

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

“Optimización del método de arranque por voladura en la mina
San Guillermo, recinto Petrillo, provincia del Guayas”

PROYECTO DE LA MATERIA INTEGRADORA

Previo a la obtención del Título de:

INGENIERA DE MINAS

Presentada por:

Oscar Alexander Armijos Arteaga

Yasmin Alexandra Quinte León

GUAYAQUIL – ECUADOR

Año: 2016

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por la vida que me ha otorgado.

A mis padres, Isabel Arteaga y Roy Armijos, por la formación moral y el apoyo incondicional que me brindan.

A la Escuela Superior Politécnica por la formación académica y a mis profesores por ser guías en mi etapa universitaria.

Al personal de HeH Constructores por la ayuda brindada en la realización del proyecto.

Oscar Armijos Arteaga

AGRADECIMIENTO

Agradezco a DIOS, ser maravilloso que me diera fuerza y fe para creer en que podía lograr lo que parecía imposible.

A la Escuela Superior Politécnica del Litoral, por lo aprendido dentro de sus aulas durante mis años de estudios universitarios.

A Don Pedro Fernández, por haberme transmitido su amplio conocimiento en el área de laboratorio de la cantera.

A mis mejores amigos Johnny, Claudia e Ismael, que siempre estuvieron conmigo desde los inicios de mi carrera, dándome ánimo y brindándome su amistad y ayuda.

Yasmin Quinte León

DEDICATORIA

Dedico este trabajo de graduación a Dios; a mis padres, Isabel Arteaga y Roy Armijos, a mi hermano Cristhian; a mi sobrina, y demás familiares.

A mi novia, amigos y compañeros por acompañarme en todo momento.

Oscar Armijos Arteaga

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a mis Padres, Matilde León y Luis Quinte y toda mi familia, hermanas, cuñados y sobrinos, por su gran esfuerzo para encaminarme hacia un buen futuro, darme fuerzas para seguir adelante y no desmayar en los problemas que se presentaban, enseñándome a enfrentar las adversidades sin perder la dignidad, ni desfallecer en el intento.

Yasmin Quinte León

TRIBUNAL DE GRADUACIÓN

PhD. Paúl Carrión
DOCENTE DE LA
MATERIA
INTEGRADORA

DECLARACIÓN EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de esta Tesis de Grado, me corresponden exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL”

Oscar Alexander Armijos Arteaga

Yasmin Alexandra Quinte León

RESUMEN

En la mina San Guillermo se realiza explotación a cielo abierto de materiales de construcción, utilizando en la extracción de estos materiales el método de arranque por voladura. Se observó que existían falencias en esta fase de la explotación, presentando problemas como: tamaño de roca no homogéneo después de la voladura, y mala proyección del material fragmentado.

Se planteó diseñar una malla de voladura que cumpla con la producción impuesta por la mina, pero cumpliendo con los parámetros geológicos y geomecánicos del macizo de rocoso.

Para diseñar la malla de voladura fue necesario realizar una investigación de campo donde se obtuvieron datos de las propiedades de la roca como: densidad, resistencia mecánica, y composición; y propiedades del macizo rocoso como: litología, fracturas existentes, y presencia de agua. Otros datos necesarios para el diseño fueron los referentes a la geometría del banco y características de los explosivos y accesorios de voladuras.

Luego de los trabajos de campo, se realizaron los cálculos para el diseño de la malla de voladuras, cantidad de explosivo a utilizar, y forma de encendido de las cargas en los barrenos. Diseños planteados para mejorar la eficiencia de la explotación de roca andesita basáltica.

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	VIII
ÍNDICE GENERAL	IX
ABREVIATURAS	XII
SIMBOLOGÍA	XIII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XIV
ÍNDICE DE TABLAS.....	XVIII
1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Generalidades	1
1.2. Situación de las labores mineras	2
1.3. Situación Socioeconómica.....	4
1.3.1 Población.....	4
1.3.2 Pobreza y Población Económicamente Activa (PEA).....	5
1.3.4 Uso de Tierras	6
1.4. Problema	7
1.5. Objetivos.....	12
2. MARCO TEÓRICO	17
2.1. Mecanismos de rotura de la roca.....	17

2.2.	Propiedades de las rocas y de los macizos rocosos y su influencia en los resultados de las voladuras	20
2.2.1	Propiedades de las rocas.....	20
2.2.2	Propiedades de los macizos rocosos.....	23
2.3.	Conceptos básicos en el diseño de voladuras.....	26
2.4.	Parámetros de las voladuras en banco.....	27
2.5.	Voladuras en banco.....	28
2.6.	Influencia del ángulo de perforación en la voladura.....	30
2.7.	Fórmulas de cálculo de esquemas de voladuras en banco	31
2.8.	Cálculo de la carga de explosivo por barreno.....	33
2.9.	Secuencia de encendido.....	34
3.	TRABAJO DE CAMPO	36
3.1.	Caracterización Geomecánica.....	36
3.1.1	Visita de Campo y Reconocimiento Visual.....	37
3.1.2	Caracterización del macizo rocoso	38
3.1.3	Muestreo y ensayos en Laboratorio	55
3.3.4	Resultado de laboratorio.....	59
3.2.	Revisión del trabajo de voladura actual	60
4.	CÁLCULOS Y RESULTADOS	63

4.1.	Resistencia a la compresión	63
4.2.	Orientación de las discontinuidades con el software Dip	64
4.3.	RMR de Bieniawski.....	68
4.4.	Diseño de la malla de voladuras	70
4.4.1	Cálculo del burden	70
4.4.2	Parámetros geométricos de la voladura.....	71
4.4.3	Malla de voladura y sistema de encendido de los barrenos	73
5.	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	75
5.1.	Caracterización geomecánica del macizo rocoso.....	75
5.2.	Parámetros geométricos de la voladura	76
5.3.	Dimensiones del banco y número de barrenos.....	77
5.4.	Consumo de explosivo y retacado.....	78
5.5.	Sistema de encendido de la cargas	79
6.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	80
6.1.	Conclusiones	80
6.2.	Recomendaciones	82

ABREVIATURAS

ARCOM	Agencia De Regulación y Control Minero
INEC	Instituto Nacional de Estadísticas y Censos
NBI	Necesidades Básicas Insatisfechas
GAD	Gobierno Autónomo Descentralizado
SDC	Fricción Interna
ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral
PRP	Potencia Relativa en Peso
RQD	Rock Quality Designation
RMR	Rock Mass Rating
Km	kilómetro
m	metro
mm	milímetro
cm	centímetro
N°	número
MPa	mega pascales
PH	peso húmedo
VA	volumen aparente
PS	peso seco
Jv	intensidad de fracturas
Bm	burden máximo
Cf	carga en fondo
Cc	carga en columna

SIMBOLOGÍA

m^3	metro cúbico
%	tanto por ciento
$^{\circ}C$	grados centígrados
B	burden
T	retacado
S	espaciamiento
J	sobreperforación
α	ángulo de perforación
H	altura del banco
L	longitud del barreno
f	factor de fijación de la roca
K	factor de roca
S/B	relación espaciamiento/burden
ton/m^3	tonelada/metro cúbico
N/mm^2	newton/milímetro cuadrado
g/cm^3	gramo/centímetro cúbico
SiO_2	óxido de silicio

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1.- Producción nacional de materiales de construcción, Arcom 2015	2
Figura N° 2.- Ubicación de la cantera San Guillermo, Catastro minero 2015 .	3
Figura N° 3.- Porcentaje de Personas Pobres por NBI, INEC 2010.....	5
Figura N° 4.- Categorías de uso del cantón Nobol, GAD NOBOL	6
Figura N° 5.- Frente de trabajo de la mina San Guillermo	7
Figura N° 6.- Labores mineras en la Mina San Guillermo, Constructora HeH .	8
Figura N° 7.- Problemas de fragmentación de la roca en la voladura.....	10
Figura N° 8.- Factores que influyen en el rendimiento de las voladuras, Perforación y voladura de rocas en minería 2013.....	11
Figura N° 9.- Agrietamiento radial, Manual de perforación y voladura de rocas 1987	18
Figura N° 10.- Rotura por flexión, Manual de perforación y voladura de rocas 1987	19
Figura N° 11.- Parámetros de voladura en bancos, Perforación y voladura de rocas en minería 2013	27
Figura N° 12.- Parámetros geométricos de las voladuras en banco, Perforación y voladura de rocas en minería 2013.....	29

Figura N° 13.- Secuencia de encendido con detonadores eléctricos, Perforación y voladura de rocas en minería 2013.....	35
Figura N° 14.- Macizo Rocosó de la cantera	37
Figura N° 15.- Macizo Rocosó de la cantera	40
Figura N° 16.- Mapa geológico de Nobol, GAD Nobol	40
Figura N° 17.- Muestra tomada de la zona de estudio.....	41
Figura N° 18.- Zonas para la caracterización del macizo.....	42
Figura N° 19.- Muestra 1 obtenida del macizo	42
Figura N° 20.- Muestra 2 obtenida del macizo rocoso	43
Figura N° 21.- Descripción grado de meteorización.....	44
Figura N° 22.- Esclerómetro	45
Figura N° 23.- Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades (Hudson, 1989)	46
Figura N° 24.- Orientación de las discontinuidades	46
Figura N° 25.- Descripción del espaciado	48
Figura N° 26.- Espaciado de las discontinuidades.....	49
Figura N° 27.- Espaciado de las discontinuidades de la zona2	49
Figura N° 28.- Medición de longitud de las discontinuidades.....	50
Figura N° 29.- Descripción de la continuidad.....	50

Figura N° 30.- Aberturas de las discontinuidades	51
Figura N° 31.- Descripción de la abertura	51
Figura N° 32.- Descripción de las filtraciones en Discontinuidades	52
Figura N° 33.- Clasificación de macizos rocosos por el número de familias de discontinuidades	53
Figura N° 34.- Tamaño de bloque de acuerdo a la intensidad de fracturación	54
Figura N° 35.- RQD de acuerdo al número la intensidad de fracturación	54
Figura N° 36.- Muestra obtenida del macizo	55
Figura N° 37.- Golpes realizados en el laboratorio	55
Figura N° 38.- Cálculo de masa de la muestra rocosa.....	56
Figura N° 39.- Muestras sumergidas en el recipiente.	57
Figura N° 40.- Material superficialmente seco	57
Figura N° 41.- Curva del Esclerómetro en N/mm ²	59
Figura N° 42.- Barreno cargado	61
Figura N° 43.- Cartuchos de emulsión para carga en fondo	61
Figura N° 44.- Trabajos de cebado y carga de barrenos	62
Figura N° 45.- Gráfico de la curva – esclerómetro	63
Figura N° 46.- Gráfico polos	65

Figura N° 47.- Gráfico de contorno no ponderado	66
Figura N° 48.- Gráfico de roseta no ponderado	67
Figura N° 49.- Tabla de valores para caracterización RMR.....	68
Figura N° 50.- Esquema de carga y retacado de un barreno (unidades en metros).....	73
Figura N° 51.- Malla de voladura con un sistema de frontal de encendido... ..	74

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.- Población del Cantón Nobol	4
Tabla 2.- Etapas en la reducción de tamaño, S. Hükki	10
Tabla 3.- Clasificación de las rocas según su facilidad a la fragmentación con explosivos en minas a cielo abierto.	22
Tabla 4.- Orientación de discontinuidades	47
Tabla 5.- Pesos de las muestras de la roca andesita basáltica y granodiorita.	57
Tabla 6.- Número de golpes obtenidos del esclerómetro.....	59
Tabla 7.- Resultados de las densidades	60
Tabla 8.- Datos específicos de resistencia respecto a los golpes.....	63
Tabla 9.- Resistencias obtenidas a partir de la ecuación.....	64
Tabla 10.- Resistencias obtenidas a partir de la ecuación.....	64
Tabla 11.- Familias de discontinuidades	66
Tabla 12.- Valoración Rock Mass Rating.....	69
Tabla 13.- Resultado de parámetros geométricos de la voladura.....	76
Tabla 14.- Dimensiones de la malla de voladura	77
Tabla 15.- Consumo de explosivo y retacado	78

CAPÍTULO I

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Generalidades

Las explotaciones mineras para la extracción de materiales de construcción son de gran importancia para el desarrollo de infraestructura de los asentamientos humanos, contribuyendo a la construcción de vías, edificaciones y demás obras civiles influyentes en el desarrollo de una población como: hospitales, escuelas y obras sanitarias.

(Arcom, 2015) A nivel nacional la producción de materiales de construcción en el año 2014 alcanzó los 13971075.87 m³, siendo Guayas la provincia con mayor producción de estos recursos, registrando una producción de 4204453.04 m³, que generan ingresos de 8193208.43 dólares. Además de estas cifras se observa que en el 2014 existe una tendencia de crecimiento de la producción de estos recursos en comparación con la producción de años anteriores, datos que pueden ser evaluados en la figura N° 1.

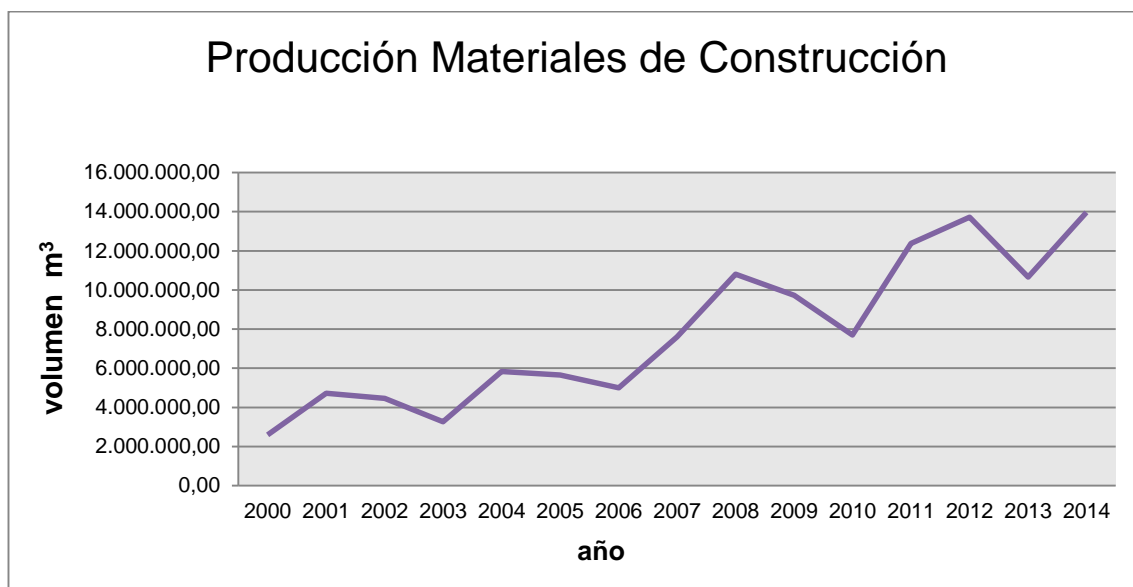


Figura N° 1.- Producción nacional de materiales de construcción, Arcom 2015

1.2. Situación de las labores mineras

(Arcom, 2015) La mina San Guillermo se encuentra ubicada en el recinto Petrillo del cantón Nobol, provincia del Guayas. Dentro de una zona de concesiones para materiales de construcción, teniendo concesiones vecinas como: Cantera Karina III, Bagatela, Juan Pablo I, Raúl Israel 1, Arturo Bolívar 1, Paraíso, San Vicente A y Melida 1.

