestras de caliza desde la cantera y se realizará mediciones físicas como la resistencia a la compresión y dureza de la caliza. De acuerdo a los resultados, se comprobará y tendrá como referencia datos y análisis geológicos precedentes, para la elaboración del proyecto

4.2. Material.

4.2.1. Población.

Concesión ITALO de Minera P'huyu Yuraq II EIRL.

4.2.2. Unidad de estudio.

Dos hectáreas de la concesión ITALO.

4.2.3. Muestra.

Muestras de cantera para determinar las discontinuidades y dureza.

Coordenadas UTM N9202330 E767224

Cota 3426

4.3. Métodos.

4.3.1. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos:

Los métodos para obtener la información y la metodología usada para elaborar el presente trabajo son:

- Información secundaria: obtenida de diversas fuentes, entre las cuales destacamos tesis para la obtención de título de diferentes universidades, revistas especializadas, anuarios de empresas, entre otros, la cual ha sido aplicada a la presente tesis.
- Inclusión de informes preliminares elaborados por la Concesión ITALO.

- Las técnicas usadas en la investigación se basaron en la medición de las distintas durezas de la caliza y la determinación de las características físicas de la roca tal como W_i , I_s .

4.3.2. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Se utilizó diferentes programas de la minería para calcular los siguientes cálculos:

- Hojas de Cálculo Excel
- Bases de datos.
- Graficadores: Autocad etc.

4.3.3. Procedimiento experimental.

- Se realizaron visitas a campo para determinar las características físicas de la roca.
- Se tomó las muestras de caliza en campo.
- Se realizó mediciones de esfuerzo de carga puntual.
- Se realizó experiencias en laboratorio para determinar el W_i .

CAPÍTULO 5. DESARROLLO

5.1. Ubicación del Área de Estudio.

Datos Generales:

- Concesión: ITALO.
- Código: 01 – 01240 – 07.
- Sustancia: No metálica, Caliza.
- Extensión: 100 has.
- Titular: MINERA P'HUYU-YURAQ II EIRL.
- Gerente: Julia Edith Urrutia Cubas.
- Calificación: Pequeño Productor Minero, 1890 – 2015

5.1.1. Ubicación Política.

A continuación en la Tabla 4 encontramos la ubicación Política de la cantera que pertenece a La Empresa Minera P'huyu Yuraq II E.I.R.L.

Tabla 4: Ubicación política del proyecto

País	Perú
Región	Cajamarca
Departamento	Cajamarca
Provincia	Cajamarca
Distrito	Magdalena
Caserío	Las Ventanillas

5.1.2. Ubicación Geográfica.

Tabla 5: Coordenadas Geodésicas: COORDENADAS UTM; PSAD 56

COORDENADAS NORTE	COORDENADAS ESTE
9 203 000	768 000
9 202 000	768 000
9 202 000	767 000
9 203 000	767 000

5.1.3. Vías de Acceso al Área del Proyecto

Tabla 6 Accesibilidad vía terrestre.

VÍA PRINCIPAL	TRAMO	KILOMETRAJE	ESTADO DE CARRETERA
Santa Apolonia a Chetilla	Santa Apolonia - Desvío	16	Afirmado en buen estado
Desvío a Ventanillas – San Cristóbal	Desvío - Hornos	05	Afirmado en buen estado
TOTAL	Santa Apolonia - Hornos	21	-



Figura 15: Ruta de Acceso a desde Cajamarca hasta Planta de Producción Cumbemayo.
Fuente Geocatmin.

5.2. Geología de la Zona:

5.2.1. Geología Regional

De acuerdo al mapa geológico del cuadrángulo de Cajamarca (15f) la zona bajo actividad actual tiene sus orígenes en la era Mesozoica, serie cretáceo superior, formación Cajamarca (Ks-ca). Hay predominancia de rocas calizas.

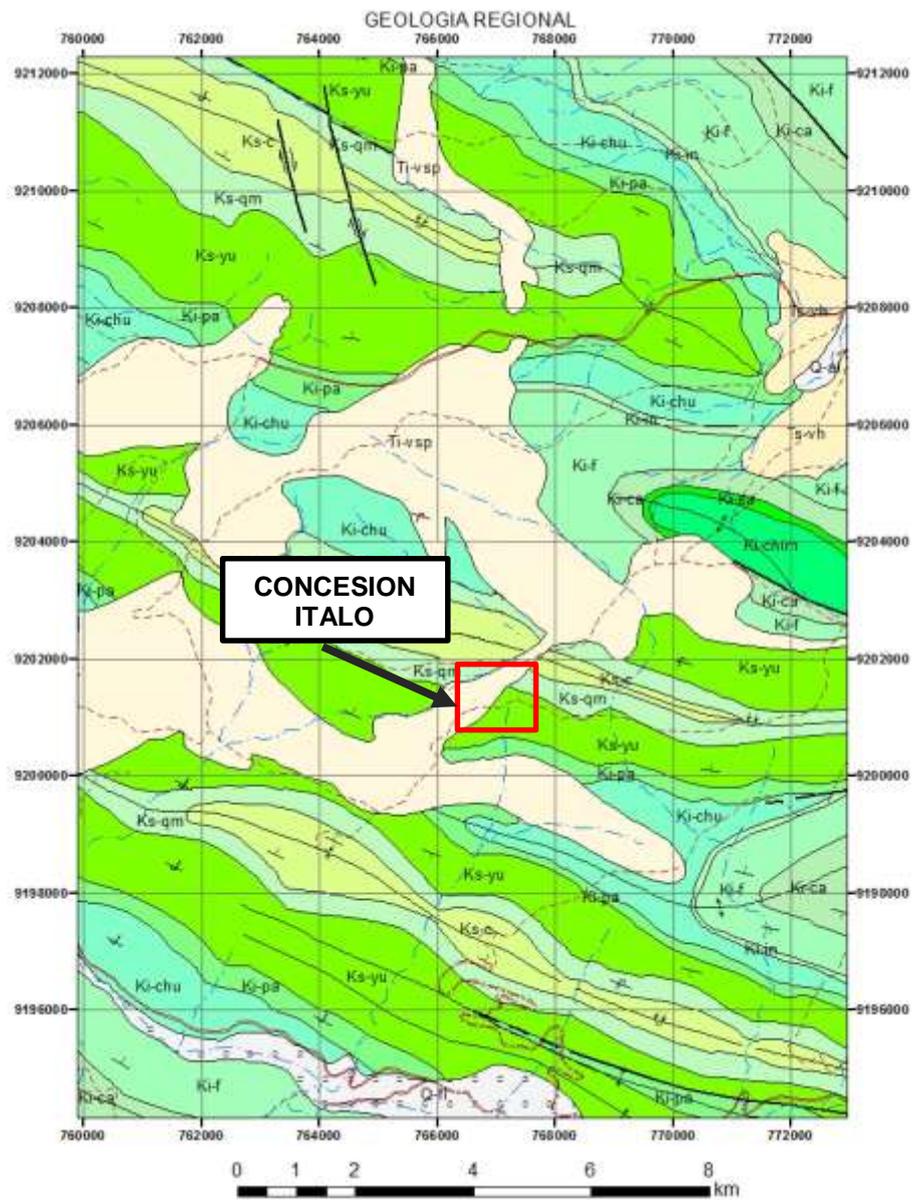


Figura 16: Plano Geológico de la Zona.

Localmente afloran calizas de la formación Cajamarca, nombre dado por Benavides

(1956), corresponde a una de las secuencias de calcáreas del cretáceo superior que más destaca por su homogeneidad litológica y ocurrencia en bancos gruesos y duros de calizas, y cuyos afloramientos exhiben una topografía kárstica con fuertes pendientes.

