

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



DISEÑO Y EVALUACIÓN DE LA VOLADURA DE PRE-CORTE
EN EL TAJO POMARANI - UNTUCA - CORIPUNO SAC. 2016

TESIS

PRESENTADA POR:

ODON RAMOS RAMIREZ

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERU

2017



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
TESIS

**“DISEÑO Y EVALUACIÓN DE LA VOLADURA DE PRE-CORTE EN EL TAJO
POMARANI – UNTUCA - CORIPUNO SAC. 2016”**

PRESENTADA POR:

ODON RAMOS RAMIREZ

INGENIERO DE MINAS

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 22-12-2017

APROBADA POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:

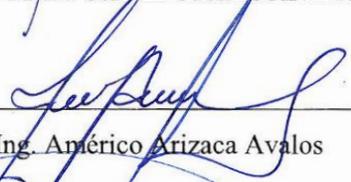
PRESIDENTE

:


Msc. Ing. Mario Serafin Cuentas Alvarado

PRIMER MIEMBRO

:


Msc. Ing. Americo Arizaca Avalos

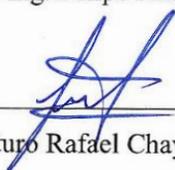
SEGUNDO MIEMBRO

:


Msc. Ing. Felipe Mamani Oviedo

DIRECTOR / ASESOR

:


Ing. Arturo Rafael Chayña Rodriguez

Área : Ingeniería de minas

Tema : Diseño y evaluación de voladura de pre-corte

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN	12
---------------	----

CAPÍTULO I**INTRODUCCIÓN**

1.1. Descripción de la realidad problemática	15
1.2. Formulación del problema.....	17
1.2.1. Problema general.....	17
1.2.2. Problemas específicos.	17
1.3. Objetivos de la investigación.....	17
1.3.1. Objetivo general.	17
1.3.2. Objetivo específico	17
1.4. Justificación	18

CAPÍTULO II**REVISIÓN DE LITERATURA**

2.1. Antecedentes de la investigación.....	19
2.2. Marco teórico.....	23
2.2.1. Teoría de la voladura de contorno	23
2.2.2. Tipos de control en voladura de contorno	24
2.2.2.1. Voladura de pre-corte	24
2.2.2.2. Voladura de re-corte	25
2.2.2.3. Voladura amortiguada	27
2.2.2.4. Perforación en línea	28
2.2.3. Diseño de voladura de pre-corte.	29
2.2.4. Caracterización del macizo rocoso para el diseño de voladura de pre-corte	35
2.2.5. Clasificación de Bieniawski RMR.....	40
2.2.6. Índice de calidad de la roca RQD (1988)	42
2.2.7. Características físicas - químicas del explosivo.....	43

2.2.8.	Evaluación del resultado de voladura de pre-corte.....	48
2.2.8.1.	Factor de cañas visibles FCV	48
2.2.8.2.	Método fotográfico	49
2.2.8.3.	Método topográfico	51
2.3.	Marco conceptual	52
2.3.1.	Diseño de voladura de pre-corte	52
2.4.	Hipótesis de la investigación	58
2.4.1.	Hipótesis general.....	58
2.4.2.	Hipótesis específica.	58
2.5.	Operacionalización de variables	58
2.5.1.	Variable independiente (V.I.).....	58
2.5.2.	Variable dependiente (V.D.).....	58

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1.	Ámbito de estudio.....	60
3.1.1.	Ubicación y acceso a la Unidad Minera Untuca.....	60
3.1.2.	Geomorfología.....	61
3.1.3.	Geología regional	62
3.1.4.	Geología local.....	64
3.2.	Caracterización de la masa rocosa	66
3.2.1.	Registro de datos	66
3.2.2.	Aspectos litológicos.....	67
3.2.3.	Distribución de discontinuidades.....	68
3.2.4.	Clasificación de la masa rocosa	68
3.2.5.	Zonificación geomecánica de la masa rocosa	70
3.2.6.	Resistencia de la masa rocosa	71
3.2.7.	Descripción de la mina.....	71

3.2.8.	Perforación y voladura	72
3.3.	Tipo de estudio de investigación	73
3.4.	Diseño de investigación.....	74
3.5.	Población y muestra.....	77
3.5.1.	Población.....	77
3.5.2.	Muestra.....	77
3.6.	Técnicas e instrumentación de recolección de datos.....	78
3.6.1.	Instrumentos y materiales de campo	78
3.7.	Técnicas para el procesamiento de la información.....	79