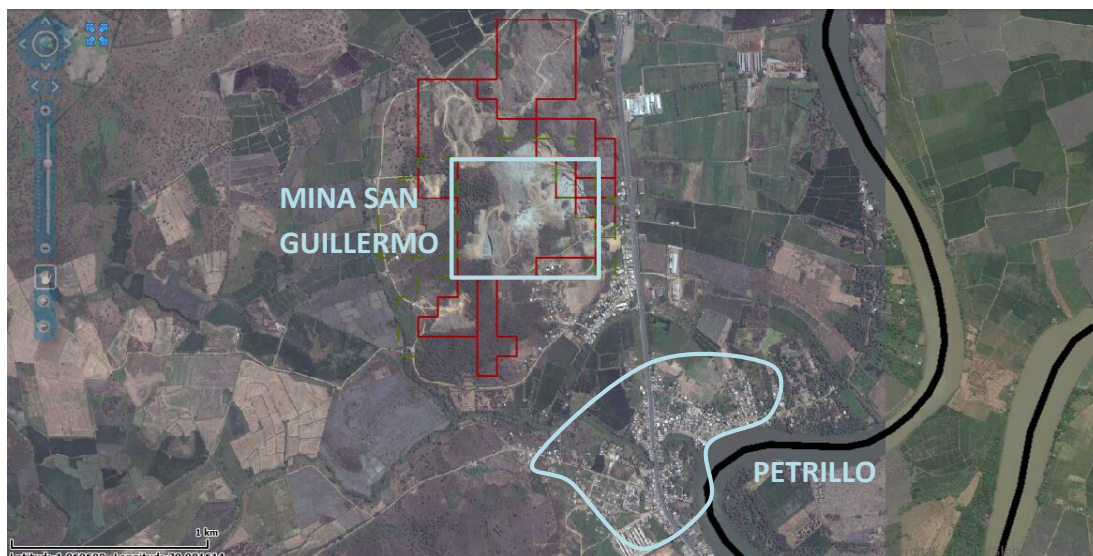


Figura N° 2.- Ubicación de la cantera San Guillermo, Catastro minero 2015

Esta concesión minera pertenece a la Constructora Hidalgo e Hidalgo S.A.; y proporciona material para la construcción y mantenimiento de vías a la concesionaria Conorte S.A.

(HeH constructores, 2015) Conorte S.A. posee la concesión de las vías del Grupo 1 Guayas Norte, las cuales son: La Aurora–Samborondón, Durán–Jujan, Km 35–La Cadena, Guayaquil–El Empalme, La T–Milagro. Además de las nuevas vías Puente Alterno Norte y accesos, Maravillas-Salitre-Daule, Vía enlace Durán-Jujan/Durán-Bolicho.

La producción de la concesión se centra en la extracción de roca andesita basáltica, material que es procesado para obtener roca base, sub base y material fino para asfalto. No existe registro de la producción de material pétreo, se indicó que el material extraído está destinado a cubrir las necesidades de la concesionaria Conorte S.A.

1.3. Situación Socioeconómica

1.3.1 Población

Según información del Instituto Nacional de Estadísticas y Censos (INEC) obtenida en el censo nacional del año 2010, el cantón Nobol tiene una población de 19600 habitantes, de los cuales 9744 son hombres y 9856 son mujeres, entre las áreas urbanas y rurales.

Tabla 1.- Población del Cantón Nobol

Sexo	2001				2010			
	RURAL		URBANO		RURAL		URBANO	
	Población	%	Población	%	Población	%	Población	%
Hombre	4323	51,49	3210	50,50	5751	50,70	4105	50,70
Mujer	4073	48,51	3147	49,50	5593	49,30	4152	49,30
Total	8396	100	6357	100	11344	100	8256	100

Fuente: Instituto Nacional de Estadísticas y Censos, 2010

Este cuadro presenta la población Rural y Urbano del cantón Nobol; del censo INEC realizado en el año 2001 y 2010. En este análisis demográfico de los censos 2001 versus 2010, se observa un crecimiento de la población por cada área con su respectivo género. Según INEC el incremento porcentual rural total es de 17,6 %, entre hombres y mujeres. En el área

urbana total se genera un mayor de 21,98 %, esto es a causa de la migración interna hacia los centros poblados urbanos más cercanos.

1.3.2 Pobreza y Población Económicamente Activa (PEA)

(INEC, 2010) En relación con el país y la provincia del Guayas, el cantón Nobol tiene un mayor porcentaje de pobreza por Necesidades Básicas Insatisfechas (NBI), es decir un 74,62% de personas pobres. Además de ser un cantón en donde el porcentaje de personas pobres aumentó en relación al año 2001, con un valor de 2,77 %.

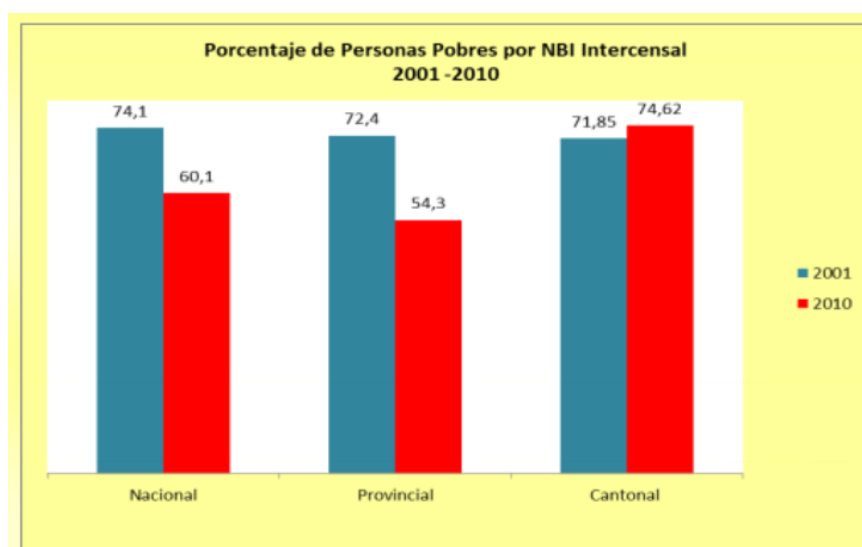


Figura N° 3.- Porcentaje de Personas Pobres por NBI, INEC 2010

Según datos del censo INEC 2010, en el cantón Nobol del total de la población en edad económicamente activa, el 36,20 %, en relación al 34,06%

del 2001, la población económicamente activa en el área urbana representa el 44.87 %, mientras que en el área rural representa el 55.12%, es decir que existe un alto índice de población que se encuentra laborando en labores agrícolas.

Existen tres sectores económicos primarios, secundarios y terciario, el primer sector más ocupado está relacionado con la agricultura, ganadería y silvicultura, representa el 51 %, el terciario es el comercio con un 35 %; y por último el sector secundario, se refiere a las actividades como la construcción y manufacturas, que tiene ocupado al 14% de su población.

1.3.4 Uso de Tierras

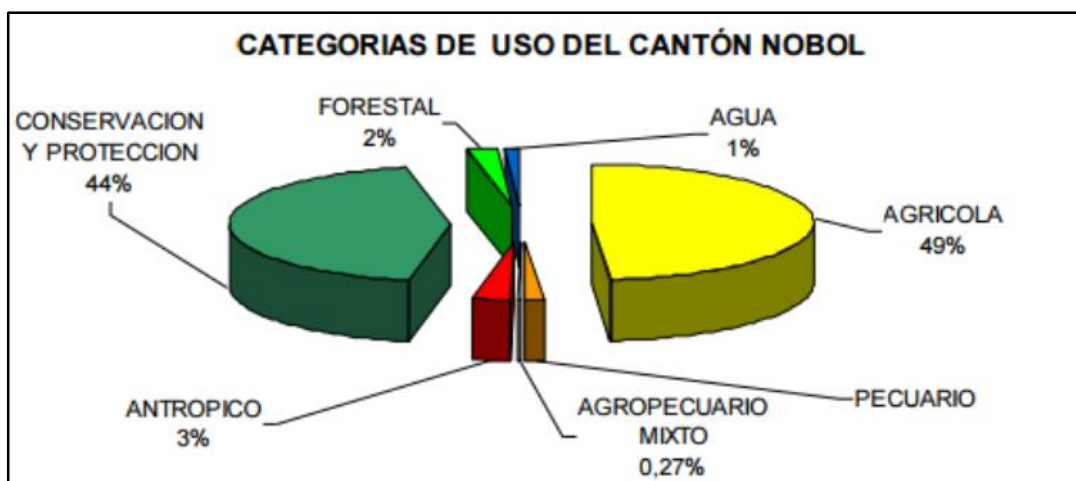


Figura N° 4.- Categorías de uso del cantón Nobol, GAD NOBOL 2014

(GAD Nobol, 2014) De acuerdo al Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial, el cantón Nobol, posee 93,20 hectáreas que representan el 0,43% de la superficie total, con un uso de la tierra dedicado básicamente a la

extracción de piedra, cascajo, y materiales pétreos que son empleados para la construcción de vías y caminos vecinales de la provincia del Guayas.

Actualmente el GAD municipal informa que el cantón Nobol realiza únicamente extracciones de material pétreo en una área de 10 hectáreas por parte de la compañía Hidalgo & Hidalgo.

1.4. Problema

Dentro de las explotaciones mineras de materiales de construcción en la Provincia del Guayas, el método más usado para el arranque de material es el de perforación y voladura. Alternativo a este método de extracción se utiliza el arranque mecánico con maquinaria pesada como: excavadoras frontales, retroexcavadoras y dragas (extracción de arena de lecho de río).



Figura N° 5.- Frente de trabajo de la mina San Guillermo

El método de arranque usado para la explotación de roca andesita basáltica en la mina San Guillermo es mediante voladuras, realizándose dos voladuras semanales en los frentes de explotación. Luego el material rocoso es cargado con retroexcavadoras y transportada por volquetas hacia la planta de trituración, donde se le dará el tamaño adecuado acorde a las necesidades (roca base, sub base y material para asfalto). El material procesado que no es utilizado inmediatamente es almacenado en pilas descubiertas con altura de 10 metros.

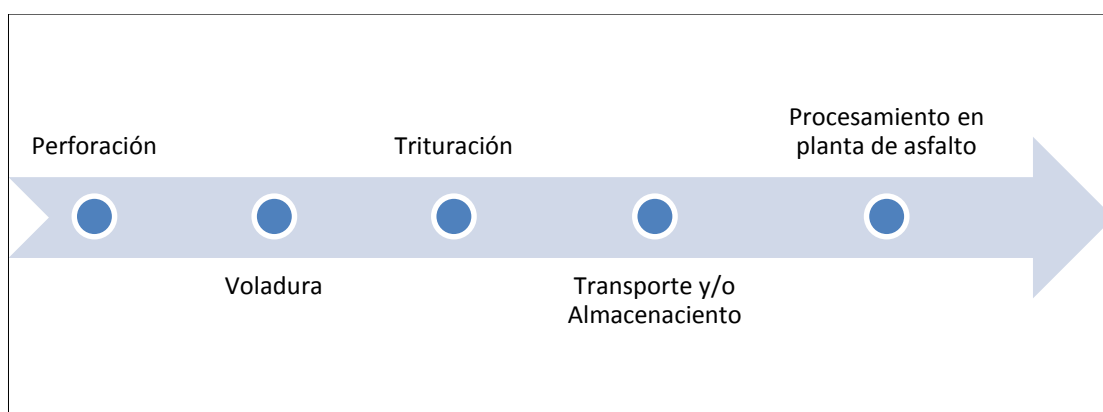


Figura N° 6.- Labores mineras en la Mina San Guillermo, Constructora HeH

En la mina San Guillermo el método de arranque se presenta con varios inconvenientes, uno de ellos es la mala proyección, donde el material no abandona de manera eficaz el macizo rocoso luego de la voladura. En este entorno se genera la necesidad de utilizar maquinaria adicional para poder mover la roca del frente de trabajo.

La mala proyección del material es debida solo al factor de diseño de encendido de las cargas dentro de la malla de voladura. La utilización incorrecta de retrasos entre las filas de barrenos ocasiona que el material evacue de manera no planificada el frente de explotación.

Tener el frente de explotación ocupado más de lo necesario con maquinaria ocasiona que se tenga que realizar perforaciones en otro frente hasta que se pueda desocupar de material el frente actual, demorando los tiempos de producción por movimientos de maquinarias, además de tener una explotación desordenada donde se dificulte la maniobrabilidad de los elementos de transporte de material.

(Alvarez, 1996) Otro inconveniente usual es obtener tamaños de roca con diámetros mayores a un metro, tamaños no recomendables para que la trituración primaria sea efectiva. Al no tener este tamaño de roca se deberá utilizar otro método de ruptura preliminar para evitar la sobrecarga de la trituradora. Estas maniobras generan retraso en la producción así como demandan la utilización de maquinaria auxiliar generando gastos adicionales a los del método de arranque.



Figura N° 7.- Problemas de fragmentación de la roca en la voladura

Tabla 2.- Etapas en la reducción de tamaño, S. Hücki

TAMAÑO	DENOMINACIÓN
De infinito a 1 m	Arranque
De 1 m a 100 mm	Trituración primaria
De 100 mm a 10 mm	Trituración secundaria
De 10 mm a 1 mm	Molienda gruesa
De 1 mm a 100 μ m	Molienda fina
De 100 μ m a 10 μ m	Molienda ultra fina
De 10 μ m a 1 μ m	Micronización

Fuente: Trituración, Molienda y Clasificación, Ramón Álvarez

(J. Herrera, J. Castilla, J. Bernaola, 2013) Dentro de las posibles causas de la ineficacia de la voladura en el arranque de material rocoso, podemos citar la no consideración de los parámetros geológicos y geomecánicos del macizo rocoso. Esto debido a que las rocas responden de forma diferente a las

ondas de detonación del explosivo, en lo referente al fenómeno de ruptura y fragmentación.

Generalmente se relaciona la volabilidad de una roca con su dureza, es decir una roca más dura necesitará mayor cantidad de explosivo para ser volada, pero existen otros factores importantes como la fragilidad de la roca y la presencia de discontinuidades en el macizo rocoso.

La cantidad y el confinamiento del explosivo son factores importantes en el diseño de la voladura, por tal razón el cebado y retacado de los barrenos representan la mayor parte del rendimiento de las voladuras.