Consiste generalmente de calizas gris oscura o azuladas, con delgadas intercalaciones de lutitas, se encuentra abundantes fósiles.

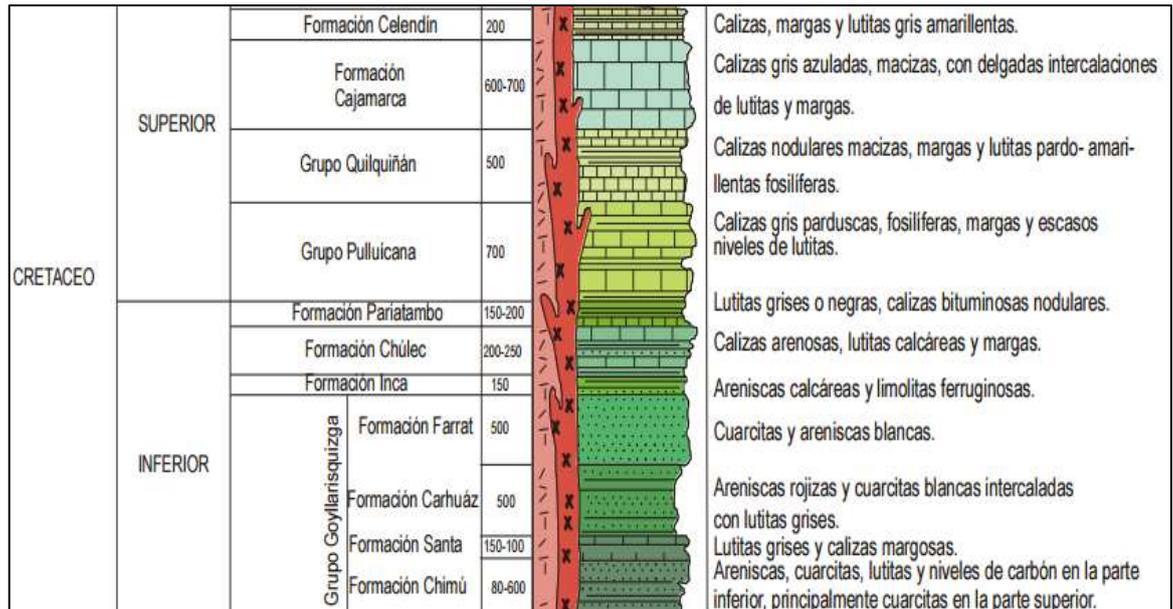


Figura 17: Columna estratigráfica de la concesión ITALO.

Fuente: Boletín INGEMMET

5.2.2. Geología Local:

Localmente afloran calizas de la formación Cajamarca, nombre dado por Benavides (1956), corresponde a una de las secuencias de calcáreas del cretáceo superior que más destaca por su homogeneidad litológica y ocurrencia en bancos gruesos y duros, y cuyos afloramientos exhiben una topografía kárstica con fuertes pendientes. Consiste generalmente de calizas gris oscura o azuladas, con delgados lechos de lutitas, se encuentra abundantes fósiles.



Figura 18: Afloramiento de Calizas Concesión Ítalo.

5.2.3. Topografía Kárstica.

Topografía kárstica se forma normalmente en las regiones de lluvias abundantes en el lecho de roca se compone de roca rica en carbonatos, como la roca caliza, yeso, dolomita, que se disuelve fácilmente.

Es el resultado de la meteorización de la roca carbonatada, cuando el agua de la lluvia, que al caer adquiere bióxido de carbono en el aire, convirtiéndose en ligeramente ácida, va disolviendo la roca a través del tiempo geológico.

5.2.4. Topografía.

Es la ciencia que estudia el conjunto de principios y procedimientos que tienen por objeto la representación gráfica de la superficie de la Tierra, con sus formas y detalles, tanto naturales como artificiales.

La concesión Italo, presenta una topografía Kárstica y accidentada con afloramientos de caliza y Se caracteriza por numerosas cuevas, sumideros, grietas y arroyos subterráneos.

5.3. Estudio Geomecánico del Macizo Rocos.

5.3.1. Modelo Geomecánico.

Las variables y parámetros del modelo geo mecánico se presentan a continuación en la figura siguiente:

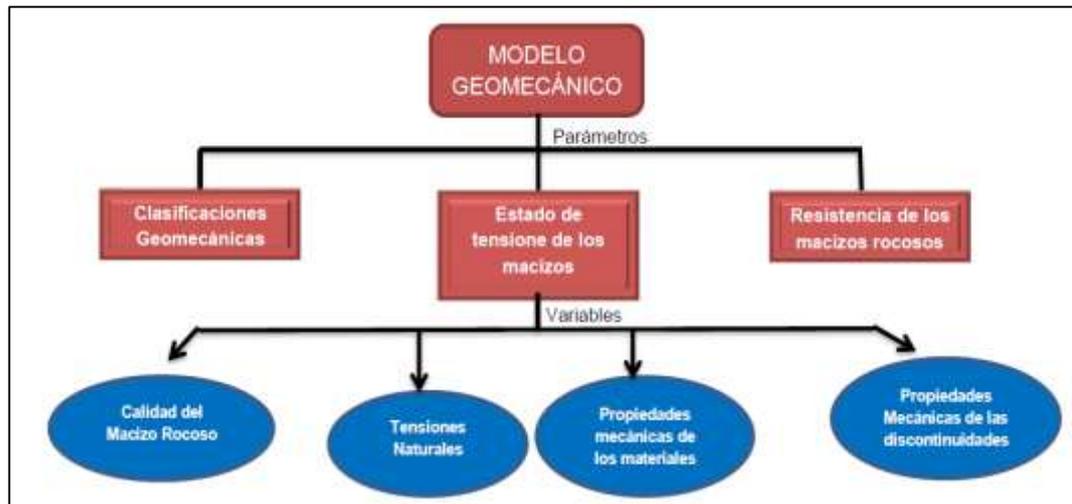


Figura 19: Variables y parámetros del modelo geo-mecánico.

La caracterización del comportamiento mecánico de la masa rocosa y sus componentes, se determina mediante los ensayos de laboratorio y ensayos in-situ, cuyo objetivo es la determinación de las propiedades físico-mecánicas de la roca.

En el presente trabajo se han realizado ambos ensayos para determinar la clasificación Geo mecánica y la resistencia de los macizos rocosos de la zona en estudio. La clasificación de las rocas para usos ingenieriles es una tarea compleja, ya que deben cuantificarse sus propiedades con el fin de emplearlas en el cálculo de selección. Estas clasificaciones están basadas en alguno o varios de los factores que determinan su comportamiento mecánico:

- Propiedades de la matriz rocosa.
- Frecuencia y tipo de las discontinuidades, que definen el grado de Fracturamiento, el tamaño y la forma de los bloques del macizo, etc.
- Grado de meteorización o alteración.
- Estado de tensiones in situ.
- Presencia de agua.

La sistemática para la descripción de los afloramientos de macizos rocosos se puede resumir en las siguientes etapas, ver tabla 7:

Tabla 7: Sistematización para describir el macizo rocoso

CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES A DEFINIR EN CAMPO PARA LA CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO			
ÁMBITO DE ESTUDIO	CARACTERÍSTICA O PROPIEDAD	MÉTODO	CLASIFICACIÓN
Matriz Rocosa	Identificación	Observación de visu y con lupa	Clasificación geológica y geotécnica
	Meteorización	Observación de visu	Índices estándar
	Resistencia	Índice y ensayos de campo	Clasificaciones empíricas de resistencia
	Orientación	Medida directa con brújula de geólogo	
	Espaciado	Medidas de campo	Índices y clasificaciones estándar
Continuidad			
Discontinuidades	Rugosidad	Observaciones y medidas de campo	Comparación con perfiles estándar
	Resistencia de las paredes	Martillo Schdmitt. Índice de campo	Clasificaciones empíricas de resistencia
	Abertura	Observaciones y medidas de campo	Índices estándar
	Relleno		
	Filtraciones		
Macizo rocoso	Número de familias de discontinuidades	Medidas de campo	Índices y clasificaciones estándar
	Tamaño de bloque		
	Intensidad de Fracturación		
	Grado de meteorización		

5.3.2. Clasificación de los macizos rocosos de la zona de estudio.

Se clasificó el macizo rocoso tras tomar la data en la zona perteneciente a la concesión Minera Ítalo ubicada en el Centro Poblado de San Cristóbal, Distrito de Magdalena, Provincia de Cajamarca. Utilizando la clasificación Geo mecánica de Bieniawski RMR (Rock Mass Rating).