CAPÍTULO IV

RESULTADO Y DISCUSIÓN

4.1.	Características geomecánicas del macizo rocoso para voladura de pre-corte ..	80
4.2.	Diseño de la voladura de pre-corte	83
4.2.1.	Cálculo del diámetro de explosivo a utilizar	83
4.2.2.	Cálculo de carga explosiva a utilizarse	86
4.2.3.	Espaciamiento de taladros de pre-corte.....	88
4.3.	Evaluación del resultado de la voladura de pre-corte.....	92
4.3.1.	Resultado de la voladura antes de realizar estudio de investigación .	93
4.3.2.	Resultado de la voladura después de realizar estudio de investigación.....	94
4.3.3.	Resultado de comparación de niveles de daño por voladura en taludes.....	95
	CONCLUSIONES	97
	RECOMENDACIONES.....	98
	REFERENCIAS.....	99
	ANEXOS	101

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Clasificación de parámetros y sus valores (Bieniawski)	41
Tabla 2: Caracterización del Macizo Rocoso en formación de bloques	42
Tabla 3: Caracterización del Macizo rocoso con el RQD	42
Tabla 4: Sensitividad	45
Tabla 5: Velocidad de detonación (m/s)	46
Tabla 6: Presión de detonación	46
Tabla 7: La densidad típica de algunos productos explosivos.....	47
Tabla 8: Niveles de daño por voladura en taludes rocosos.....	50
Tabla 9: Operacionalización de variables	59
Tabla 10: Sistema de discontinuidades estructurales.....	68
Tabla 11: Criterio para la clasificación de la masa rocosa	69
Tabla 12: Calidad de la masa rocosa por tipo de roca	70
Tabla 13: Resumen de zonificación geomecánica.....	71
Tabla 14: Propiedad de resistencia de la masa rocosa.....	71
Tabla 15: Parámetros técnicos económicos tajó Pomarani.....	72
Tabla 16: Calidad de la masa rocosa por tipo de roca	81
Tabla 17: Resumen de la zonificación Geomecánica	81
Tabla 18: Resultados de los ensayos de carga puntual	82
Tabla 19: Resultados de los ensayos de compresión triaxial.....	82
Tabla 20: Resultados de los ensayos de tracción	82
Tabla 21: Propiedades de resistencia de la masa rocosa.....	82
Tabla 22: Resultados por tipo de carga explosiva y presión de detonación	84
Tabla 23: Resultados de cantidad de carga explosiva acorde al diámetro de explosivo	87
Tabla 24: Comparación de los resultados obtenidos	89
Tabla 25: Comparación de niveles de daño por voladura en taludes rocosos	95

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Esquema que muestra una plantilla típica para voladura de pre-corte.	25
Figura 2: Voladura de re-corte.	26
Figura 3: Podemos observar una voladura amortiguada.	27
Figura 4: Perforación en línea en conjunto con voladura de producción.	29
Figura 5: Inclinação del taladro de pre-corte.	35
Figura 6: Cohesión y ángulo de fricción para bloques de roca.	40
Figura 7: Desarrollo de una detonación.	43
Figura 8: Ejemplo de cálculo del Factor de cañas visibles FCV.	49
Figura 9: Obtención de perfiles verticales del frente mediante un equipo láser.	51
Figura 10: Sobre rotura trasero debido a burden excesivo.	54
Figura 11: Sobre rotura trasero debido a la rigidez excesiva.	55
Figura 12: Sobre rotura lateral (vista en planta).....	55
Figura 13: Diseño de carguío de taladros de pre-corte.....	92

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Comparación de presión de detonacion y resistencia del macizo rocoso. ...	85
Gráfico 2: Comparación de presión de detonacion versus diámetro del explosivo.	85
Gráfico 3: Comparación de diámetro de explosivo y cantidad de carga explosiva.	87
Gráfico 4: Comparación de diámetro de explosivo versus espaciamiento del taladro..	90
Gráfico 5: Análisis en diseño de voladura de pre-corte.	91

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Glosario de términos.....	101
Anexo 2: Informe técnico de geomecánica	102
Anexo 3: Formato de control de voladura.....	102
Anexo 4: Ensayos de laboratorio.....	104
Anexo 5: Fotografías de voladura de pre-corte	107

DEDICATORIA

A Dios por darme todas las fuerzas positivas
y salud para logro mis objetivos y metas,
además de su infinita bondad y amor.