Figura N° 8.- Factores que influyen en el rendimiento de las voladuras, Perforación y voladura de rocas en minería 2013.

Con respecto al tema ambiental, no se registran afectaciones a la población cercana, tanto contaminación auditiva como contaminación por material particulado.

Dada las condiciones planteadas del problema **¿Es factible mejorar el rendimiento de las voladuras con atención en los factores geomecánicos y de diseño de la malla de voladura, en el sistema de explotación de roca andesita basáltica en la mina San Guillermo?**

1.5. Objetivos

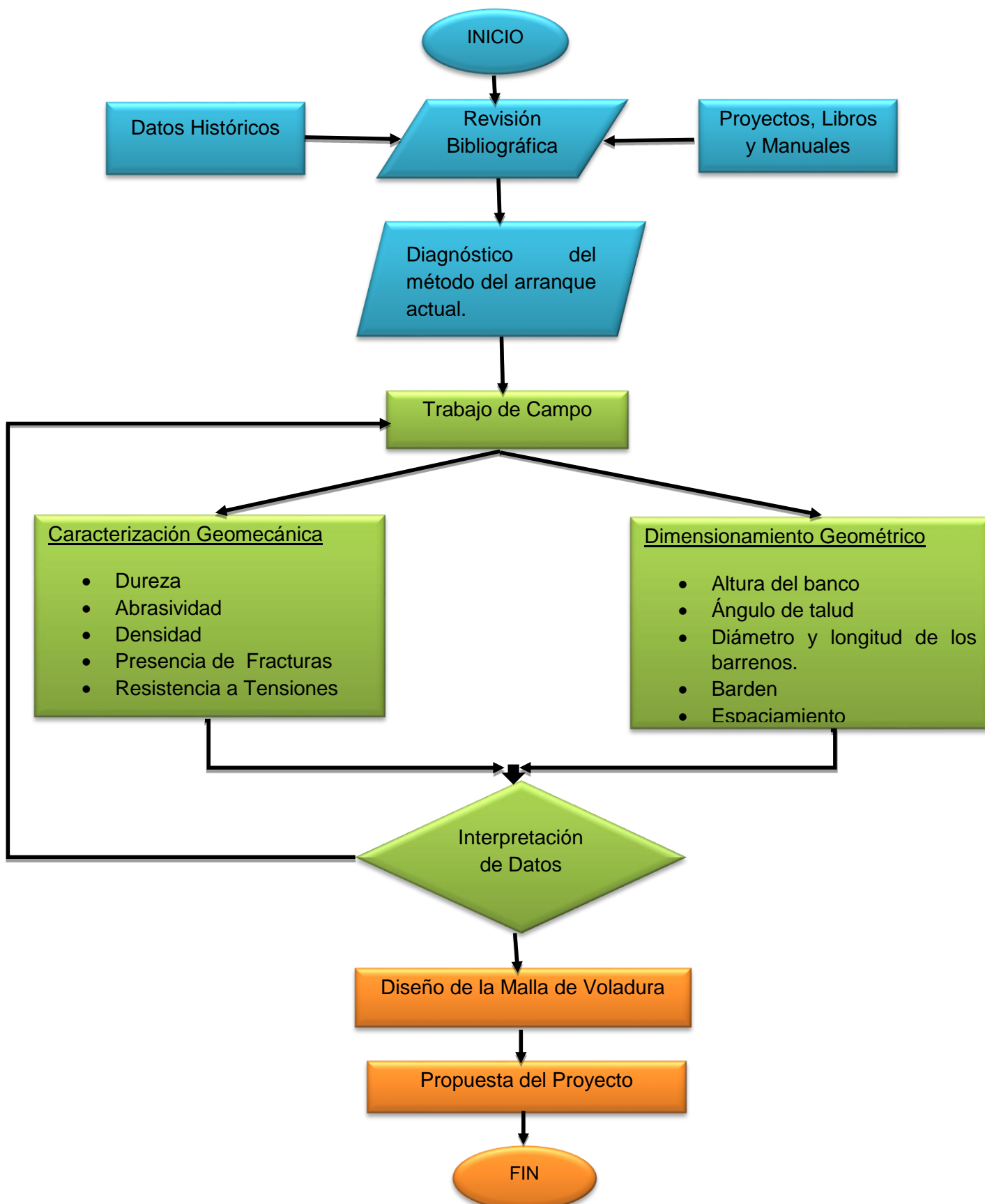
General:

Diseñar una malla de voladura considerando los parámetros geomecánicos del macizo rocoso que mejore el rendimiento del método de arranque por voladuras de roca andesita basáltica en la mina San Guillermo.

Específicos:

- Caracterizar el macizo rocoso con la toma de datos en campo para considerar estas propiedades geomecánicas en el diseño de la malla de voladura.
- Dimensionar los bancos de explotación, con mediciones realizadas en campo para obtener los datos geométricos de la malla de voladura.
- Realizar un esquema de carga y cebado de los barrenos con la cantidad de explosivo calculado, para obtener una voladura efectiva.

1.6 Metodología



La metodología que se realizó para la estructura del proyecto consta en tres fases, Fase Preliminar, Fase de Interpretación de Datos y como último, la Fase de Diseño y Propuesta.

Fase Preliminar

En esta fase se presenta la identificación del problema, como parámetros, cantidad de explosivos y procesos técnicos inadecuados, que están presentes en la cantera, desde la perspectiva técnica que se posee se define la estructura a seguir para solucionar los inconvenientes presentados, para ello se efectuó la revisión bibliográfica la cual trata investigaciones previas de proyectos, libros y manuales que hacen referencia al sistema, procedimientos y método utilizados en investigaciones similares que guardan relación con la explotación a cielo abierto, diseños de mallas, explosivos utilizados para la extracción de materiales de construcción del método de arranque por voladura, con todos los criterios y definiciones encontrados se realiza un diagnóstico del método de arranque actual, estos que nos conducirán de manera viable a la selección y aplicación de una mejor metodología y llegar a una resultado esperado.

Fase Interpretación de Datos

En esta fase es la parte experimental del proyecto que sirve para la obtención de los datos y proceder a su interpretación, se realizan dos procesos, salida de campo y trabajo de oficina.

En la salida de campo se procede a coger datos *in-situ*, realizando la caracterización geomecánica del macizo rocoso, obteniendo datos importantes como la dureza, abrasividad, densidad, presencia de fracturas y resistencias a tensiones y el dimensionamiento para la obtención de la altura del banco, ángulo de talud, diámetros y longitud de los barrenos, burden y espaciamiento para el diseño de la malla de voladura. Se realizaron los siguientes procesos:

El primer proceso se hizo el estudio en la cantera haciendo las características generales del macizo rocoso

1. Identificando el macizo rocoso su litología, ubicación geográfica y geológica, haciendo divisiones de zonas homogéneas registrando gráficos de afloramiento por medio de fotos, esquemas y dibujos describiendo cada zona.
2. Se realiza una descripción más detallada de la matriz rocosa y sus discontinuidades con ayuda de la brújula y cinta métrica, se determina tipo de meteorización, resistencia y las características de

discontinuidades más relevantes como orientación espaciado, apertura, relleno, rugosidad y continuidad identificando las familias que presentan el macizo.

3. Para la determinación de la resistencia se emplea los métodos de laboratorios con el esclerómetro.
4. Se realiza una calificación del macizo rocoso y se determina de acuerdo al puntaje obtenido qué clase de macizo se tiene

El otro proceso es de trabajo de oficina (gabinete), es la interpretación y procesamiento de información, por medio del programa DIP se identifica las cantidades y tipos de familias existentes permite evaluar el comportamiento del macizo rocoso.

Fase de Diseño y Propuesta.

Esta etapa con todos los datos interpretados se procede a realizar el diseño de la malla de voladura cumpliendo con los parámetros geomecánicos, geométricos técnicos y características de los explosivos necesarios para este método de arranque y se plantea esta propuesta ya con los cambios de diseño, cantidad de explosivo, forma de encendido de las cargas de barrenos y nuevas directrices para la mejora de la eficiencia de la explotación del material.

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1. Mecanismos de rotura de la roca

(J. Pernia, C. Lopez, F. Ortiz, E. Lopez, 1987) Durante la detonación de una carga de explosivo en el interior de la roca, las condiciones de sollicitación que se presentan están caracterizadas por dos fases de acción:

1° fase.- Se produce un fuerte impacto debido a la onda de choque, vinculada a la Energía de Tensión, durante un corto espacio de tiempo.

2° fase.- Actúan los gases producidos detrás de la zona de reacción que a alta presión y temperatura son portadores de la Energía Termodinámica o de Burbuja.

En la fragmentación de materiales rocosos con explosivos intervienen al menos ocho mecanismos de rotura:

- a. **Trituración de la roca.**- En los primeros instantes de la detonación, la presión en el frente de la onda de choque que se expande de forma cilíndrica alcanza valores que superan ampliamente la resistencia a compresión de la roca provocando la destrucción de su estructura intercrystalina e intergranular.

b. Agrietamiento radial.- Durante la propagación de la onda de choque, la roca circundante al barreno es sometida a una intensa compresión radial que induce componentes de tracción en los planos tangenciales del frente de dicha onda. Cuando las tensiones superan la resistencia dinámica a tracción de la roca se inicia la formación de una densa zona de grietas radiales alrededor de la zona triturada que rodea al barreno.

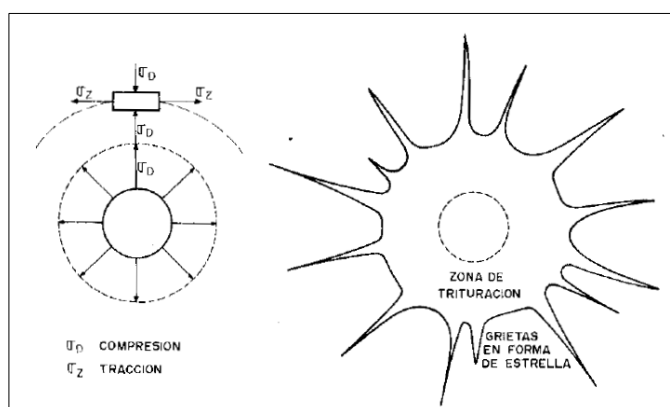


Figura N° 9.- Agrietamiento radial, Manual de perforación y voladura de rocas 1987

c. Reflexión de la onda de choque.- Cuando la onda de choque alcanza una superficie libre se generan dos ondas, una de tracción y otra de cizallamiento

d. Extensión y apertura de las grietas radiales.- Las grietas radiales se prolongan bajo la influencia de la concentración de tensiones en los extremos de las mismas. El número y longitud de las grietas abiertas y desarrolladas depende fuertemente de la presión de los gases.

- e. Fracturación por liberación de carga.-** La energía de Tensión almacenada se libera muy rápidamente, generándose sollicitaciones de tracción y cizallamiento que provocan la rotura del macizo.
- f. Fracturación por cizallamiento.-** En las formaciones rocosas sedimentarias cuando los estratos presentan distintos módulos de elasticidad, se produce la rotura en los planos de separación al paso de la onda de choque por las tensiones diferenciales.
- g. Rotura por flexión.-** La presión ejercida por los gases de explosión sobre el material situado frente a la columna de explosivo hace que la roca actúe como una viga doblemente empotrada en el fondo del barreno del barreno y en la zona de retacado, produciéndose la deformación y el agrietamiento de la misma por los fenómenos de flexión.

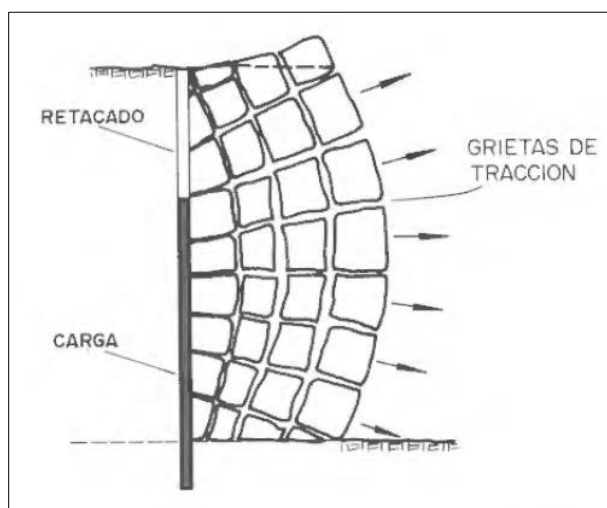


Figura N° 10.- Rotura por flexión, Manual de perforación y voladura de rocas 1987

h. Rotura por colisión.- Los fragmentos de roca creados por los mecanismos anteriores y acelerados por los gases son proyectados hacia la superficie libre, colisionando entre y dando lugar a una fragmentación adicional.

2.2. Propiedades de las rocas y de los macizos rocosos y su influencia en los resultados de las voladuras

(J. Pernia, C. Lopez, F. Ortiz, E. Lopez, 1987) Los materiales que constituyen los macizos rocosos poseen ciertas características físicas que son función de su origen y de los procesos geológicos posteriores que sobre ellos han actuado.

2.2.1 Propiedades de las rocas

Densidad

Las densidades y resistencias de las rocas, presentan normalmente una buena correlación. En general, las rocas de baja densidad se deforman y rompen con facilidad, requiriendo un factor de energía relativamente bajo mientras que las rocas densas requieren una mayor cantidad de energía para lograr una fragmentación satisfactoria, así como un buen desplazamiento y esponjamiento.

En rocas con alta densidad para que el impulso impartido a la roca por la acción de los gases sea el adecuado, se deben tomar las siguientes medidas:

- Aumentar el diámetro de perforación para elevar la presión de barreno
- Modificar la secuencia de encendido
- Mejorar la efectividad del retacado con el fin de aumentar el tiempo de actuación de los gases.
- Utilizar explosivos con una alta Energía de Burbuja

Resistencias dinámicas de las rocas

Para el tratamiento de problemas reales se utilizan resistencias dinámicas (compresión y tensión), debido a que estas aumentan con el índice de carga (Rinehart, 1958; Persson, 1970) pudiendo llegar a alcanzar valores entre 5 y 13 veces superiores a las estáticas.

El consumo específico de explosivo requerido en las voladuras en banco puede correlacionarse con la resistencia a la compresión, tal como se indica en la tabla N° 3 (Kutuzov, 1979).

Tabla 3.- Clasificación de las rocas según su facilidad a la fragmentación con explosivos en minas a cielo abierto.