Estación 1:

Tabla 8: Coordenadas estación 1.

Formación	Cajamarca		AZIMUT	293° N
Coordenadas UTM	N	9202330	DIP	52°
	E	767224	DIP	16°
Cota	3426 m.s.n.m.		DIRECCION	



Figura 20: Familias de discontinuidades en la cantera Italo.

5.3.3. Parámetros de clasificación geomecánica.

5.3.3.1. Resistencia a la Compresión Uniaxial

Para las calizas: Resistencia uniaxial de la roca intacta (Para la determinación de este parámetro usamos el martillo de geólogo con un promedio de 4 a 5 golpes):

Tabla 9: Valoración de la resistencia de la roca intacta para la estación 01.

Clase	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia Uniaxial (MPa)	Índice de Carga Puntual (MPa)	Estimación en Terreno de la Resistencia
R6	Extremadamente Resistente	> 250	> 10	Golpes de la picota, sólo causan descostramientos superficiales en la roca
R5	Muy Resistente	100 – 200	4 – 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de la picota para fracturarse.

R4	Resistente	50 – 100	2 – 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe de la picota para fracturarse.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	1 – 2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de la picota, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.
R2	Débil	5 – 25	< 1	Un golpe con la punta de la picota deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con una cortapluma pero con dificultad.
R1	Muy Débil	1 – 5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta de la picota. La roca puede ser descostrada con un cortapluma.
R0	Extremadamente Débil	0.25 – 1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.

PUNTAJE = 7

5.3.3.2. Rock Quality Designation (RQD):

Para la determinación de este parámetro tomamos como base los 13 metros lineales y procedemos a contar el número de fracturas que cortan dichos metros lineales.

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda(0.1\lambda+1)}$$

Donde:

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ discontinuidades}}{m}$$

Calculamos:

$$\lambda = \frac{67}{50} = 1.34$$

Entonces:

$$RQD = 100e^{-0.1 \cdot 1.34(0.1 \cdot 1.34 + 1)} \quad RQD = 85.90\%$$

Basados en los rangos de valores del RQD, el macizo rocoso puede ser caracterizado según la valoración siguiente:

Tabla 10: Valoración del RQD para la estación 01.

RQD (%)	Calidad de la roca
100 – 90	Muy Buena
90 – 75	Buena

75 – 50	Regular
50 – 25	Mala
0 – 25	Muy Mala

PUNTAJE = 17

5.3.3.3. Espaciado de las discontinuidades:

Tabla 11: Espaciado de las discontinuidades.

Ed1	0.6m – 2.0m
Ed2	0.2m – 0.6m
Ed3	0.60m – 2.0m
Ed4	0.60m – 2.0m
PROMEDIO	0.6m

El espaciado de las discontinuidades es cerrado y se encuentra entre valores de 200 mm a 60 mm por lo que le corresponde un índice de valoración:

Promedio: $(Ed1 + Ed2 + Ed3 + Ed4) / 4 = 0.60 \text{ m} = 60 \text{ cm}$.

Descripción	Espacio	
	Mm	Cm
Extremadamente cerrado	<20	<2 cm
Muy cerrado	20-60	2cm-6cm
Cerrado	60-200	6cm-20cm
Moderado	200-600	20cm-60cm
Espaciado	600-2000	60cm-2m
Muy espaciado	2000-6000	2m-6m
Extremadamente espaciado	>600	>6

PUNTAJE = 15

5.3.3.4. Condición de las discontinuidades:

Para describir la condición de las discontinuidades se tendrá en cuenta la siguiente guía:

A) Persistencia:

Tabla 12: Valoración de RQD para la estación 01.

Descripción de Persistencia	
Persistencia	Longitud (m)
Muy Baja Persistencia	< 1
Baja Persistencia	1 – 3
Persistencia Media	3 – 10
Alta Persistencia	10 – 20
Muy Alta Persistencia	> 20

PUNTAJE = 6

B) Abertura: se presentan desde 3 mm hasta 5 mm.

Tabla 13: Valoración de abertura.

Descripción de la Abertura	
Descripción	Abertura
Muy Cerrada	Ninguna
Cerrada	< 0.1 mm
Parcialmente Abierta	0.1 – 1.0 mm
Abierta	1 – 5 mm
Muy Abierta	> 5 mm

PUNTAJE = 1

C) Rugosidad: Las discontinuidades presentan una superficie rugosa.

Tabla 14: Validación de las rugosidades.

Tipos de Rugosidades	
Tipo	Descripción
I	Rugosa irregular, escalonada.
II	Lisa, escalonada.
III	Pulida, escalonada.
IV	Rugosa irregular, ondulada
V	Lisa Ondulada
VI	Pulida, ondulada
VII	Rugosa irregular, planar
VIII	Lisa, planar
IX	Pulida, planar.

PUNTAJE = 5

D) **Relleno:** El relleno de las juntas presenta; caliza triturada, arcilla dura o calcita secundaria cristalizada; y son menores a 5mm.

Tabla 15: Valoración de relleno.

DESCRIPCIÓN DEL RELLENO			
Grado	Descripción	Identificación en Campo	Restcia Com. Simple (Mpa)
S1	Arcilla muy Blanda	Penetrada fácilmente varias pulgadas por el puño	<0.025
S2	Arcilla Blanda	Penetrada fácilmente varias pulgadas por el dedo pulgar.	0.025 - 0.05
S3	Arcilla Media	Penetrada varias pulgadas por el dedo pulgar, usando esfuerzo moderado.	0.05 - 0.10
S4	Arcilla Semidura	Deja fácilmente hendidura por la acción del dedo pulgar, pero penetra solamente con gran esfuerzo.	0.10 - 0.25
S5	Arcilla Dura	Mellada fácilmente por la uña del pulgar.	0.25 - 0.50
S6	Arcilla muy Dura	Mellada con dificultad por la uña del pulgar.	0.50 - 1
R0	Roca extremadamente débil	Mellada por la uña del pulgar.	0.25 - 1
R1	Roca muy Débil	Se disgrega por golpes fuertes de la punta de la picota; puede ser desconchada por una navaja.	1 -- 5
R2	Roca Débil	Puede ser desconchada por una navaja, con dificultad.	5 -- 25
R3	Roca medianamente Resistente	No puede ser rayada o desconchada por navaja; la muestra puede ser fracturada por un golpe de la punta de la picota.	25 -- 50
R4	Roca Fuerte	La muestra requiere más de un golpe de la picota para fracturarla.	50 -- 100
R5	Roca muy Fuerte	La muestra requiere varios golpes de la picota para fracturarla.	100 - 250
R6	Roca Extremadamente Resistente	La muestra puede ser solamente astillada por la picota.	>250

E) **Meteorización:** Las rocas calizas presentes en esta cantera, presentan una meteorización leve.

Tabla 16: valoración de descripción de las discontinuidades para la Estación 01.