A mis queridos padres, Bernardo Ramos
Quispe y Verta Ramirez Mullisaca, por
darme la vida, quererme, creer en mí y
apoyarme, enseñarme a luchar con amor y
energía para conseguir mis metas, gracias
por darme una carrera para el futuro, todo
esto se los debo a ustedes.

A mi compañera, cómplice, quien está en los
mejores momentos, quien cuando pienso dar
un paso atrás, me impulsa a seguir y
conseguir mis metas, Danitza Nieves.

Y a la persona quien me dio un rayito de luz,
mi pequeña Damyleth Ariana, que con su
empuje y entusiasmo motivó a la realización
de este trabajo.

AGRADECIMIENTO

Un agradecimiento infinito a Dios por todos mis objetivos y metas que me he trazado y que aún me falta lograr.

Mi eterno agradecimiento a la Universidad Nacional del Altiplano – Puno, alma mater, formadores de grandes profesionales, gracias a mis docentes quienes impartieron conocimientos y experiencias para aplicarlos en mi trayecto profesional.

A mi Presidente de jurado Msc. Ing. Mario Serafín Cuentas, Primer miembro Msc. Ing. Américo Arizaca Avalos, Segundo miembro Msc. Ing. Felipe Mamani Oviedo y a mi Director de tesis Ing. Arturo Rafael, Chayña Rodríguez, por sus guías, asesoramientos y dedicación para la ejecución del presente proyecto de investigación.

A la Unidad Minera Untuca – Coripuno SAC. Por haberme brindado las facilidades para desarrollar adecuadamente el presente proyecto de investigación.

RESUMEN

El presente estudio de investigación fue aplicado en la de la Unidad Minera Untuca-Coripuno SAC. En donde la explotación es por el método subterráneo y tajo abierto a la vez, uno de los tajos es Pomarani y la explotación es en dos taludes con diferentes rumbos, el talud uno la explotación es de acuerdo al comportamiento estructural evitándose bloques suspendidos en la pared del talud final, pero en el talud dos la explotación corta las estructuras del macizo rocoso de manera diagonal, el problema es que si no hay un control adecuado en la voladura ésta genera sobre rotura y bloques suspendidos en la pared del talud final del tajo. Es así que el presente trabajo de investigación titulado *diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el tajo Pomarani – Untuca - Coripuno SAC. 2016*, tiene como objetivo diseñar y evaluar la voladura de pre-corte para minimizar sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani, en función a las características geomecánicas del macizo rocoso, para ello se aplicó el método de investigación de tipo explicativo – experimental, en el cual se utilizó y analizó las características geomecánicas del macizo rocoso, las características del explosivo y los parámetros de perforación para ser diseñados adecuadamente y aplicado en 04 pruebas de voladura de pre-corte, en el resultado de dichas pruebas realizadas en la zona de Pomarani con tipo de roca DE-IIIB y UCS de 101 MPa, se determinó que la carga explosiva por taladros de pre-corte debe ser de 3.2 Kg. de ANFO, 2.0 pulg de diámetro y a un espaciamiento de 1.0 m, concluyendo ser satisfactorios y por consiguiente se minimizó la sobre rotura y bloques suspendidos en la pared de talud final del Tajo Pomarani.

Palabras claves: Diseño, evaluación, voladura, pre-corte, control, macizo rocoso.