CONSUMO ESPECIFICO DE EXPLOSIVO		DISTANCIA MEDIA ENTRE FRACTURAS NATURALES EN EL MACIZO (m)	RESISTENCIA DE LA ROCA A COMPRESION SIMPLE (MPa)	DENSIDAD DE LA ROCA (t/m ³)
LIMITES DE CLASES (kg/m ³)	VALOR MEDIO (kg/m ³)			
0.12-0.18	0.150	< 0.10	10-30	1.40-1.80
0.18-0.27	0.225	0.10-0.25	20-45	1.75-2.35
0.27-0.38	0.320	0.20-0.50	30-65	2.25-2.55
0.38-0.52	0.450	0.45-0.75	50-90	2.50-2.80
0.52-0.68	0.600	0.70-1.00	70-120	2.75-2.90
0.68-0.88	0.780	0.95-1.25	110-160	2.85-3.00
0.88-1.10	0.990	1.20-1.50	145-205	2.95-3.20
1.10-1.37	1.235	1.45-1.70	195-250	3.15-3.40
1.37-1.68	1.525	1.65-1.90	235-300	3.35-3.60
1.68-2.03	1.855	> 1.85	> 285	> 3.55

Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas

Porosidad

Existen dos tipos de porosidad: la intergranular o de formación y la de disolución o post formación. La primera puede considerarse uniforme en el macizo y provoca dos efectos

- Atenuación de la energía de la onda de choque
- Reducción de la resistencia dinámica a la compresión, lo incrementa la trituración y presencia de finos

La porosidad de post formación es la causada por huecos y cavidades causadas por fenómenos ajenos a la génesis de la roca. Los espacios son mayores y con una distribución menos uniforme que la porosidad intergranular. Estas cavidades no solo afectan a la perforación con la pérdida de varillaje y atranques, sino incluso la eficiencia de la voladura, especialmente cuando se utilizan explosivos a granel y bombéales.

Fricción interna

Como las rocas no contribuyen un medio elástico, parte de la energía de la onda de tensión que se propaga a través de él se convierte en calor por diversos mecanismos. Estos mecanismos son conocidos por fricción interna (SDC), que miden la disponibilidad de las rocas para atenuar la onda de tensión generada por la detonación del explosivo.

La intensidad de la fracturación debida a la onda de tensión aumenta conforme disminuye la SDC.

Conductividad

Las fugas o derivaciones de corriente pueden ocurrir cuando los detonadores se colocan dentro de los barrenos en rocas de cierta conductividad, como por ejemplo los sulfuros complejos y magnetitas, especialmente cuando las rocas son abrasivas y existe presencia de agua en el medio de pega.

2.2.2 Propiedades de los macizos rocosos

Litología

Las voladuras en zonas donde se producen un cambio litológico brusco, por ejemplo estéril y mineral, y consecuentemente una variación de las propiedades resistentes de las rocas obliga a una reconsideración del diseño, pudiendo seguirse dos caminos:

- Esquemas iguales para los tipos de roca y variación de las cargas unitarias.
- Esquemas distintos pero con igual carga por barreno. Esta disposición suele adoptarse manteniendo igual la dimensión de la piedra.

Fracturas preexistentes

Todas las rocas en la naturaleza presentan algún tipo de discontinuidades, microfisuras y macrofisuras, que influyen de manera decisiva en las propiedades físicas y mecánicas de las rocas, y consecuentemente, en los resultados de las voladuras.

Las discontinuidades pueden ser de varios tipos: planos de estratificación, planos de laminación y foliación primaria, planos de esquistosidad y pizarrosidad, fracturas y juntas.

Las discontinuidades pueden ser cerradas, abiertas o rellenas, y por ello con diferentes grados de transmisión de la energía del explosivo. Los labios de estas discontinuidades son superficies planas sobre las cuales se reflejan las ondas de choque atenuando y dispersando la energía desarrollada.

Tensiones de campo

Cuando actúan tensiones de campo residuales tectónicas o gravitacionales (no hidrostáticas), el esquema de fracturas generado alrededor de los barrenos puede ser influenciado por la concentración no uniforme de tensiones alrededor del mismo.

Se necesitarán perforaciones adicionales para liberar tensiones en puntos donde haya concentración de tensiones residuales.

Presencia de agua

Las rocas porosas y los macizos rocosos intensamente fracturados cuando se encuentran saturados de agua presentan habitualmente ciertos problemas:

- Obligan a seleccionar explosivos no alterables con el agua
- Producen la pérdida de barrenos por hundimientos internos
- Dificultan la perforación inclinada

Temperatura del macizo rocoso

Los yacimientos que contienen piritas suelen presentar problemas de altas temperaturas de la roca por defecto de la oxidación lenta de este mineral, haciendo que los agentes explosivos del tipo Anfo reaccionen exotérmicamente a partir de temperaturas de 120 °C.

Una recomendación general cuando se presentan estos problemas es la de limitar el número de barrenos por voladura, a fin de disminuir el tiempo que transcurre entre la carga y el disparo.

2.3. Conceptos básicos en el diseño de voladuras

(J. Herrera, J. Castilla, J. Bernaola, 2013) Se entiende por voladura la disposición de un grupo de barrenos, en los que se ha colocado una cierta carga de explosivo y se inicia con una secuencia tal que se consiguen los resultados de fragmentación y desplazamiento deseados, sin afectar a elementos ajenos a la misma.

Se tiene otros conceptos que se desarrollan en torno a las voladuras:

- Disposición de barrenos: ubicación de los barrenos en la voladura
- Carga de explosivo: cantidad de agentes explosivos por barreno
- Secuencia: orden de detonación de los barrenos
- Fragmentación: distribución de tamaños de pila de roca volada
- Desplazamiento: movimiento de la pila de roca volada

2.4. Parámetros de las voladuras en banco

- **Banco:** lugar donde se ubican los barrenos de voladura que viene definido por la planificación establecida así como el método de explotación.
- **Altura de banco:** distancia vertical entre dos bancos adyacentes.
- **Ángulo de frente:** ángulo de talud definido entre dos bancos adyacentes. Puede expresarse con respecto a la vertical o a la horizontal.
- **Piedra:** distancia entre el barreno y la cara libre
- **Espaciamiento:** distancia entre dos barrenos adyacentes en la misma fila.

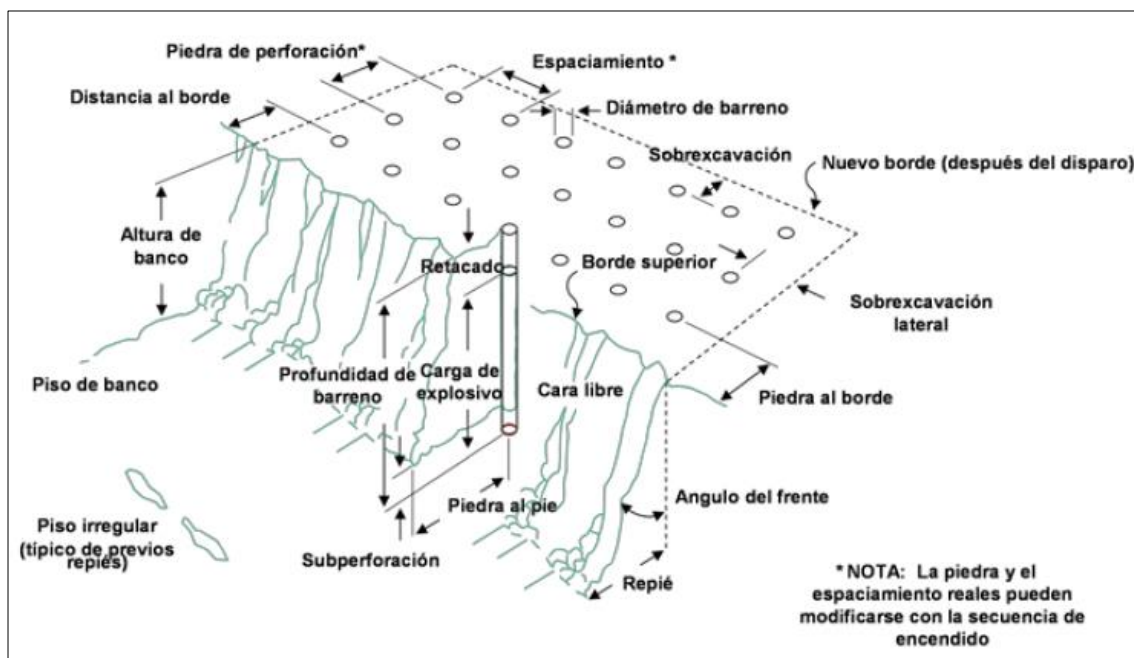


Figura N° 11.- Parámetros de voladura en bancos, Perforación y voladura de rocas en minería 2013

2.5. Voladuras en banco

(J. Herrera, J. Castilla, J. Bernaola, 2013) Las voladuras en banco son aquellas que se realizan mediante la detonación de barrenos verticales o subverticales, utilizando como cara libre un frente paralelo a los mismos.

Los barrenos que conforman la voladura en banco se perforan formando una malla que viene definida por la distancia al frente llamada piedra o burden (B) y el espaciamiento lateral entre barrenos (S).

La geometría de los barrenos en voladura en banco tienen varias características entre las que se puede destacar la sobreperforación (J), que es la prolongación de la longitud de perforación por debajo del piso teórico de explotación. Es aconsejable en la práctica usar la expresión $J = 0.3 * B$

Otras variables de diseño de este tipo de voladuras son la altura de banco (H), la inclinación de los barrenos respecto a la vertical (α) y la distribución del explosivo dentro de los mismos.

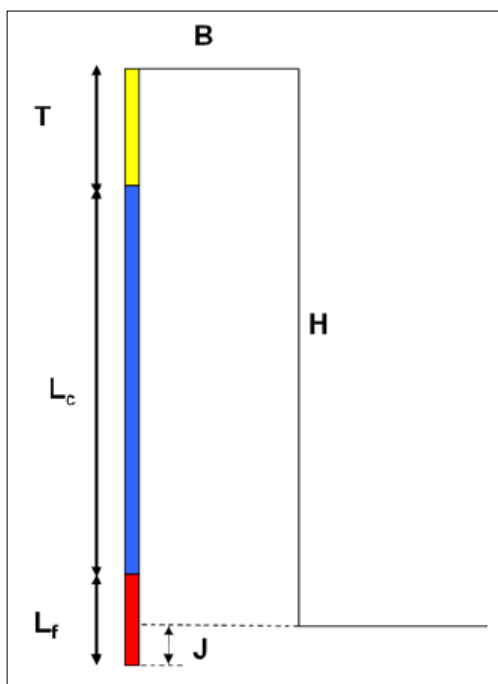


Figura N° 12.- Parámetros geométricos de las voladuras en banco, Perforación y voladura de rocas en minería 2013

A cada barreno de longitud (L) le correspondería teóricamente el arranque y fragmentación de un bloque de roca paralelepípedo de base $B \times S$ y altura H . La longitud del barreno vendría dada por:

$$L = \frac{H + J}{\cos \alpha}$$

La zona situada próxima al pie del banco. Es la que tiene un mayor grado de fijación al macizo rocoso y requeriría, por tanto mayor energía explosiva para su arranque. La carga explosiva que se ubicará en esta zona se denominará “carga de fondo”.

La zona situada sensiblemente por encima, cuenta con la ayuda de trabajo de “descalce” realizado por la carga de fondo y requiere, generalmente, una energía menor, la carga explosiva que se ubicará en esta zona se denominará “carga de columna”.

Por último, la parte más alta tendría la función de retener, al menos durante un corto espacio de tiempo, los gases producidos por la explosión para dirigir la acción de los mismos hacia la fragmentación de la roca. A esta zona le corresponde la longitud de barreno (T) denominado Retacado, que se deja sin cargar y se rellena de material inerte.

Los explosivos más densos y potentes (dinamitas, hidrogeles, emulsiones etc.) serían por tanto adecuados para carga en fondo, en tanto que aquellos menos densos y de menor potencia (anfós, emulsiones etc.) serían más útiles como carga de columna.

En la práctica es habitual dejar un retacado R igual a la piedra B o a la mitad de esta según los riesgos de proyecciones que se puedan correr y el tamaño máximo de los bloques que puedan producirse en esta zona.

2.6. Influencia del ángulo de perforación en la voladura

Existen varias opciones para el diseño de voladuras, de las cuales se diferencian claramente dos tipos: voladuras de barrenos verticales o de barrenos inclinados.

Ambas opciones tienen ventajas e inconvenientes, que deben valorarse en cada caso. Como se ha descrito anteriormente, la disposición de los barrenos deben ser paralelos al frente de voladura, de manera general este tendrá cierto ángulo de inclinación, para asegurar la estabilidad del mismo, en función de las características geotécnicas. En cambio, existen casos en los que la perforación vertical mejora el rendimiento global de la voladura.

2.7. Fórmulas de cálculo de esquemas de voladuras en banco

Cuando se disponga en la voladura de una adecuada cara libre, la zona de fragmentación aceptable se extiende hasta una distancia de aproximadamente 40 veces el diámetro de la carga. Esta estimación es la que da lugar a la sencilla regla nemotécnica que sugiere que, supuesta una malla cuadrada ($B=S$), “la piedra B expresada en metros ha de ser aproximadamente igual al diámetro de la carga D , expresado en pulgadas”.

Langefors y Kihlstrom (1963) propusieron la siguiente fórmula para definir la piedra máxima B_m :

$$B_m = \left(\frac{D}{33}\right) * \sqrt{\frac{d_e * PRP}{k * f * (S/B)}}$$

Donde B está dado en metros y el diámetro D en milímetros.

d_e : densidad del explosivo

PRP: potencia relativa en peso

S/B: relación espaciamento/piedra

f: factor de fijación de la roca

- Barrenos verticales $f= 1$
- Barrenos Inclinaados 3:1 $f=0.9$
- Barrenos inclinados 2:1 $f=0.85$

K: factor de roca

Este factor de roca (k) se define a partir de la carga específica "c" (cantidad en de explosivo en kg. necesaria para arrancar un m^3 de roca), mediante la expresión: $k = c + 0.05$

La piedra máxima B_m habría de reducirse hasta un valor práctica de B que cubriera las posibles desviaciones y errores inherentes a la perforación.

La fórmula de Langefors y Kihlstrom, desarrollada principalmente en base a datos obtenidos con rocas duras y diámetros pequeños, tiene en tales circunstancias el mayor grado de verosimilitud.

2.8. Cálculo de la carga de explosivo por barreno

Determinación de la carga en fondo

Se ha establecido con anterioridad una longitud máxima de carga de fondo de 1.3 veces el valor de la piedra.

La cantidad de explosivo en el barreno vendrá dada por la expresión:

$$C_f = \frac{\pi * D^2 * 1.3B * d_e * 100}{4000}$$

Que vendrá expresada en kilogramos si D se expresa en cm, B en m y d_e en g/cm^3 .

Determinación de la carga en columna

La longitud de carga de columna será:

$$L_c = L_b - 2.3B$$

Siendo:

L_c Longitud de la carga de columna

L_b Longitud total del barreno

B piedra

2.9. Secuencia de encendido

Con la secuencia de encendido se puede variar no solo los desfases de tiempo entre la detonación de los distintos barrenos, sino también la dirección de salida de la voladura y de movimiento de la pila de material volado.