Guías para la Clasificación según las condiciones de las discontinuidades					
Longitud (persistencia)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Puntaje	6	4	2	1	0
Separación (Abertura)	Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0mm	1-5 mm	>5 mm
Puntaje	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
Puntaje	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Duro<5mm	Duro>5mm	Blando<5mm	Blando>5mm
Puntaje	6	4	2	2	0
Meteorización	Inalterada	Ligerament. Meteor.	Moderadamt Meteor.	Altamente Meteor.	Descompuesta
Puntaje	6	5	4	1	0

5.3.3.5. Condición de agua subterránea

DESCRIPCIÓN	RANGO
Completamente Seco	15
Semi Húmedo	10
Húmedo	7
Mojado	4
Flujo de Agua	0

PUNTAJE = 15

5.3.4. Cálculo de RMR

Cuadro de la clasificación RMR Bienawski 89

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (MPa)		
		Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0

2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%
	Puntuación		20	17	13	6	5
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m
	Puntuación		20	15	10	8	5
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m
		Puntuación	6	4	2	1	0
		Abertura	Nada	<0.1 mm	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm
		Puntuación	6	5	4	1	0
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
		Puntuación	6	5	3	1	0
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm
		Puntuación	6	4	2	2	0
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta
		Puntuación	6	5	3	1	0
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10 litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min
		Relación de agua / Tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo
	Puntuación		15	10	7	4	0

RMR=68

PUNTUACION	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	< 21
CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala

5.4. Pruebas de laboratorio para determinar el Work Index.

Las pruebas de Work Index se realizaron en laboratorio de metalurgia de la Universidad Nacional de San Agustín Arequipa.



Figura 21: Laboratorios de Metalurgia Universidad Nacional de San Agustín.

El ensayo consiste en la realización de una molienda en seco en el molino de bolas, simulando una operación en circuito cerrado con 250% de carga circulante y utilizando una malla de corte requerida, de acuerdo con el circuito industrial, de forma que los tamaños de cierre del circuito se encuentren siempre en el rango comprendido entre 28 y 325 mallas Tyler (Entre 600 y 40 micras).

Los pasos que se siguieron fueron:

1. Preparación de la alimentación: El material debe ser triturado a un tamaño inferior a 3,360 micras, seco, homogenizado y separado en bolsas de 1 kg para su facilidad de manejo en las sucesivas operaciones de aporte de material fresco que se han de realizar en todos los ciclos.
2. Preparación de la muestra: en una probeta se miden 700 cm³ de material a ensayar. Se tuvo especial cuidado en que el material logre el máximo empaquetamiento posible en dicho cilindro o probeta.



Figura 22: Probeta para la medición de la muestra.

3. EL peso correspondiente a los 700 cm³ fue el peso de alimentación al molino en el primer ciclo y en los ciclos sucesivos.



Figura 23: Vista interna del molino de Bond.

4. Cálculo del peso de producto ideal o peso ideal de finos, suponiendo una carga circulante de 250%. Este valor será:

$$\text{Peso ideal} = \text{PI} = \text{Peso de los } 700\text{cm}^3 / 3.5$$



Figura 24: Molino de Bond en Laboratorio de conminución UNSA.

5. Caracterización granulométrica de la alimentación, con especial cuidado en la obtención del valor del tamaño característico F80 y el porcentaje de material en la alimentación inferior al tamaño de corte del ensayo.



Figura 25: Rotap para determinar distribución granulométrica en laboratorio de conminución UNSA.

6. Si el análisis granulométrico realizado a la alimentación se obtiene un porcentaje de finos superior al 28.6% se realizará un ciclo en vacío, es decir, se asignará el valor cero tanto al número de revoluciones como al número de gramos neto por revolución.
7. Introducción de la alimentación al molino, se tuvo especial cuidado en el cierre del mismo. Es conveniente comprobar regularmente el estado de las juntas de cierre para evitar las pérdidas de material y garantizar la reproductividad del W_i .
8. Se inició el primer ciclo fijando un número arbitrario de revoluciones, normalmente recomiendan 100. Este valor, que depende de las características intrínsecas de la mena, definirá que el número de ciclos del ensayo sea mayor o menor, es decir llegar a las condiciones de equilibrio 250% de carga circulante.

9. Se descarga el molino sobre una superficie perforada con el objetivo de facilitar la separación de las bolas del material; se limpia el interior del molino y las bolas para recuperar en lo posible la totalidad de la alimentación introducida, y se cargan de nuevo las bolas limpias.
10. Se tamiza cuidadosamente la descarga con el tamiz de corte seleccionado; se puede agilizar esta operación disponiendo una serie de tamices sobre el tamaño de corte.
11. Se procede al pesado del total de rechazo tamizado con una precisión de al menos de decimas de gramo.
12. Se calcula el peso del pasante por diferencia entre el peso total de producto y el peso de rechazo o bien directamente realizar la pesada del mismo.
13. Conociendo el % de material de tamaño menor que el del tamiz de corte, según el análisis granulométrico realizado en el paso 5, es posible calcular el peso inicial de finos contenidos en la carga de alimentación al molino en el actual ciclo.
14. Se calcula el valor de los gramos finos netos producidos, que corresponde al peso de pasante obtenido (calculado en el paso 12), menos el peso de finos contenidos en la alimentación (Calculado en el paso 13).
15. Se calcula el valor de los gramos netos producidos por revolución, dividiendo el número de gramos netos obtenidos en el paso 14 entre el número de revoluciones del ciclo (Gbp del primer ciclo).
16. Se añade al rechazo obtenido una cantidad de alimentación fresca equivalente a los gramos obtenidos en el paso 12, para construir un nuevo peso de alimentación al molino definido en el paso 3.
17. Se determina la cantidad de finos ya presentes en la cantidad añadida en el paso 16, basando se en el análisis granulométrico del paso 5. Este valor debe ser registrado dado que permitirá el cálculo de los finos netos producidos en el siguiente periodo, como se describió en el paso 12.
18. Se calcula el peso que deberá ser molido en el siguiente periodo fijando una carga circulante del 250%; se obtiene restando al peso ideal de finos, según el paso 4, la cantidad de finos presentes en la alimentación del molino.
19. Se calcula ahora el número de revoluciones correspondientes; se obtiene dividiendo la cantidad del material que debe ser molido (Calculada en el paso 18) entre el número de gramos netos por revolución del periodo anterior (Calculada en el paso 15).

20. Se añade la nueva alimentación al molino (Se describe en el paso 16) y se repiten los pasos del 7 al 20. Deben realizarse como mínimo, 5 periodos de molienda.
21. Según Bond, el Gbp muestra una tendencia creciente o decreciente versus el número de ciclos y en un determinado ciclo se produce una inversión de tal tendencia, indicando ésta el final de ensayo.
22. Se calcula el Gbp (Índice de molturabilidad) correspondiente al ensayo promediando los valores de los tres últimos periodos (si hubo la inversión de tendencia comentada en el paso 21), o de los dos últimos (si no hubo).
23. Mediante el análisis por tamizado, se determina la distribución granulométrica del pasante del tamiz de corte en el último ensayo realizado, con el fin de determinar el valor P80.

5.5. Pruebas de laboratorio para determinar los valores del índice carga puntual I_s .

Las experiencias para la determinación de la carga puntual se realizaron en los laboratorios de la Universidad Privada del Norte.



Figura 26: Universidad Privada del Norte Cajamarca

5.5.1. Procedimiento para determinar el P_i .

En términos generales el procedimiento es:

- Concebir una idea general de la roca en cuanto a su litología.
- Identificar las muestras.
- Medir las dimensiones de la muestra.
- Dependiendo del tipo de muestra, se sitúa el testigo entre las puntas cónicas de la máquina, resguardando que se cumplan las configuraciones de carga y requerimientos de forma del testigo.



Figura 27: Pruebas de carga puntual en laboratorio Universidad Privada del Norte Cajamarca.