ABSTRACT

The present research study was applied in the one of the Untuca-Coripuno SAC Mining Unit. Where the exploitation is by the underground method and open pit at the same time, one of the pits is Pomarani and the exploitation is on two slopes with different directions, the slope one the exploitation is according to the structural behavior avoiding blocks suspended in the wall of the final slope, but in the slope two the exploitation cuts the rock mass structures diagonally, the problem is that if there is no adequate control in the blasting it generates over break and blocks suspended in the wall of the final slope of the pit. It is so that the present work of investigation titled *design and evaluation of the blasting of pre-cut in the pit Pomarani - Untuca - Coripuno SAC. 2016*, aims to design and evaluate the pre-cut blasting to minimize over breakage and avoid blocks suspended in the final slope wall of the Pomarani pit, depending on the geomechanical characteristics of the rock mass, for which the research method was applied Explanatory - experimental type, in which the geomechanical characteristics of the rock mass, the characteristics of the explosive and the drilling parameters were used and analyzed to be properly designed and applied in 04 pre-cut blasting tests, in the result of said tests carried out in the Pomarani area with rock type DE-IIIB and UCS of 101 MPa, it was determined that the explosive charge by pre-cut holes should be 3.2 Kg of ANFO, 2.0 in diameter and at a spacing of 1.0 m, concluding to be satisfactory and therefore the overbreak and suspended blocks in the final slope wall of the Pomarani Tagus were minimized.

Keywords: Design, evaluation, blasting, pre-cut, control, rock mass.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

La voladura de pre – corte es una técnica de control que se utiliza para la atenuación de las vibraciones y los daños ocasionados en la pared del talud final, ésta técnica de control se puede efectuar antes o con un retardo más corto dentro de la misma voladura de producción, para ello la aplicación de las propiedades geomecánicas, características del explosivo y el diseño de los parámetros de perforación y voladura son considerados muy importantes, de dichos factores dependen los resultados obtenidos.

La voladura de pre-corte se viene aplicando en muchos países, en las operaciones mineras superficiales y subterráneas, de igual modo en las obras civiles sobre todo en la construcción de carreteras y explotación de canteras de minería no metálica, éstas experiencias se han tomado en cuenta y se consideran necesarias en el desarrollo de la presente investigación. En el primer capítulo del presente estudio de investigación realizado en la Unidad Minera Untuca - Coripuno SAC. Se describe la realidad problemática, siendo ésta la sobre rotura y bloques suspendidos

en la pared del talud final del tajo Pomarani posterior a una voladura, dicho problema dificulta en las operaciones de minado por la inestabilidad que genera, para lo cual se plantea diseñar y evaluar la voladura de pre-corte para minimizar sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani, en función a las características geomecánicas del macizo rocoso. En el segundo capítulo se mencionan los antecedentes de trabajos e investigaciones ya ejecutados, las bases teóricas, la descripción de la ubicación, condiciones naturales del yacimiento aurífero, la geología y la morfología, éstas sirvieron como sustento en la investigación de presente proyecto, en el tercer capítulo se aplica el método de investigación de tipo descriptivo – aplicativo, en el cual se utilizó y analizó las características geomecánicas del macizo rocoso (Informe evaluación geomecánica, consultora DCR ingenieros S.R.LTda 2013), las características del explosivo y los parámetros de perforación para ser diseñados adecuadamente y aplicado en 04 pruebas de voladura de pre-corte, en el cuarto capítulo se expone y analiza los resultados obtenidos del estudio de investigación verificando la hipótesis que se planteó, al final del presente trabajo de investigación se han considerado las conclusiones y recomendaciones en función a los resultados obtenidos del diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el talud final del tajo Pomarani.

1.1. Descripción de la realidad problemática

Desde la década de los años 50, se han desarrollado diversas teorías para explicar el comportamiento de las rocas bajo los efectos de una explosión, siendo aún hoy uno de los problemas a resolver y definir la aplicación de los explosivos en la roca, el resultado de la voladura de rocas es muy variable, depende muchos de factores y parámetros que puedan afectar la actividad y el comportamiento geomecánico de

las rocas, así como las variables de perforación y voladura, sin embargo, aproximadamente a mediados del siglo XX, una serie de investigadores (Konya, Langerfors), con una enorme visión ingenieril plantearon la interesante posibilidad de controlar la alteración que provoca el explosivo sobre el macizo rocoso.