Los objetivos que se pretenden con la secuencia de encendido son los siguientes:

- Conseguir mayor fragmentación, esponjamiento y el desplazamiento de la roca volada de acuerdo con las operaciones siguientes.
- Reducir las proyecciones y sobre excavaciones
- Minimizar la intensidad de las vibraciones transmitidas al macizo rocoso y la onda aérea producida.

Cualquiera que sea la secuencia proyectada, está deberá garantizar que, cualquier barreno, al detonar, dispone de una cara libre frente a él, bien sea del frente original o de uno nuevo creado por la detonación previa de otro barreno.

De esta manera, los barrenos de la primera fila, habrán de salir antes que los de la segunda fila y así sucesivamente. Así en un frente recto, se podría adjudicar el número "0", que corresponde a la detonación instantánea, a la primera fila, el "1" a la segunda, el "2" a la tercera, etc.

El desplazamiento de la masa volada tendría así lugar hacia adelante en dirección perpendicular al frente inicial.

Sin embargo, en ese mismo frente podrían también haber dispuesto los detonadores de manera que los números de tiempo fueran aumentando no sólo de la primera a las últimas filas, sino también del centro hacia ambos laterales. Ello hubiera dado lugar a sucesivos frentes en forma de cuña, apuntada o truncada, que iría avanzando simultáneamente hacia atrás y hacia ambos lados.

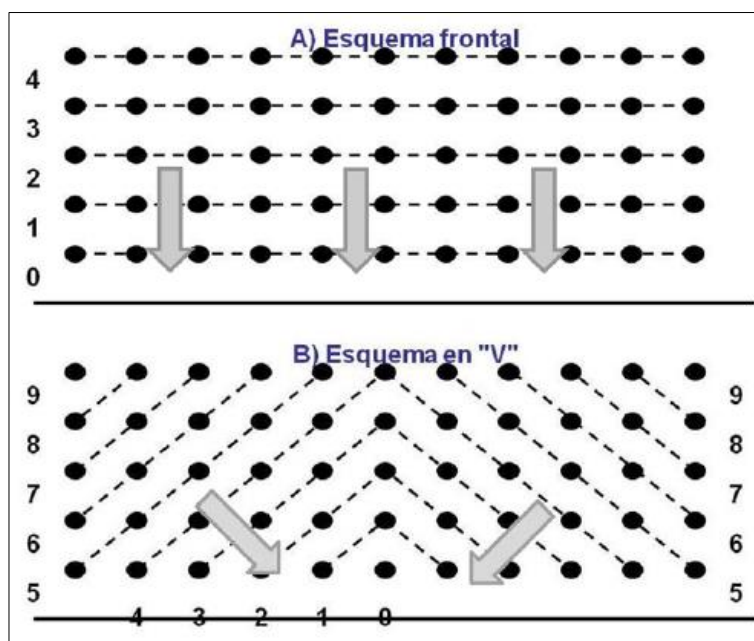


Figura N° 13.- Secuencia de encendido con detonadores eléctricos, Perforación y voladura de rocas en minería 2013

CAPÍTULO III

3. TRABAJO DE CAMPO

3.1. Caracterización Geomecánica

Se realizaron varias visitas de campo para tener un reconocimiento de la zona en la que se efectuara la toma de muestras y mediciones para la caracterización del macizo rocoso. Se realizaron los siguientes procedimientos:

1. Visita de campo y reconocimiento visual
2. Caracterización del macizo rocoso
3. Realizar muestreo y ensayos
4. Resultados de laboratorio

3.1.1 Visita de Campo y Reconocimiento Visual



Figura N° 14.- Macizo Rocosos de la cantera

La visita de campo nos permite tener un estudio amplio de la matriz rocosa, discontinuidades y características en general del macizo rocoso, lo cual nos ayuda a evaluar el comportamiento geotécnico del macizo rocoso.

Se identificó visualmente la clasificación geológica y la meteorización de la matriz rocosa. Las características generales sus discontinuidades como su orientación, espaciado, continuidad, rugosidad, abertura, relleno y filtraciones, propiedades medibles in situ con la ayuda de herramientas básicas como brújula, cinta métrica, regla, martillo de Schmidt.

3.1.2 Caracterización del macizo rocoso

(Ferrer, González de Vallejo, Eds, 1999) Se realizó el siguiente proceso para proceder a la caracterización del macizo rocoso:

- 1) Metodología y Sistemática
- 2) Descripción y zonificación del afloramiento
- 3) Caracterización de la matriz rocosa
- 4) Descripción de las discontinuidades
- 5) Parámetros del macizo rocoso

1) Metodología y Sistemática

Durante los primeros trabajos realizados in situ, nos permitieron obtener información importante y necesaria del afloramiento, los datos deben ser representativos, toda información es relevante, sus descripciones pueden plasmarse en una imagen permitiendo una mejor visualización.

Al realizar la caracterización de macizo rocoso, se realiza una descripción general de las condiciones del terreno, en la concesión de la cantera “San Guillermo” se observan dos zonas: la zona 1 tiene un matriz rocosa sana, la zona 2 posee cubierta vegetal alrededor, además se observa un cambio de color en la matriz rocosa debido a la meteorización. Ambas zonas poseen similares familias de discontinuidades.

Revisar la plantilla de descripción visual del macizo rocoso en el Anexo 1.

2). Descripción y zonificación del afloramiento

Para tener una identificación detallada del afloramiento del macizo roco y su descripción general seguiremos la secuencia de caracterización de (Ferre y Gonzales de Vallejo, 1999).

a) Ubicación

La mina San Guillermo se encuentra ubicado en el recinto Petrillo del cantón Nobol, provincia del Guayas, ver figura N° 2. El área de estudio está ubicada en la formación Piñón, son afloramientos extensos que ocurren en la Cordillera Chongón Colonche, Son rocas ígneas básicas con lavas basálticas, brechas de origen submarino, piroplásticos turbidícos.

b) Fotografías y Esquema



Figura N° 15.- Macizo Rocoso de la cantera

c) Descripción geológica general

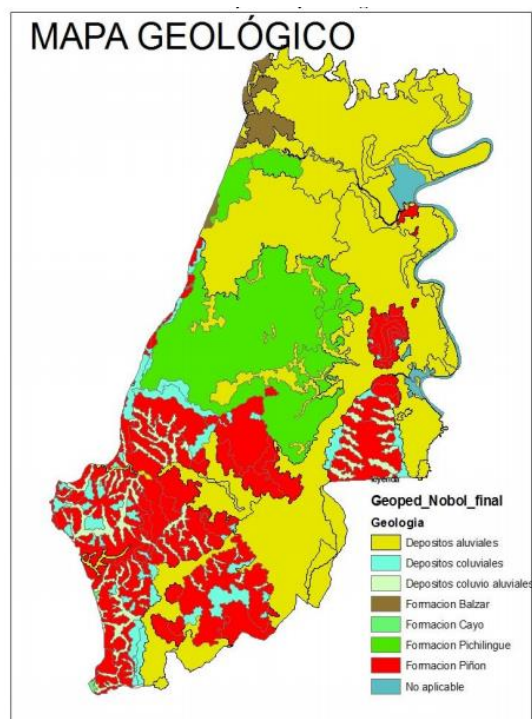


Figura N° 16.- Mapa geológico de Nobol, GAD Nobol

De acuerdo al mapa geológico esta zona está ubicada en la formación Piñón, donde existe la presencia de rocas ígneas, la muestra vista macroscópicamente se determina que es una roca basáltica, cámbiense encontró andesita (roca volcánica), que se compone de plagioclasas.

Las zonas a las que se lograron llegar para ver el grado de alteración de la roca, se observó solo una ligera decoloración sobre las superficies de las discontinuidades principales pero no una mayor alteración se puede decir que el material rocoso está sano. El espaciamiento entre diaclasas es grande entre 1.5 – 2m entre ellas. No existe presencia de agua.



Figura N° 17.- Muestra tomada de la zona de estudio

d) División de zonas

Se estableció dos zonas en base a criterios litológicos, debido a que en una de estas zonas se puede observar un grado de meteorización, y en la otra zona el material está totalmente intacto; ambas zonas con fracturas son similares.



Figura N° 18.- Zonas para la caracterización del macizo.

3) Caracterización de la matriz rocosa

a) Identificación



Figura N° 19.- Muestra 1 obtenida del macizo

La muestra 1, se identifica como una roca andesita basáltica, es una roca volcánica intermedia básica que presenta fenocristales de plagioclasas de acidez intermedia, que contiene entre el 52 y el 56% de SiO_2 , con feldespatos de composición similar a los de las andesitas y con minerales ferromagnesianos característicos de los basaltos. (Real Academia de Ciencias Exactas, 2016)



Figura N° 20.- Muestra 2 obtenida del macizo rocoso

La muestra 2, se identifica como una roca plutónica llamada granodiorita es una roca ígnea ácida de grano grueso constituida por cuarzo (20 - 40 %), feldespato calcoalcalino y diferentes minerales ferromagnesianos, principalmente hornblenda y biotita. Puede contener también pequeñas cantidades de feldespato alcalino; los minerales accesorios más importantes son la esfena, el apatito y la magnetita. Las granodioritas difieren de los granitos en que tienen un menor porcentaje de sílice y un contenido superior de calcio y magnesio. Las texturas son esencialmente las mismas que las de los granitos, a excepción de la textura gráfica que no parece existir.

Disminuyendo la cantidad de cuarzo, las granodioritas pasan a dioritas cuarcíferas (tonalita) y posteriormente a dioritas. Debe tenerse en cuenta que muchos de los nombres del grupo de rocas ígneas ácidas carecen de rigor; así, gran parte de las llamadas tonalitas son granodioritas, y casi todos los «granitos biotíticos hombléndicos» son granodioritas. La trondhjemita se puede definir como una granodiorita sin feldespato potásico, y generalmente con un contenido de ferromagnesianos muy bajo. (Glosarios de términos especializados de las Ciencias, 2012). Ver anexo 2.

El tamaño de grano se estimó al momento de realizar la vista en campo con la ayuda de una regla milimetrada, se observa los granos son muy finos de acuerdo a la figura del anexo 2, rocas estructuralmente masivas y textura cristalinas se determina que la roca es andesita basáltica y la otra muestra es granodiorita.

El color de la roca es ligeramente claro, debido a los minerales que lo compone es decir una roca intermedia básica.

b) Meteorización

Término	Descripción
Fresca	No se observan signos de meteorización en la matriz rocosa
Descolorada	Se observan cambios en el color original de la matriz rocosa. Es conveniente indicar el grado de cambio. Si se observa que el cambio de color se restringe a uno o algunos minerales se debe mencionar.
Desintegrada	La roca se ha alterado a un estado de suelo, manteniéndose la fábrica original. La roca es friable, pero los granos minerales no están decompuestos.
Decompuesta	La roca se ha alterado al estado de un suelo, algunos o todos los minerales están decompuestos

Figura N° 21.- Descripción grado de meteorización

De acuerdo a lo observado en la zona I no hay sino de meteorización en la matriz rocosa entonces se considera de acuerdo a la figura 21, se considera una roca fresca, en la zona II existen cambios en el color original de la matriz rocosa se considera como una roca ligeramente descolorada.

c) Resistencia a compresión simple

El Esclerómetro se utiliza para calcular la resistencia de la roca (andesita-basáltica), esta resistencia a la compresión nos permite medir el comportamiento de la carga última de la roca, aplicando una carga axial. La muestra extraída debe estar inalterada y que no expulsen agua durante la carga del ensayo, el material debe estar compactado.



Figura N° 22.- Esclerómetro

Especificaciones

Modelo: CT 320^a Marca: ELE International

4. Descripción las discontinuidades

a) Orientación

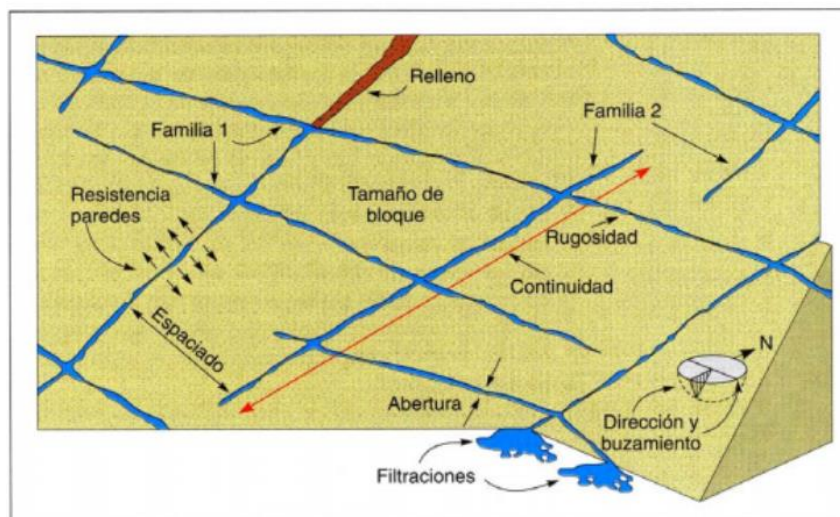


Figura N° 23.- Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades (Hudson, 1989)

Se realizaron varias tomas de datos de orientación en la mayor parte de la masa rocosa.



Figura N° 24.- Orientación de las discontinuidades

Tabla 4.- Orientación de discontinuidades

Discontinuidades	Buzamiento(Dip)	Dirección de Buzamiento(Dip direction)
Discontinuidad 1	76	29
Discontinuidad 2	84	189.5
Discontinuidad 3	64	5.5
Discontinuidad 4	84	16
Discontinuidad 5	71	29
Discontinuidad 6	38	301
Discontinuidad 7	81	4
Discontinuidad 8	78	22
Discontinuidad 9	82	395
Discontinuidad 10	81	168
Discontinuidad 11	85	216
Discontinuidad 12	85	159
Discontinuidad 13	62	152

Discontinuidad 14	44	109
Discontinuidad 15	38	128
Discontinuidad 16	79	177
Discontinuidad 17	61	1
Discontinuidad 18	97	97
Discontinuidad 19	355	355
Discontinuidad 20	89	169

b) Espaciado

Descripción	Espaciado
Extremadamente junto	< 20 mm
Muy junto	20-60 mm
Junto	60-200 mm
Moderadamente junto	200-600 mm
Separado	600-2.000 mm
Muy separado	2.000-6.000 mm
Extremadamente separado	> 6.000 mm

Figura N° 25.- Descripción del espaciado

Zona1



Figura N° 26.- Espaciado de las discontinuidades

De acuerdo a la figura 25, la zona 1 y la zona 2 poseen discontinuidades separadas de 1,20m y muy separadas de 2m de separación.