- Una persona se encarga de medir la presión a la cual está siendo sometida la muestra mediante un manómetro conectado directamente a la prensa hidráulica.
- Una segunda persona será la encargada de ir aumentando paulatinamente la presión en la prensa hidráulica.
- Una vez falle el testigo se retira y se analizan las condiciones y modo de ruptura.

CAPÍTULO 6. RESULTADOS

6.1. RQD (Rock quality designation).

Tal como se mostró en los cálculos anteriores, el RQD resulta 85.9%:

$$\text{RQD} = 100e^{-0.1 \cdot 2(0.1 \cdot 2 + 1)} \quad \text{RQD} = 85.90\%$$

Basados en los rangos de valores del RQD, el macizo rocoso puede ser caracterizado según la valoración siguiente mostrada en la Tabla 17:

Tabla 17: Valoración del RQD.

RQD	Calidad de la roca
< 25%	Muy mala
25 - 50 %	Mala
50 - 75 %	Regular
75 - 90 %	Buena
90 - 100 %	Muy buena

Finalmente, los resultados del RQD es calificada como una roca buena

6.2. Índice de trabajo de Bond (Bond Work Index).

6.2.1. Análisis de la distribución de tamaño de la muestra inicial:

En la Tabla 18 podemos observar el análisis granulométrico de la caliza:

Tabla 18: Distribución granulométrica de la alimentación al molino de bond.

ALIMENTACION					
Malla	Abertura	Peso	%Peso	%Retenido	%Passing
6	3660	32,3	4,468	4,468	95,531
12	1410	279,3	38,641	43,110	56,889
16	1000	128,6	17,791	60,902	39,098
25	707	39,2	5,423	66,325	33,674
35	420	1,1	0,152	66,476	33,522
48	297	121,1	16,754	83,231	16,768
65	210	31	4,288	87,520	12,479
100	149	51,9	7,180	94,701	5,298
-100	149	38,3	5,298	100	0
TOTAL		722,8			
F80		2262,68751 um			

Tabla 19:

Tabla 19: Análisis granulométrico de la caliza del producto.

PRODUCTO					
Malla	Abertura	Peso	%Peso	%Retenido	%Passing
100	149	0,8	1,33	1,33	98,67
140	105	7,7	12,833	14,163	85,836
200	74	17	28,333	42,496	57,503
270	53	15,7	26,166	68,663	31,336
-270	53	18,8	31,333	100	0
TOTAL	60				
P80	96,758247 um				

6.2.2. Set de pruebas para analizar el Wi.

Tabla 20: Resultados de las pruebas con caliza.

# PRUEBA	REVOL.	ALIMENTO FRESCO			PRODUCTO		NETO	Gpb	NUEVAS REV	CC
		PESO TOTAL	MALLA +100	MALLA-100	MALLA +100	MALLA-100	TOTAL M-100			
1	100	1235	1,169,559	65,440	1021	214	148,559	1,485,598	230	477,102,804
2	230	214	202,66	11,339	964	271	259,660	112,895,913	300	355,719,557
3	300	271	256,640	14,359	861,8	373,2	358,840	119,613,433	278	230,921,758
4	278	373,2	253,424	19,775	859,2	375,8	356,024	128,066,541	260	228,632,251
5	260	375,8	355,887	19,912	877,4	357,6	337,687	129,879,654	257	245,357,942
6	257	357,6	338,651	18,948	866,9	348,1	329,151	128,074,514	261	254,783,108
7	261	348,1	329,654	18,445						

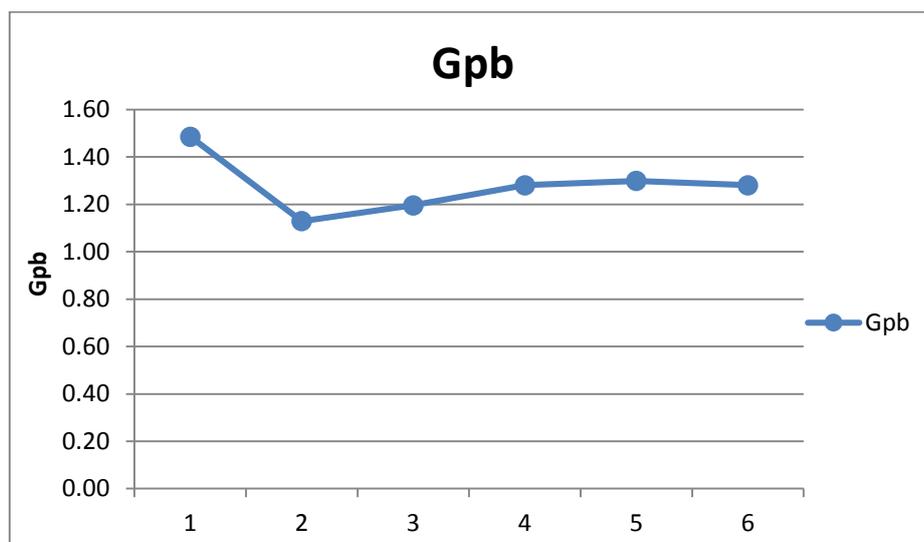


Figura 27: Valores del Gpb para las pruebas realizadas.

Figura 28: Calculo del Wi.

F 80	2262,687506	um
Gbp prom	1,286735594	g
P80	96,75582466	um
P1	149	um
Wi	14,19696328	KW/h TC

6.3. Determinación del índice de carga puntual Pi (Is).

Se realizaron 15 pruebas para determinar el índice de carga puntual y se tuvo un promedio de 78.6 MPa, con el valor más alto de 92.5 y el más bajo de 52.4 MPa.

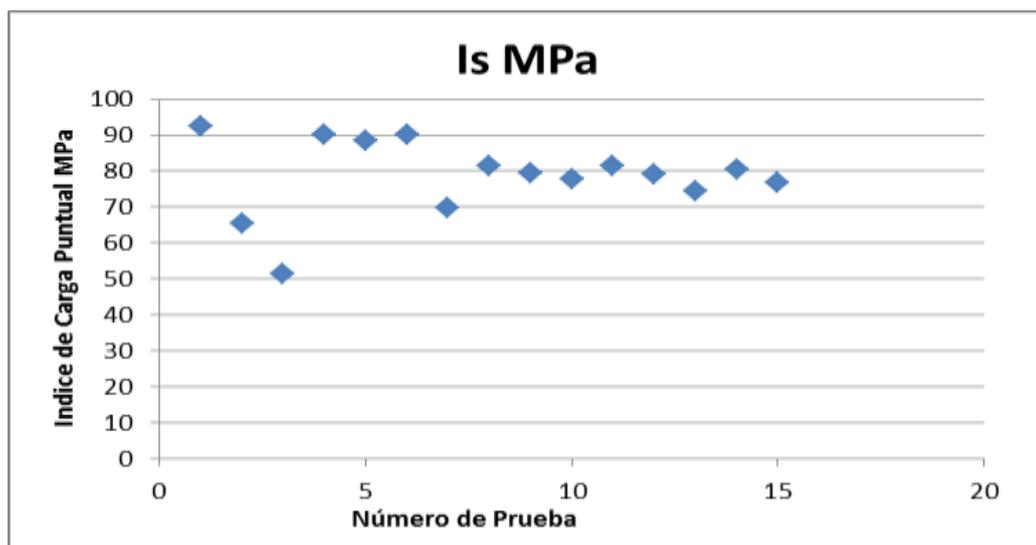


Figura 29: Resultados del índice de carga puntual.

6.4. Correlación entre el Work Index y dureza.

Se tomaron los datos de correlación "CORRELATION BETWEEN BOND WORK INDEX AND MECHANICAL PROPERTIES OF SOME SAUDI ORES" y se incluyó en el gráfico el valor de dureza y Wi de la caliza de P'HUYU -YURQA II.