Zona 2



Figura N° 27.- Espaciado de las discontinuidades de la zona2

c) Continuidad

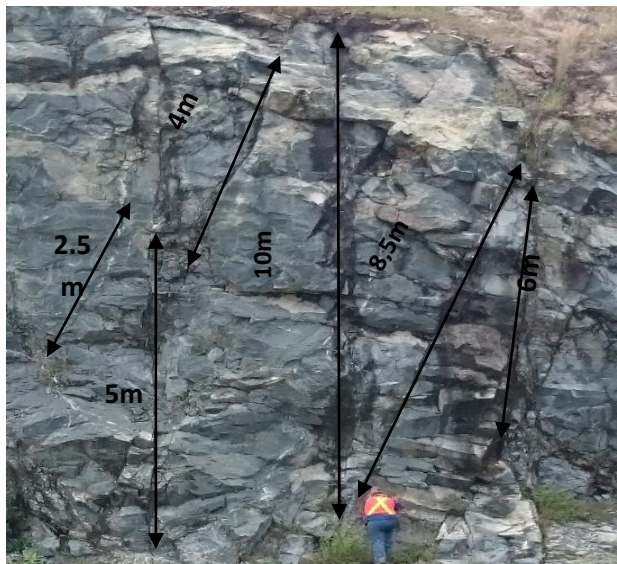


Figura N° 28.- Medición de longitud de las discontinuidades

La continuidad de las discontinuidades es medible con la cinta métrica, las familias más continuas son las que caracterizaran los planos de rotura del macizo

Continuidad	Longitud
Muy baja continuidad	< 1 m
Baja continuidad	1 – 3 m
Continuidad media	3 -10 m
Alta continuidad	10 -20 m
Muy alta continuidad	> 20 m

Figura N° 29.- Descripción de la continuidad

La mayoría de longitudes de las discontinuidades están de 2,2 a 10m, se clasifican como continuidad media.

d) Abertura



Figura N° 30.- Aberturas de las discontinuidades

Abertura	Descripción
<0,1 mm	Muy cerrada
0,1-0,25 mm	Cerrada
0,25-0,5 mm	Parcialmente abierta
0,5-2,5 mm	Abierta
2,5-10 mm	Moderadamente ancha
> 10mm	Ancha
1-10 cm	Muy ancha
10-100 cm	Extremadamente ancha
> 1m	Cavernosa

Figura N° 31.- Descripción de la abertura

La mayoría de las discontinuidades son cerradas, las otras tienen una abertura de 0,2mm.

e) Relleno

Al catalogarse las discontinuidades como muy cerradas, no se evidencia material de relleno en las aberturas de las mismas.

f) Filtración

Clase	Discontinuidades sin relleno	Discontinuidades con relleno
I	Junta muy plana y cerrada. Aparece seca y no parece posible que circule agua	Relleno muy consolidado e seco. No es posible el flujo de agua
II	Junta seca sin evidencia de agua	Relleno húmido pero sin agua libre
III	Junta seca pero con evidencia de haber circulado agua	Relleno mojado con goteo ocasional
IV	Junta húmeda pero sin agua libre	Relleno que muestra señales de lavado, flujo de agua continuo (estimar caudal en l/min)
V	Junta con rezume, ocasionalmente goteo pero sin flujo continuo	Relleno localmente lavado, flujo considerable según canales preferentes (estimar caudal e presión)
VI	Junta con flujo continuo de agua (estimar el caudal en l/min y la presión)	Rellenos completamente lavados, presiones de agua elevados

Figura N° 32.- Descripción de las filtraciones en Discontinuidades

El macizo rocoso puede considerarse como clase I ya que la junta es plana y cerrada, y no parece posible que circule agua por la misma.

5) Parámetros del macizo rocoso

a) Número y orientación de las familias de discontinuidades

En el campo en la parte visual se determinó que el macizo rocoso posee 3 familias discontinuidades, esto se confirmara utilizando un programa llamado "Dip", que se puede observar las densidades de las discontinuidades.

Tipo de macizo rocoso	Número de familias
I	Masivo, discontinuidades ocasionales
II	Una familia de discontinuidades
III	Una familia de discontinuidades más otras ocasionales.
IV	Dos familias de discontinuidades.
V	Dos familias de discontinuidades más otras ocasionales.
VI	tres familias de discontinuidades.
VII	tres familias de discontinuidades más otras ocasionales.
VIII	Cuatro o más familias de discontinuidades.
IX	Brechificado.

Figura N° 33.- Clasificación de macizos rocosos por el numero de familias de discontinuidades

De acuerdo con la figura 33 se determina que el tipo de macizo rocoso es de clase VI.

b) Tamaño de bloque e intensidad de fracturación

Mediante el parametro que representa el nuemro total de discontinuidades que interceptan una unidad de volumen (J_v),se determinara el tamaño de de bloque

$$J_v = \frac{n^{\circ} J1}{L1} + \frac{n^{\circ} J2}{L2} + \frac{n^{\circ} J3}{L3}$$

$$J_v = \frac{4}{10} + \frac{2}{10} + \frac{1}{10}$$

$$J_v = 1,4 \text{ discontinuidades /m}^3$$

$$\text{frecuencia} = \frac{n^{\circ} \text{ de discontinuidades}}{m}$$

$$\text{frecuencia} = \frac{7}{10} = 0.7$$

Descripción	J_v (discontinuidades/m ³)
Bloques muy grandes	< 1
Bloques grandes	1-3
Bloques de tamaño media	3-10
Bloques pequeños	10-30
Bloques muy pequeños	> 30

Figura N° 34.- Tamaño de bloque de acuerdo a la intensidad de fracturación

El número total de discontinuidades por unidad de volumen que se ha calculado es de 1.4 discontinuidades/m³ con una frecuencia de 0,7. De acuerdo a la figura 34 los tamaños de bloques son grandes.

RQD

$RQD = 115 - 3,3 J_v$	para $J_v > 4,5$
$RQD = 100$	para $J_v \leq 4,5$

Figura N° 35.- RQD de acuerdo al número la intensidad de fracturación

Según la figura 35 el RQD para el macizo rocoso estudiado es de 100, obtenidos a partir el valor de J_v calculado anteriormente y que tuvo un valor de 1.4 discontinuidades/metros cúbicos.

3.1.3 Muestreo y ensayos en Laboratorio

Resistencia a la Compresión

La práctica con el esclerómetro se lo realizó en el Laboratorio de Suelos dentro de la institución Escuela Superior Politécnica (ESPOL).

a) Muestra para realizar el ensayo a la compresión simple, se realizan 6 marcas en las que se darán los respectivos golpes con el esclerómetro.



Figura N° 36.- Muestra obtenida del macizo

b) Se realizaron los 6 golpes correspondientes en cada marca.



Figura N° 37.- Golpes realizados en el laboratorio

Densidad

La densidad de la roca se determinó con un simple ensayo en el Laboratorio de Suelo ubicada dentro de la cantera “San Guillermo”:

- a) Tomando una muestra de roca y se calcula la masa en una balanza.
 - b) Se sumerge las muestras en un recipiente con agua y obtenemos el peso.
 - c) Las muestras son secadas superficialmente y se vuelve a pesar.
 - d) Se emplea la fórmula de Densidad.
- a) Peso de las muestras tomadas del macizo rocoso.

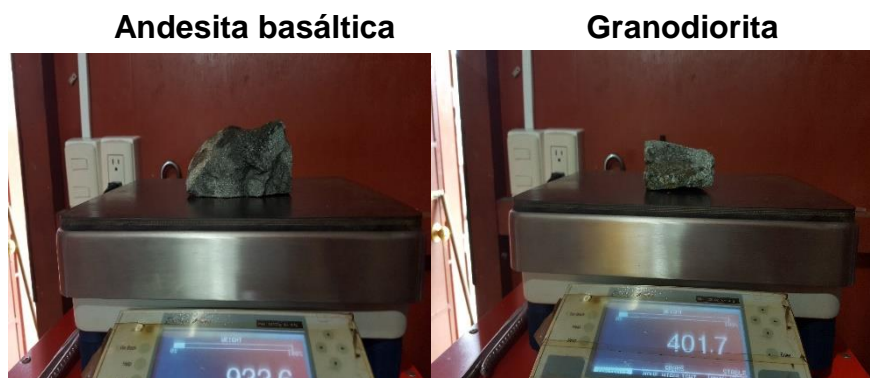


Figura N° 38.- Cálculo de masa de la muestra rocosa.

b) Cálculo del peso sumergido de las muestras



Figura N° 39.- Muestras sumergidas en el recipiente.

c) Cálculo de las muestras superficialmente secas.



Figura N° 40.- Material superficialmente seco

Los datos obtenidos de la balanza se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 5.- Pesos de las muestras de la roca andesita basáltica y granodiorita.

Pesos	Muestra 1	Muestra 2
Peso Seco	934	402
Peso Húmedo	620	253
Peso Superficialmente seco	934	402

Con los datos obtenidos de los pesos, se procede a calcular la densidad aparente respectiva de la roca.

$$\rho = \frac{m}{V}$$

Muestra 1

Volumen aparente (V_a)

$$V_a = \frac{P_{ss} - PH}{\rho}$$

$$V_a = \frac{934 - 620}{1} = 314$$

Densidad aparente (ρ_{ap})

$$\rho_{ap} = \frac{Ps}{V_a}$$

$$\rho_{ap} = \frac{934}{314} = 2.9745$$

Muestra 2

Volumen aparente (V_a)

$$V_a = \frac{P_{ss} - PH}{\rho}$$

$$V_a = \frac{402 - 253}{1} = 149$$

Densidad aparente (ρ_{ap})

$$\rho_{ap} = \frac{Ps}{V_a}$$

$$\rho_{ap} = \frac{402}{149} = 2.6979$$

3.3.4 Resultado de laboratorio

Resistencia de la Roca

Datos obtenidos de la curva del esclerómetro.

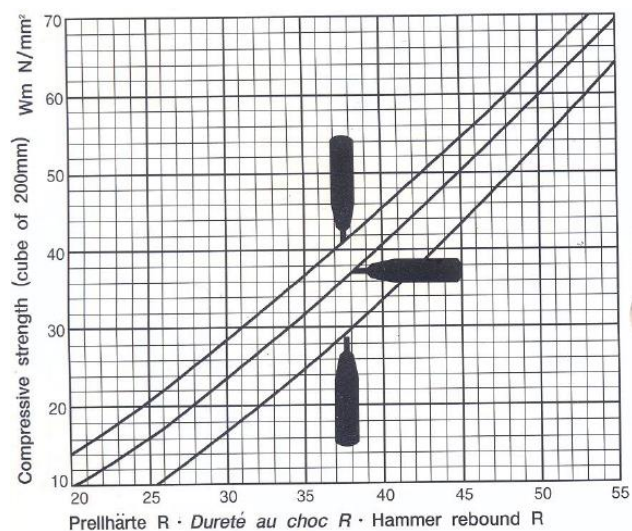


Figura N° 41.- Curva del Esclerómetro en N/mm²

Tabla 6.- Número de golpes obtenidos del esclerómetro

Sitios	Nº de Golpes
1	47
2	56
3	56
4	54
5	41
6	48

Densidades

Tabla 7.- Resultados de las densidades

Pesos	Peso Seco(Ps)	Peso húmedo(Ph)	Peso Superficialmente Seco(Pss)	Volumen Aparente (Va)	Densidad Aparente
Muestra 1	934	620	934	314	2.9745
Muestra 2	402	253	402	149	2.6979

3.2. Revisión del trabajo de voladura actual

En la mina San Guillermo se trabaja con dos frentes de explotación, al momento de la visita de campo solo se trabajaba en un frente de explotación debido a directrices de la empresa dueña de la concesión.

Se perforaron 36 barrenos con diámetro de 2 pulgadas y profundidad de 3.5 metros (altura efectiva del banco 3.05 metros). Con un burden y espaciamiento entre barrenos de 1.50 metros. Se dispone de una malla de 6 filas y 6 columnas.

El cebado de los barrenos se realiza con cartuchos de emulsión marca Emulsen tipo 720 tamaño de 2 x 8 pulgadas (densidad de 1.11 g/cm³) en carga en fondo. Y en carga en columna se utilizaron 3000 cm³ de anfo a granel. Completando la carga del barreno se utiliza un retacado de metro y medio con detrito de la perforación.

El iniciado se produce con cordón mecha lenta longitud de 4 metros por cada barreno, el cordón se conecta al cartucho de emulsión que se encuentra a mayor profundidad en el barreno. El sistema de encendido es manual en sistema frontal.



Figura N° 42.- Barreno cargado



Figura N° 43.- Cartuchos de emulsión para carga en fondo



Figura N° 44.- Trabajos de cebado y carga de barrenos

CAPÍTULO IV

4. CÁLCULOS Y RESULTADOS

4.1. Resistencia a la compresión

Se realizó una curva con datos puntuales de resistencia respectiva de la curva- esclerómetro de la ficha técnica del equipo.

Los datos para realizar la curva son:

Tabla 8.- Datos específicos de resistencia respecto a los golpes.

Golpes	Resistencia N/mm ²
X	y
23	18
31	30
37	40
46	56
48	60
50	64

Se realizó esta curva para obtener la ecuación de la misma y calcular las resistencias que no poseía la curva de la ficha técnica

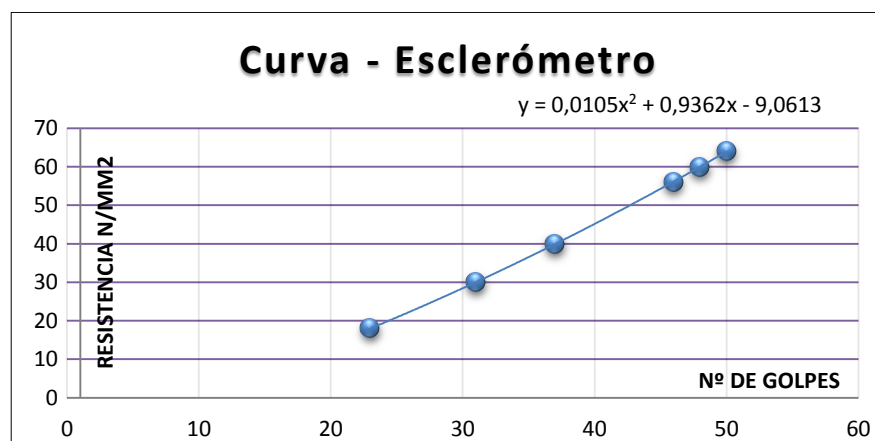


Figura N° 45.- Gráfico de la curva – esclerómetro

De acuerdo a la ecuación $y = 0,0105x^2 + 0,9362x - 9,061$, se calcula las resistencias con mayor precisión. Reemplazando las x con el número de golpes obtenidos del esclerómetro se obtuvieron las siguientes resistencias, para el cálculo del promedio se eliminó un dato, la menor resistencia obtenida.

Tabla 9.- Resistencias obtenidas a partir de la ecuación.

Sitios(Marcas)	Nº de Golpes	Resistencia MPa
1	47	50
2	56	76,3
3	56	76,3
4	54	72,1
6	48	52
Promedio de la Resistencia		65,34

4.2. Orientación de las discontinuidades con el software Dip

Tabla 10.- Resistencias obtenidas a partir de la ecuación.