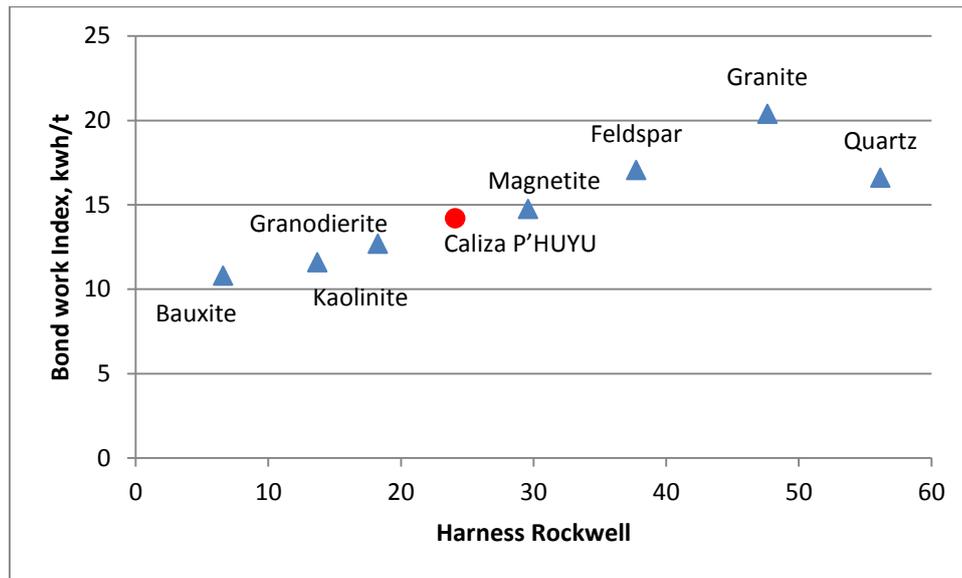


Figura 30: Correlación de Bond Work Index y Harness. Galmal 2012.

6.5. Selección de la planta de Chancado.

6.5.1. Definición y configuración del circuito de Chancado:

Debido a que requerimos un solo producto de chancado, de 3.5 a 4.5", la planta producirá 2 productos; el primer producto que será P1 < 3.5" el cual tiene muchas opciones de uso (No es el objetivo de la tesis) y el segundo producto que será útil para el Horno de P2=3.5 a 4.5".

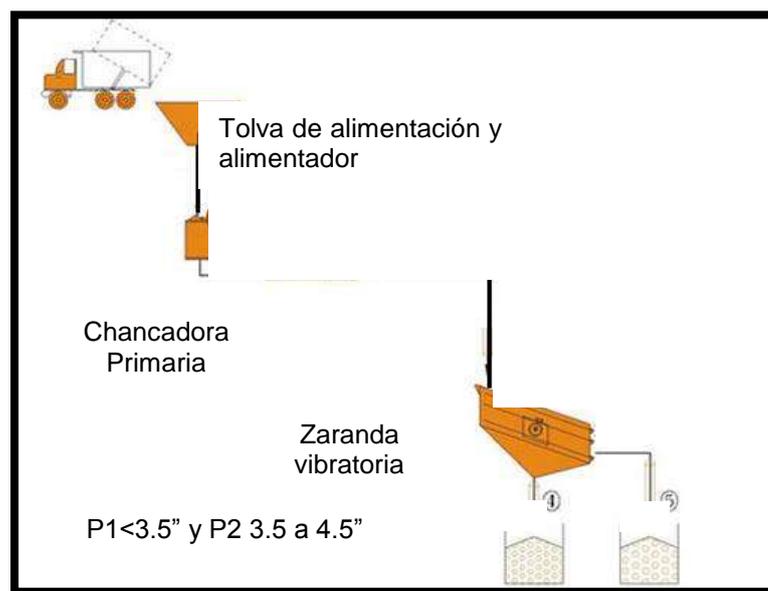


Figura 31: Correlación de Bond Work Index y Harness Rockwell incluyendo los datos de la caliza Caliza P'HUYU. Galmal 2012.

6.5.2. Selección de equipos para el circuito de Chancado:

Dimensionamiento de la Chancadora de quijadas:

Dimensiones de la chancadora tamaño de roca máximo.

Tal como se indicó en el punto 2.2.3.3, las chancadoras se identifican por el largo y ancho de la abertura de alimentación, esta sección define el tamaño máximo de material a alimentar. El RQD nos determina la calidad de la roca caliza de acuerdo a sus discontinuidades, según la calificación es "buena" con 75% RQD, podríamos afirmar que las rocas son menores a 750 mm naturalmente, con una selección de voladura adecuado el tamaño máximo se puede reducir a 400 mm; si bien, en campo se puede encontrar algunas rocas con mayor diámetro, se tendrá que optimizar la voladura para operar una planta de chancado.

Estimación del consumo de energía y etapas de chancado.

De acuerdo a lo indicado en el punto 2.2.2.5, con el valor del W_i se puede calcular la energía requerida para chancar un flujo de mineral según la ecuación 2.1.

$$W = 10 \cdot w_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) \quad \text{Ec. 2.1}$$

Considerando las pruebas realizadas el W_i nos dio alrededor de 14 kW-h/t, en la Tabla 6.5 podemos ver el detalle del cálculo de la potencia de la chancadora de quijadas.

Tabla 21: Cálculo de la potencia de una chancadora para una capacidad de 25 t/h.

Item	Valor	Unidades
D	400,000	um
d	116,000	um
Ratio D/d	3.45	um/um
w_i	14.00	kWh/t
W	0.19	kWh/t
Capacidad	25.00	t/h
Horas por día	8.00	h/d
Potencia	37.94	kW

Por otro lado, considerando un W_i de 14 y un promedio de I_s de 78.6 MPa se confirma que se requiere un chancado de una sola etapa, es decir que para lograr la reducción de tamaño de de 400 mm a 115 mm se requiere solo una chancadora de quijadas, la cual tendrá un ratio de reducción 3.45 que es un valor estándar en el mercado.

Selección de los materiales en función del Índice de abrasividad.

Los materiales para las muelas de la chancadora de quijadas y los demás materiales que tienen contacto con el mineral deben ser resistentes a abrasión normal o media, debido a que el porcentaje de sílice en promedio no pasa el 1%

Equipos que se requieren para la planta de chancado.

El equipo principal de la planta de chancado es la chancadora primaria que debe tener un flujo de 25 toneladas por hora y una potencia de alrededor de 39 kW, en base a este equipo se diseñan el resto de equipos auxiliares, como son el alimentador vibratorio, la zaranda vibratoria y las fajas transportadoras. Ver ANEXO 1, catálogos y especificaciones de los equipos SBM Company.

Tabla 22: Lista de equipos que componen la planta de chancado para una capacidad de 25 t/h.

Lista de equipos	Modelo	t/h	kw
Chancadora de quijadas	PEW400×600	15-70	37
Alimentador vibratorio	ZSW300×90	15-75	2
Zaranda vibratoria	3Y1237	7.5-80	15
Faja transportadora (2)	KE860-1	60	3
Generador de 60 KW	100kw		60

Adicionalmente como se puede ver en la Tabla 6.7 se ha incluido un generador de 60 kW el cual pueda brindar la energía necesaria para operar la planta. Probablemente esta inversión no sea necesaria si se puede tomar energía del sistema del interconectado de energía eléctrica.

6.6. Cálculo de los costos de inversión.

Considerando el circuito estándar se solicitaron costos de equipos estándar para las capacidades de la planta de chancado:

En la tabla 6.8 podemos encontrar los costos referenciales de los equipos.

Tabla 23: Estimación de costos de equipos para la instalación de una planta de chancado de 25 t/h.

Lista de equipos	Modelo	t/h	kw	Costo US\$
Chancadora de quijadas	PEW400x600	15-70	37	22,900
Alimentador vibratorio	ZSW300x90	15-75	2	9,000
Zaranda vibratoria	3Y1237	7.5-80	15	12,900
Faja transportadora (2)	KE860-1	60	3	6,000
Generador de 60 KW	100kw		60	5,000
Total			57	55,800

El costo total de inversión solo en equipos es de USD 55,800 (S/.189,720 considerando un tipo de cambio de 3.4) sin considerar la instalación y el transporte de dichos equipos.

Debido a que se requiere hacer estructuras de cemento para las bases de los equipos e instalaciones mecánicas/eléctricas se ha considerado un costo estimado de USD 5,000 (S/.17,000 considerando un tipo de cambio de 3.4)

6.7. Cálculo de los costos de operación manual y mecanizado.

6.7.1. Cálculo de los costos de operación manual.

La estimación del costo de operación manual se realizó en base a las operaciones actuales y considerando los costos de labor y equipos reales.

No se consideró el pago del Supervisor ni Prevencionista, porque serán los mismos para la planta de chancado mecanizado. Se considera el pago incluyendo todos los beneficios.

Tabla 24: Calculo del costo de chancado artesanal, gastos por mes en personal.

Item	Valor	Unidades
Personas por dia	16.0	Unid.
Pago por persona	46.7	S/d
Total pago por mes por persona	1,400.0	S/mes
Total pago por mes	22,400.0	S/mes

Tabla 25: Costos del personal herramientas y otros.

Item	Valor	Unidades
Total pago por mes	22,400.0	S/mes
Gasto de herramientas	800.0	S/mes
Alimentación	2,912.0	S/mes
Mobilidad	3,738.0	S/mes
Otros EPP	2,464.0	S/mes
Total gastos por mes	32,314.0	S/mes

Tabla 26: Estimación del costo por tonelada utilizando chancado manual

Item	Valor	Unidades
Total gastos por mes	32,314.0	S/mes
Producción por mes	3,753.1	Toneladas/mes
Costo por tonelada	8.610	S/t

6.7.2. Cálculo de los costos de operación mecanizado.

Costo de operación con 2 operadores, el supervisor será el mismo de la cuadrilla de chancado manual.

Tabla 27: Cálculo del costo de chancado mecanizado, gasto por mes en personal.

Item	Valor	Unidades
Operador del sistema de chancado	2	Un.
Pago por día soles	50	S / día
Pago por mes soles	3000	S / mes

EL mantenimiento es diario con el mismo personal que opera y el cambio de chaquetas cada 3 meses, costo 720 soles a razón de 240 por mes.

Tabla 28: Costo de Mantenimiento por mes.

Item	Valor	Unidades
Engrase	250	S/mes
Repuestos (Chaquetas chancadora)	240	S/mes
Otros repuestos	200	S/mes
Total	690	S/mes

Tabla 29: Resumen costos de operación.

Item	Valor	Unidades
Costo de Mantenimiento por mes	690.0	S/mes
Costo de operación por mes	3,000.0	S/mes
Total costo mensual	3,690.0	S/mes

Tabla 30: Costo por tonelada mecanizado

Item	Valor	Unidades
Total costo mensual	3,690.0	S/mes
Producción por mes	3,753.1	Toneladas/mes
Costo por tonelada	1.0	S/t

6.7.3. Evaluación económica del proyecto de instalación.

Tabla 31: Cálculo de ganancias del proyecto.

Estimación del costo por tonelada manual	8.6
Costo por tonelada mecanizado	1.0
Diferencia de costo manual-mec	7.6
Producción mensual	3,753
Ahorro mensual	28,624

Tabla 32: Flujo de caja del proyecto desde enero del 2017 hasta julio del 2018.

Capital		Jan-17	Feb-17	Mar-17	Apr-17	May-17	Jun-17	Jul-17	Aug-17	Sep-17	Oct-17	Nov-17	Dec-17	Jan-18	Feb-18	Mar-18	Apr-18	May-18	Jun-18	Jul-18
Costo Inversión	189,720																			
Costo instalación	17,000																			
Costo de operación		(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)	(3,000)
Costo de mantenimiento		(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)	(690)
Total egresos del proyecto	(206,720)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)	(3,690)
Total ingresos del proyecto		28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624	28,624
Ganacias del proyecto	(206,720)	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934	24,934
Tasa de descuento	10%																			
VAN		1,851																		
TIR		10%																		
Periodo de retorno		9.12																		

El VAN es positivo y la TIR es 10%, el periodo de retorno de la inversión es 9.12 meses.