Discontinuidades	Buzamiento(Dip)	Dirección de Buzamiento(Dip direction)
Discontinuidad 1	76	N29
Discontinuidad 2	84	N189.5
Discontinuidad 3	63.5	N5.5
Discontinuidad 4	84	N16
Discontinuidad 5	71	N29
Discontinuidad 6	37.5	N301
Discontinuidad 7	80.5	N4
Discontinuidad 8	77.5	N22

Discontinuidad 9	81.5	N170
Discontinuidad 10	81	N168
Discontinuidad 11	85	N216
Discontinuidad 12	85	N159
Discontinuidad 13	62	N152
Discontinuidad 14	44	N109
Discontinuidad 15	38	N128
Discontinuidad 16	79	N177
Discontinuidad 17	61	N1
Discontinuidad 18	97	N97
Discontinuidad 19	355	N355
Discontinuidad 20	89	N169

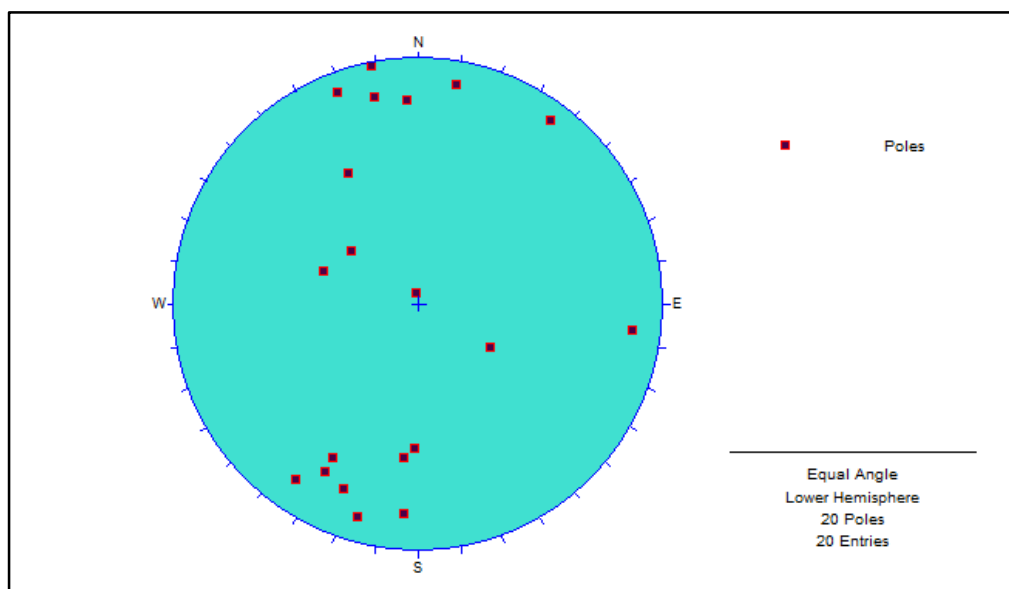


Figura N° 46.- Gráfico polos

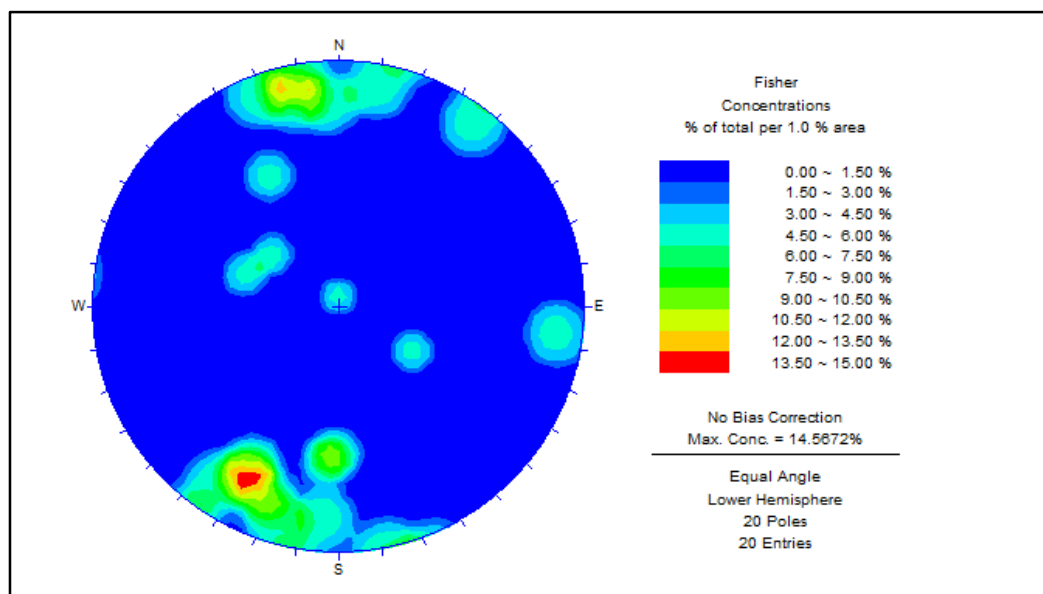


Figura N° 47.- Gráfico de contorno no ponderado

Tabla 11.- Familias de discontinuidades

Nº DE FAMILIAS	ORIENTACIÓN
FAMILIA I	W60S
FAMILIA II	W80N
FAMILIA III	E10S

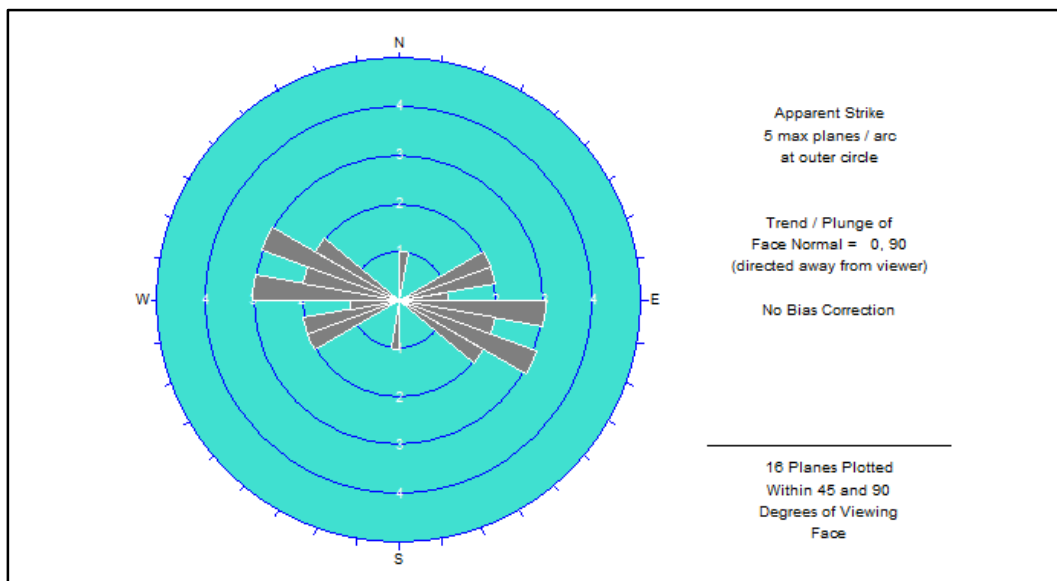


Figura N° 48.- Gráfico de roseta no ponderado

4.3. RMR de Bieniawski

(Manual de Ingeniería de Taludes, 1987)

1	RESISTENCIA A LA MATRIZ ROCOSA (MPa)	ENSAYO DE CARGA PUNTUAL	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	COMPRESION SIMPLE (MPa)		
		COMPRESION SIMPLE	>250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	<1
	PUNTUACION		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90 % - 100 %	75 % - 90 %	50 % - 75 %	25 % - 50 %	< 25 %		
	PUNTUACION		20	17	13	6	3		
3	SEPARACION DE DIACLASA		> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	0.06 - 0.2 m	< 0.06 m		
	PUNTUACION		20	15	10	8	5		
4	ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES	LONG DE LA DISCONTINUIDAD	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
		PUNTUACION	6	4	2	1	0		
		ABERTURA	Nada	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
		PUNTUACION	6	5	3	1	0		
		RUGOSIDAD	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente Rugosa	Ondulada	Suave		
		PUNTUACION	6	5	3	1	0		
		RELLENO	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		PUNTUACION	6	4	2	2	0		
		ALTERACION	Inalterada	Ligeramente Alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
PUNTUACION	6	5	3	1	0				
5	AGUA FREATICA	CAUDAL POR 10m DE TUNEL	Nulo	< 10 litros/min	10 - 25 litros/min	25 - 125 litros/min	> 125 litros/min		
		RELACION: PRESION DE AGUA/TENSION 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		
		PUNTUACION		15	10	7	4	0	
CLASIFICACION	CLASE	I	II	III	IV	V			
	CALIDAD	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala			
	PUNTUACION	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20			

Figura N° 49.- Tabla de valores para caracterización RMR

En el trabajo de campo realizado se obtuvieron los datos para calcular el Rock Mass Rating. Una vez evaluados estos valores se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla 12.- Valoración Rock Mass Rating

Parámetro	Valores	Puntaje
Resistencia de la matriz rocosa	65 MPa	7
RQD	100 %	20
Separación	1.2 - 2 m	15
Longitud de la discontinuidad	6-10 m	3
Abertura	0.2 mm	3
Rugosidad	rugosa	5
Relleno	ninguno	6
Alteración	inalterada	6
Presencia de agua	Nula	15
Puntuación Total		80

Esta valoración de 80 indica que el macizo rocoso de la cantera San Guillermo, es un macizo de clase II, es decir presenta una calidad buena.

4.4. Diseño de la malla de voladuras

4.4.1 Cálculo del burden

Para el cálculo del burden utilizaremos la fórmula de Langefors y Kihlstrom, que es la más fiabilidad cuando se trata de barrenos de diámetro pequeño en roca media a dura como la andesita basáltica encontrado en la mina San Guillermo.

$$B_m = \left(\frac{D}{33}\right) * \sqrt{\frac{d_e * PRP}{k * f * (S/B)}}$$

D: diámetro del barreno de 2 pulgadas (50.8 mm)

d_e : densidad del explosivo 0.8 g/cm³ (Anfo)

PRP: potencia relativa del Anfo 0.84

K: c + 0.05

c: 0.450 (Consumo específico del anfo según la resistencia a la compresión y la densidad de la roca (65MPa, 2.9 Ton/m³) ver tabla N° 3.

K: 0.450 + 0.05 = 0.50 factor de roca

f: 1 (barrenos verticales) factor de fijación de la roca

S/B: 1.4 relación entre espaciamiento y burden

$$B_m = \left(\frac{50.8}{33}\right) * \sqrt{\frac{0.8 * 0.84}{0.50 * 1 * 1.4}} = 1.51 \text{ m (burden máximo)}$$

De acuerdo al valor de burden máximo obtenido, se seleccionó un burden de trabajo (B) de 1.20 m, estimado por las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

4.4.2 Parámetros geométricos de la voladura

Según las condiciones de producción de la mina San Guillermo de aproximadamente 250 m³ de roca por voladura se detallan los siguientes parámetros geométricos:

- Altura del banco H: 3.60 m

La altura cumple con la condición de $H/B \geq 3$ esencial para la fragmentación eficiente del macizo rocoso.

- Ángulo de inclinación α : 0° (macizo rocoso de buena calidad)
- Sobre perforación

$$J: 0.3 * B = 0.3 (1.20) = 0.36 \text{ m}$$

- Longitud total del barreno

$$L = \frac{H + J}{\cos \alpha}$$

$$L = \frac{3.67 + 0.33}{\cos 0} = \frac{3.60 + 0.36}{1} = 3.96 \text{ m}$$

- Retacado (con detrito de perforación)

$$T: B \quad T=1.20 \text{ m}$$

- Espaciamiento

$$S: 1.4 B \quad S = 1.68 \text{ m}$$

- Carga en fondo (emulsión Emulsen tipo 720) :

$$C_f = \frac{\pi * D^2 * 1.3B * d_e * 100}{4000}$$

D: 5.08 cm diámetro del barrenado

B: 1.10 m longitud del barrenado

d_e : 1.11 g/cm³ densidad del explosivo (AllBiz, 2016)

$$C_f = \frac{\pi * (5.08)^2 * 1.3(1.2) * 1.11 * 100}{4000} = 3.5 \text{ kg (consumo máximo)}$$

Consumo regular: 2000 gramos

Peso de cada cartucho de emulsión (2 x 8 pulg): 580 gramos

Nº de cartuchos: 2000/575 = 3.47 cartuchos

L_{cf} : 3.5 x 20.32 = 71.1 cm

- Longitud de carga de columna (Anfo)

$$L_c: L - T = 3.96 - 0.72 - 1.20 = 2.04 \text{ m}$$

Cantidad de anfo

$$m = \frac{\pi \cdot d^2 \cdot h}{4} \cdot \rho$$

$$m = \frac{\pi \cdot (5.08)^2 \cdot (204)}{4} (0.8) = 3308 \text{ gramos}$$

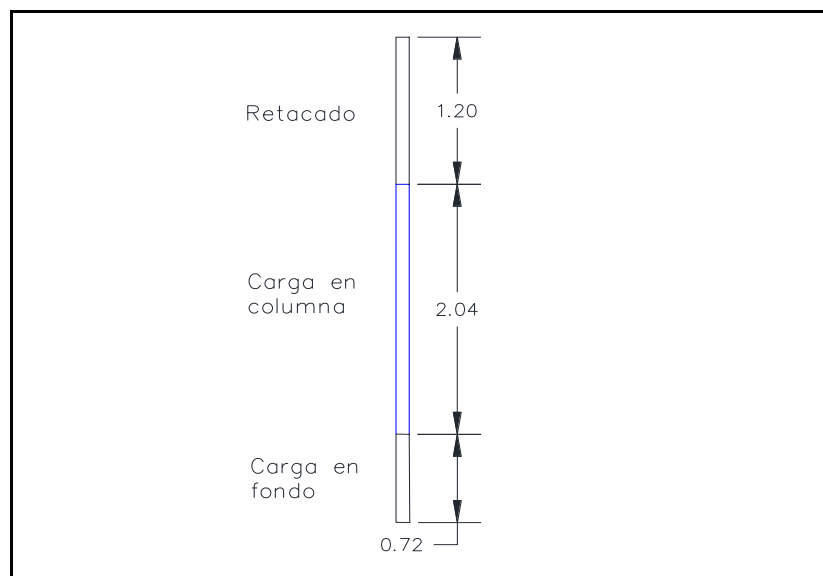


Figura N° 50.- Esquema de carga y retacado de un barreno (unidades en metros)

4.4.3 Malla de voladura y sistema de encendido de los barrenos

La malla seleccionada acorde a las condiciones de producción de la mina San Guillermo, es una malla rectangular con 5 filas y 7 columnas, es decir 35 barrenos perforados. Para el sistema de encendido se utilizará un esquema frontal dándole números del 0 al 4 a las filas acorde a su encendido, empezando desde el 0 y terminando en el 4. El sistema de iniciación utilizado será no eléctrico, para ello se usará cordón mecha lenta asociado al cartucho de emulsión más próximo al fondo del barreno.



Figura N° 51.- Malla de voladura con un sistema de frontal de encendido.

CAPÍTULO V

5. ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

- El macizo rocoso de andesita basáltica presento una resistencia a la compresión de 65 MPa, y una densidad de 2.8 Ton/m³ lo cual indica que se trata de un roca de dureza media a dura. Además de ser un valor característico de las rocas basálticas de la formación Piñón.
- Se clasificó al macizo rocoso como macizo de clase VI que hace referencia a la presencia de tres familias de fracturas.
- La densidad de fracturas calculada presento un valor de 1.4, es decir que este número de fracturas intersectan un metro cúbico de roca. Esto representa que el macizo rocoso se presenta en bloques grandes.
- El espaciado de las fracturas se encuentra entre valores de 1 a 2 metros de distancia, lo que es clasificado como espaciado separado.
- El RQD calculado a partir de la densidad de fracturas por metro cúbico de matriz rocosa, presentó un valor de 100 %, lo que es indicativo de un macizo muy bueno.

- El macizo rocoso no presentó presencia de agua superficial en las fracturas avistadas, porque las juntas son muy cerradas (abertura de 0.2 mm) y no se aprecia relleno en las juntas.
- Según la valoración RMR de Bieniawski de 80, el macizo rocoso es de buena calidad. Esto indica que el macizo rocoso es estable y se puede trabajar en las voladuras sin riesgos de derrumbes o deslizamientos de roca no planificados.

5.2. Parámetros geométricos de la voladura

Tabla 13.- Resultado de parámetros geométricos de la voladura

Parámetro	Propuesta de diseño	Diseño actual
Longitud del barreno (m)	4.00	3.50
Diámetro de barreno (cm)	5.08	5.08
Burden (m)	1.20	1.50
Espaciamiento (m)	1.68	1.50

- Longitud del barreno: según el diseño planteado se obtuvo un valor de 4 metros, con lo cual se cumple la condición de que la altura del banco sea mayor o igual a tres veces el burden. Este valor es mayor al del diseño actual, que es de 3.5 metros.
- Diámetro de barreno: se mantuvo el mismo diámetro, debido que sustituir el equipo actual de perforación representaría una fuerte inversión económica.

- Burden (piedra) y espaciamiento: el burden calculado fue de un valor de 1.20 metros, y el espaciamiento fue de 1.68 metros. Estos valores indican que se plantea una malla no cuadrada, a diferencia de la malla actual de voladura que tiene valores de burden y espaciamiento iguales, con un valor de 1.50 metros.

5.3. Dimensiones del banco y número de barrenos

Tabla 14.- Dimensiones de la malla de voladura

Parámetro	Propuesta de diseño	Diseño actual
Filas	5	6
columnas	7	6
Numero de barrenos	35	36

- Las condiciones geomecánicas del macizo rocoso condicionan a cambiar los parámetros geométricos de la voladura y por ende las dimensiones del banco, ya que se busca obtener la misma producción. Por lo tanto se planteó una malla de 7 columnas y 5 filas, es decir una longitud del banco de 11.76 metros y un ancho de 6 metros, además de una altura efectiva del banco de 3.60 metros.

La malla actual cuenta con 6 filas y 6 columnas. A pesar de la diferencia de dimensiones del banco de explotación la producción es similar (cerca a los 250 m³ de roca), estos valores son de 9 metros de longitud, 9 metros de ancho y altura efectiva de 3.05 metros.

- Como se indicó se utilizará un malla de 5 x 7 lo que representa un barreno perforado menos que en la malla actual de voladura donde se tienen 36 barrenos perforados.

5.4. Consumo de explosivo y retacado

Tabla 15.- Consumo de explosivo y retacado

Parámetro	Propuesta de diseño	Diseño actual
Consumo de Anfo	115.6 kg	86.4 kg
Consumo de emulsión	70 kg	51.8 kg
Retacado por barreno (m)	1.20	1.50

- Consumo de emulsión: el consumo de la emulsión usado como carga en fondo, es de 2 kg por cada barreno y 70 kg en toda la malla de voladura. Este consumo de explosivo es mayor al consumo actual que es de 1.438 Kg por barreno y 51.768 kg en toda la voladura.
- Consumo de anfo: el consumo de anfo usado como carga de columna, es de 3.304 kg por cada barreno y 115.64 Kg en toda la voladura. Este consumo de explosivo es mayor al consumo actual que es de 2.4 Kg por barreno y 86.4 kg en toda la voladura.
- A pesar de requerir mayor cantidad de explosivo, la malla de voladura planteada optimizará el proceso de arranque en tiempo de procesos, ya que está diseñada para que se produzca una fracturación

homogénea y eficiente; y evitará tener tamaños de roca superiores a un metro de espesor.

- El retacado es un valor que viene dado por la longitud del burden y como ya se conoce es de un valor de 1.20 metros. Valor menor al del sistema actual que es de 1.50 metros.

5.5. Sistema de encendido de la cargas

- El cordón utilizado para la detonación de las cargas también será afectado por el aumento de la longitud del barreno, y tendrá una longitud de 4.50 metros. Este parámetro también es superior al valor actual que es de 4 metros.
- El sistema de encendido será el mismo, encendido frontal empezando la detonación por la fila más cercana al frente del banco y continuando consecutivamente las demás filas.

CAPÍTULO VI

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. Conclusiones

- Se configuró la propuesta de diseño de la malla de voladura para la mina San Guillermo considerando: factores geológicos y geomecánicos, producción requerida (250 m³ de material) y factores de seguridad (evitar proyecciones erróneas que puedan dañar al personal o a la infraestructura de la cantera).

La malla planteada tiene dimensiones de 5 filas y 7 columnas, burden de 1.20 m y espaciamiento entre filas de 1.68 m, con barrenos de 4 m de longitud y diámetro de 5.08 cm.

El diseño está orientado a la fragmentación adecuada de la roca, proyección controlada de la roca volada, y eficiencia de los procesos posteriores de carga y transporte.

- La caracterización geomecánica del macizo de roca andesita basáltica en la mina San Guillermo, indica que se trata macizo rocoso masivo y de calidad buena (RMR con una valor de 80). Además se obtuvieron datos determinantes para el diseño de la malla de voladura como: densidad (2.8 ton/m³), resistencia del macizo rocoso (65 MPa), densidad de fracturas (1.4 discontinuidades/m³) y su orientación (3

familias de discontinuidades, orientación predominante W60S), estado de las discontinuidades y presencia de agua la matriz rocosa (nula).

- Fue necesario el dimensionamiento de nuevos bancos de explotación para cumplir con la producción requerida por la mina, debido a que se variaron parámetros geométricos en el diseño de la malla de voladura, orientados por los factores geológicos y geomecánicos del macizo rocoso. Estos valores son aproximadamente de 12 m de largo, 6 m de ancho y 3.60 de alto (altura efectiva de la voladura).
- El sistema de cebado y carga de barrenos planteado, requiere la utilización de una mayor cantidad de explosivo (35,1% más de emulsión y 33.8% más de anfo), pero, esta medida ayudará a la fragmentación de roca, y a eliminar la subutilización de maquinaria de carga en labores de fragmentación adicional de la roca, previo al proceso de trituración.

El encendido de las cargas está orientado para que la roca fragmentada abandone de manera controlada y eficiente el macizo rocoso, en dirección a la cara libre del banco de explotación, agilizando las maniobras de carga y transporte del material hacia las labores posteriores de procesamiento.

6.2. Recomendaciones

- Para la interpretación geomecánica del macizo rocoso es necesario caracterizar la mayor cantidad de discontinuidades, para diferenciar de manera correcta las familias de fracturas y las densidades de las mismas.
- Al realizar los ensayos de laboratorio, es necesario seguir las instrucciones y especificaciones técnicas de los equipos utilizados, para que los resultados obtenidos de los mismos sean confiables y representen valores reales.
- Orientar la voladura en dirección contraria a la zona con mayor densidad de fracturas, para evitar que los fragmentos de roca abandonen el macizo rocoso de manera abrupta y descontrolada.
- Disminuir la cantidad de explosivo en las zonas con mayor densidad de fracturas o en las zonas que presenten mayor alteración (meteorización).
- Evaluar de manera práctica el diseño de la malla de voladura planteado, ya que este diseño está basado en valores teóricos y en la interpretación de los autores por experiencias previas de voladuras.

- De ser posible realizar ensayos de testificación para evaluar de manera más eficiente el macizo rocoso y evaluar la presencia de cavernas, que podrían causar problemas en el cebado y carga de los barrenos.
- Realizar una evaluación económica acerca de las mejoras que se plantean con el nuevo diseño de la malla de voladura, en contraste con las labores realizadas en la actualidad.

ANEXOS

ANEXO 1

Plantilla 1.- Estadillo para la descripción y división en zonas del macizo rocoso.

Proyecto: Optimización del proceso de Voladuras en la cantera San "Guillermo".	
Fase de Estudio: Fase III	Elemento investigado: Macizo Rocosó
Localización y acceso: ubicada en el recinto Petrillo del cantón Nobol, provincia del Guayas	Autor: Yasmin Quinte y Oscar Armijos Fecha: Enero 2015
FOTO	ESQUEMA
	
Descripción Geológica General: El área de estudio está ubicada en la formación Piñón, son afloramientos extensos que ocurren en la Cordillera Chungón Colonche.	
Descripción básica de las Zonas: En la zona1 este frente se puede observar que el tipo de roca existente es la andesita basáltica, la roca está intacta sin presencia de agua y posee 3 números de familias. La zona 2 que es adyacente tiene similares discontinuidades.	
Zona 1 	Zona2 
Observaciones: Adyacente a este frente se observó que la roca se encontraba poco meteorizada.	

BIBLIOGRAFÍA

AllBiz. (Enero de 2016). Catálogos de productos de Explocen. Obtenido de <http://sangolqui-pi.all.biz/emulsin-encartuchada-g442#.VrU4NdAX4aE>

Alvarez, R. (1996). Trituración, Molienda y Clasificación. Madrid: Fundación Gómez Pardo.

Arcom. (2015). Estadística Económica Minera 2014. Obtenido de <http://www.controlminero.gob.ec/>

Arcom. (2015). Geoportal Catastro Minero. Obtenido de http://geo.controlminero.gob.ec:1026/geo_visor/

Ferrer, González de Vallejo, Eds. (1999). Manual de Campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en afloramientos. Igme.

GAD Nobol. (2014). Plan de ordenamiento Territorial. Nobol.

HeH constructores. (2015). Consecionaria CONORTE. Obtenido de <http://www.hehconstructores.com.ec/index.php/nuestros-proyectos/concesionarias/conorte>

IGME. (1987). Manual de Ingeniería de Taludes. Madrid.

INEC. (2010). Censo Poblacional Nacional. Obtenido de <http://www.ecuadorencifras.gob.ec/>

J. Herrera, J. Castilla, J. Bernaola. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

J. Pernia, C. Lopez, F. Ortiz, E. Lopez. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.

AllBiz. (Enero de 2016). *Catálogos de productos de Explocen*. Obtenido de <http://sangolqui-pi.all.biz/emulsin-encartuchada-g442#.VrU4NdAX4aE>

Alvarez, R. (1996). *Trituración, Molienda y Clasificación*. Madrid: Fundación Gómez Pardo.

Arcom. (2015). *Estadística Económica Minera 2014*. Obtenido de <http://www.controlminero.gob.ec/>

Arcom. (2015). *Geoportal Catastro Minero*. Obtenido de http://geo.controlminero.gob.ec:1026/geo_visor/

Ferrer, González de Vallejo, Eds. (1999). *Manual de Campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en afloramientos*. Igme.

GAD Nobol. (2014). *Plan de ordenamiento Territorial*. Nobol.

HeH constructores. (2015). *Consecionaria CONORTE*. Obtenido de <http://www.hehconstructores.com.ec/index.php/nuestros-proyectos/concesionarias/conorte>

IGME. (1987). *Manual de Ingeniería de Taludes*. Madrid.

INEC. (2010). *Censo Poblacional Nacional*. Obtenido de <http://www.ecuadorencifras.gob.ec/>

J. Herrera, J. Castilla, J. Bernaola. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

J. Pernia, C. Lopez, F. Ortiz, E. Lopez. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.

Bernaola J., "Sistemas de Perforación. Fundamentos y campo de aplicación".
Cátedra de Laboreo. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, Universidad Politécnica de Madrid. 2004

Bernaola J., "Fundamentos de diseño de voladuras". Cátedra de Laboreo.
Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, Universidad Politécnica de Madrid. 2004

Berta G., "Explosives, an Engineering Tool". Ital esplosivi, Milano, 1990

Castilla Gomez J. y Herrera Herbert J., "Environmental risk assessment in open pit blasting operations: Compliance with ISO 31010", 22nd World Mining Congress & Expo, Istanbul, Turkey, 2011.

ENAEX, "Manual de Tronadura".

EXSA. "Manual práctico de voladura", 3º edición, Lima, 2000.

Gustafsson R., "Técnica Sueca de Voladuras", Suecia, 1977

Hartman H., "Introductory. Mining Engineering". J.Wiley & Sons. 1987

Hustrulid, W. "Blasting Principles for Open Pit Mining". Balkema Publishers.

ISBN 978 - 9054104582. 1999

ISEE - International Society of Explosives Engineers, "Blaster's Handbook", 18th Edition, 2010

Andersen, J.S., Napier-Munn, T.J., 1989. The influence of liner condition on cone crusher performance. Proc. Miner. Eng. 3 (1/2), 105–116.

Austin, L.G., and Klimpel R.R., 1984, Modeling for Scale up of Tumbling Ball Mills: Control '84, J.A. Herbst (eds.), p. 167-184., SME/AIME, NY

Barton, N Y Choubey, V. (1997). The shear strength of rock joints in theory and practice. Rock Mechanics, vol. 10, n, o 1, pp, 154.

Hudson, J.A (1989). Rock mechanics principles in engineering practice. Butterworths. Ciria. London.

ISRM (1981). Suggested methods for rock characterization, testing and monitoring. ISRM Suggested methods. Ed E. T. Brown. Pergamon Press.

Chung C. S. Computerized sinking Cut Design in Open Pit Mining, 14th Canadian Rock Mechanics Symposium. Vancouver, 1982.

Gustaffson R. Swedish Blasting Technique, SPI., 1973

Langefors U and Kihlstrom B, Voladura de Rocas, Edit Urmo, 1973.

López Jimeno E. y López Jimeno C., Las voladuras en cráter y su aplicación a la minería, VII Congreso internacional de Minería y Metalurgia, 1984

Tamrock, Handbook on Surface Drilling and Blasting, 1983