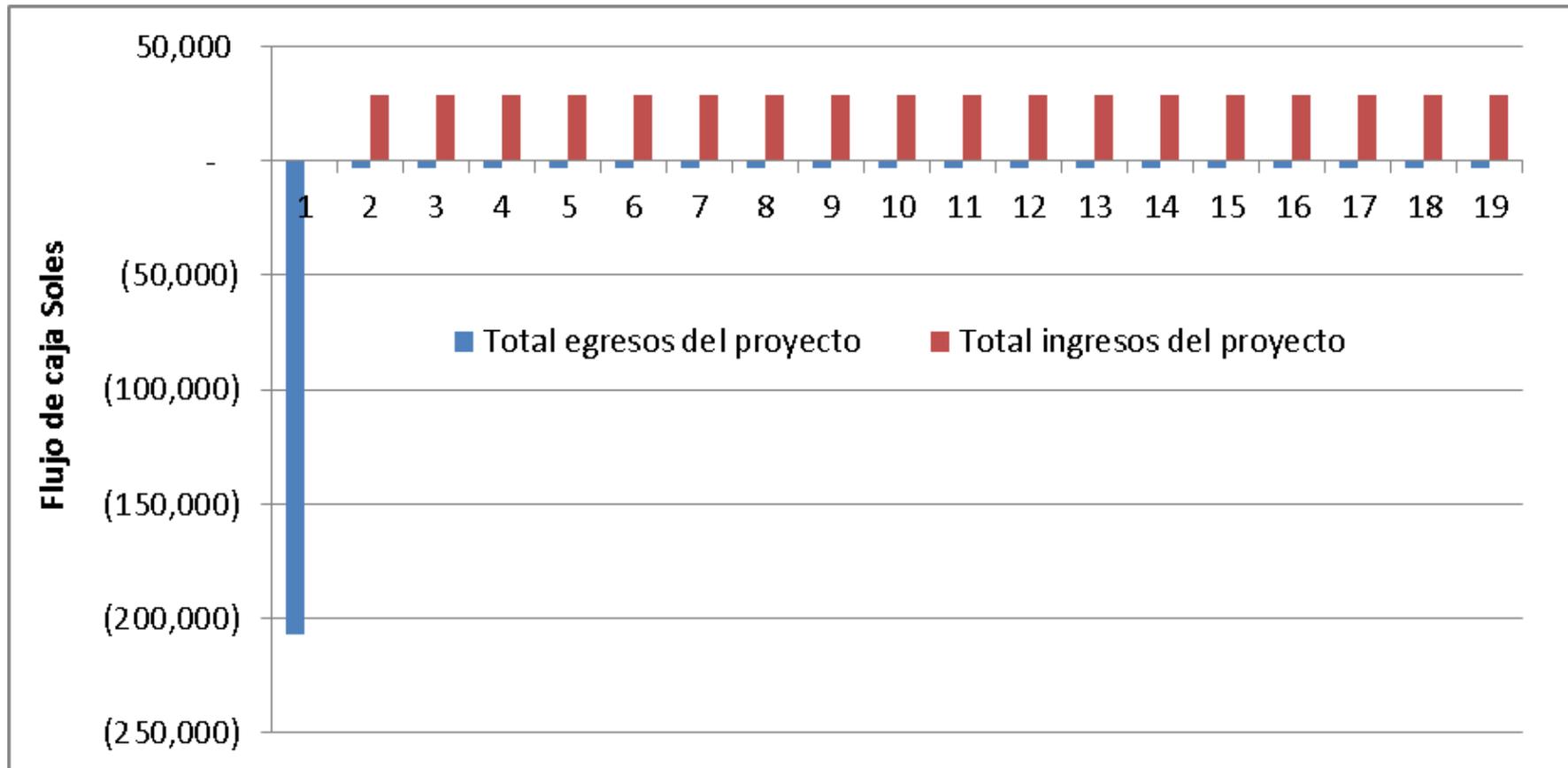


Figura 32: Flujo de caja del proyecto desde enero del 2017 hasta julio del 2018

CONCLUSIONES

- De acuerdo a los datos obtenidos en campo de las discontinuidades se determinó 85% RQD indica una calidad de roca buena.
- Los resultados de las mediciones de dureza de la caliza Pi dio un promedio de 78.6 MPa y el índice de trabajo de Bond Wi de 14.1 KW/h TC.
- Con los datos de la dureza se pudo diseñar el circuito de chancado y seleccionar los equipos para una planta de chancado de 25 a 60 toneladas por hora.
- Se determinó un costo de producción manual de 8.6 soles por tonelada y un costo mecanizado de 1.0 soles por tonelada de caliza.
- Los resultados de la evaluación económica indican que es factible instalar una planta de chancado de caliza, la inversión inicial sería de S/.189,720 incluyendo los costos de instalación y el tiempo en que se podría recuperar la inversión sería en 9 a 10 meses después de que inicie la operación de la planta de chancado.
- Los indicadores económicos que soportan una decisión para hacer la inversión son un VAN positivo de S/.1,851 con un TIR de 10% y un periodo de retorno de 9 meses, considerando una tasa de descuento de 10%.

RECOMENDACIONES

- Buscar la utilidad del producto 1 (calizas menores a 3.5 pulgadas de tamaño).
- Realizar ensayos triaxiales de la roca para determinar con exactitud la resistencia de la roca.
- Debido a que son equipos de capacidad mínima, en contraparte se puede cotizar los equipos con otras compañías a nivel nacional que presten servicio post venta, ojo que esto le incrementaría el riesgo al proyecto.
- Realizar un modelo matemático para analizar a profundidad el estado de las discontinuidades.

REFERENCIAS

- ✓ Adolfo Marchese García, Conceptos y aplicaciones de planificación geometalúrgica, TECSUP 2014.
- ✓ Álvarez Rodríguez Beatriz, Análisis de la influencia de los modelos de distribución de tamaños de partículas en la determinación de consumos energéticos en molienda mediante el método de Bond. Universidad de Oviedo 2009
- ✓ Ashley KJ, Callow MI. Ore Variability: Exercises in Geo- Metallurgy, Engineering & Mining Journal, USA; February; 2000.
- ✓ Baeza Domingo 2010, Factores externos como la dureza del mineral, su granulometría, la humedad y su densidad y son fundamentales a la hora de la evaluación del rendimiento y de la selección de equipos en una planta.
- ✓ Bargsted Andrés, 2015 "Indicadores de Evaluación de Proyectos"
- ✓ Cisternas Eduardo 2011, "Predicción de Compresión Uniaxial (UCS) y Resistencia a la Tracción (BTS) de Roca Intacta a Través de Ensayo de Carga Puntual.
- ✓ Correa Alvaro, Las Rocas en La Racional de las Canteras, Ingeniero de Minas y Metalurgia Doctor Ingeniero Mecánica de Rocas Grenoble, Francia, 1983 Profesor Asociado Universidad Nacional de Colombia.
- ✓ Diccionario Técnico de Mineros y Petroleros
<http://www.infomine.com/dictionary/hardrockminers/spanish/>
- ✓ Dossetto 2012, la importancia del diseño en el Chancado, Minería Chilena.
- ✓ Engaña Erazo, Matías José, Geoestadística aplicada a parámetros geotécnicos, memoria para optar el título de Ingeniero Civil de Minas.
- ✓ Facultad de Ingeniería Universidad de Antioquia Colombia, Texto de Conminución 2015. <http://ingenieria.udea.edu.co/cim2005/mineralurgia/conminucion.pdf>
- ✓ Franklin, J. A. 1985. Suggested Method for determining Point Load Strength Int. J. Rock Mech, Min. SCI & Geomech Abstr. Vol. 22 Nro 2, pp 51-60.
- ✓ Gonzales Vallejo Luis I., Libro Ingeniería Geológica, Publicado diciembre 2014.
- ✓ International Society of Explosives Engineers (ISEE), Manual del Especialista en Voladuras, Cleveland, Onio. USA, International Society of Explosives Engineers
- ✓ Konya. 1988. Selección de Voladura de Rocas. Madrid: Cuicatl.
- ✓ Lamurú Aliza, 2012, Determinación del índice de Bond de las menas de los yacimientos Yagrumaje Norte y Yagrumaje Sur en la empresa Ernesto Che Guevara, Cuba 2012.

- ✓ Pérez, A. 2010. Análisis Comparativo de la Reducción de Vibraciones en la Cantera de Cerro Blanco, durante Voladuras; Utilizando Carga Tradicional de Explosivo y el Uso de Taponex (Tesis). Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral.
- ✓ Plan de minado 2015 Concesión Minera Italo.
- ✓ Ruiz, Maria Cristina, Reducción de Tamaño y Clasificación, Universidad de Concepción Chile, 2004.
- ✓ Salas .2011. Voladura de rocas en bancos. Santiago: Enaex
- ✓ Solari Mario, Geoestadística aplicada a Parámetros Geotécnicos, marzo 2008.
- ✓ The Usefulness of Rock Quality Designation (RQD) in Determining Strength of the Rock Lucian C., Wangwe E. M.
- ✓ Valle, Roberto 2010, Tecnología e innovación como herramientas para el desarrollo, Metso Minerals Peru.

ANEXO 1

Especificaciones de los equipos SBM



砂石骨料

工业化生产整体解决方案

Stone Crushing sand making plant

World class complete equipment manufacturer for stone crushing, screening, shaping, and sand making machines.

世界一流破碎筛分整形制砂成套设备制造商



Chancadora de quijadas

规格与性能参数表 Specifications:

设备型号 Model	进料口尺寸 Feed opening (mm)	最大进料粒度 Maximum feeding size(mm)	出料口调整范围 Range of discharge opening (mm)	处理能力 Capacity (t/h)	偏心轴转速 Speed (r/min)	电机功率 Power (kw)	外形尺寸 Overall dimension (mm)
PE500 × 750	500 × 750	425	50-100	45-100	275	55	1890 × 1916 × 1870
PE600 × 900	600 × 900	500	65-160	70-120	250	75	2520 × 1840 × 2303
PE750 × 1060	750 × 1060	630	80-140	130-260	250	90	2620 × 2302 × 3110
PE900 × 1200	900 × 1200	750	95-165	220-380	200	130	3789 × 2826 × 3025
PE1000 × 1200	1000 × 1200	850	195-265	230-380	200	130	3889 × 2826 × 3025
PE1200 × 1500	1200 × 1500	1020	150-300	400-800	220	200	4930 × 3150 × 3700

备注:产量为按中等硬度物料测定的概略通过量。由于给料、粒度、岩石类型和物料含水量的差异,实际结果会有所不同。
NOTE: The above capacity figures are based on the general throughput of medium hardness materials.
Depending on different feeding, size, rock types and water content, the actual performance maybe different.