La Unidad Minera Untuca – Coripuno SAC. realiza sus operaciones a tajo abierto en la zona de Pomarani, donde la explotación es en taludes con dos rumbos diferentes (ver Anexo 5), en el talud uno la explotación es de acuerdo al comportamiento estructural evitándose bloques suspendidos en la pared del talud final, pero en el talud dos la explotación corta las estructuras del macizo rocoso de manera diagonal y si no hay un control en la voladura ésta genera daños en la pared del talud final, en esta unidad minera la voladura de los taladros de pre-corte en estos taludes se viene realizando sin considerar las características geomecánicas del macizo rocoso, sin considerar los parámetros del explosivo, en la perforación de los taladros de pre-corte se toma la misma longitud del burden y espaciamiento que los taladros de producción y sin realizar un diseño de la cantidad adecuada de explosivo para la voladura controlada, todas éstas acciones generan dos condiciones en la pared de los taludes que cortan las estructuras del macizo rocoso de manera diagonal, la primera es generar sobre rotura en la base del taladro y la segunda es que en la parte alta del taladro no llega a generar las grietas de tracción dando como resultado bloques suspendidos, estos resultados generan condiciones inseguras como la caída de roca en la operación minera, pérdida de tiempo y aumento en los costos operativos realizando el desatado de rocas con equipo y/o voladura secundaria. Siendo ello una problemática que requiere un estudio de investigación que nos permita controlar la energía de la voladura hacia el talud en función a las

características del macizo rocoso, dicho estudio se debe realizar de carácter prioritario en ésta Unidad Minera.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cómo es el diseño y evaluación de la voladura de pre-corte para minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani, en función a las características geomecánicas del macizo rocoso?

1.2.2. Problemas específicos.

¿Cómo son las características geomecánicas del macizo rocoso en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.?

¿Cuál es el diseño adecuado de la voladura de pre-corte en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.?

¿Cuál es el resultado de la evaluación de la voladura de pre-corte en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.?

1.3. Objetivos de la investigación.

1.3.1. Objetivo general.

Diseñar y evaluar la voladura de pre-corte para minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani, en función a las características geomecánicas del macizo rocoso.

1.3.2. Objetivo específico

Identificar las características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de la voladura de pre-corte en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

Diseñar adecuadamente la voladura de pre-corte en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

Evaluar el resultado de la voladura de pre-corte en el talud final del tajo Pomarani
- Coripuno SAC.

1.4. Justificación

Si bien de manera general podemos decir que el daño que provoca el explosivo sobre el macizo rocoso se traduce en una disminución de sus propiedades geomecánicas del macizo rocoso, es importante hacer una distinción acorde a los efectos que percibimos tras realizar la voladura.

En el talud final del tajo Pomarani de la Unidad Minera Untuca la perforación y voladura de los taladros de pre-corte se viene realizando de manera empírica y sin un diseño y evaluación para la atenuación de las vibraciones y los daños ocasionados como la sobre rotura en la base del taladro por tener una carga completa del diámetro solo en la parte inferior y en la parte alta del taladro no se llega a generar las grietas de tracción, obteniendo como resultado bloques suspendidos, creando inestabilidad e inseguridad en los taludes del tajo, por lo expuesto es importante realizar el presente estudio de investigación titulado *diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el tajo Pomarani – Untuca - Coripuno SAC. 2016*, tiene como objetivo diseñar y evaluar la voladura de pre-corte para minimizar sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani, en función a las características geomecánicas del macizo rocoso.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación

Alfaro (2016) en su tesis *Diseño de malla de perforación y voladura en la cantera sur para producción de roca escollera en la Cía. minera el Brocal – Cerro de Pasco*, de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, menciona lo siguiente: Para el diseño de malla de perforación y voladura, se tiene en cuenta las características geomecánicas de la roca, con una metodología empírico, analítico y numéricas, empleando modelos matemáticos para calcular el burden con la ecuación de Pearse y otros parámetros necesarios en función a las características del macizo rocoso, se obtiene el burden de 4.0 m y espaciamiento 4.0 m, considerando que la altura de perforación es 6.0 m, la resistencia comprensiva de la rocas es 45 MPa y el diámetro de taladro es de 4 pulg. En el resultado de la fragmentación origina una granulometría aceptable con tamaños en promedio de 1.0 m y el tamaño característico es 44 cm a un 63%, donde el 37% del material retenido son de sobre tamaño mayores a 50 cm, las operaciones unitarias de perforación y voladura terminan de forma satisfactoria y en la fecha establecida.

Canteros y Mercado (1991) en su informe *Diseño de una malla de tronadura para la preparación de una piscina de lixiviación y evaluación del daño sobre una red principal de agua potable, Empresa Minera Mantos Blancos S.A.* Menciona lo siguiente: Para determinar los parámetros de perforación y voladura fue necesario realizar un set de 6 pruebas, en un sector de características geológicas similares al de la construcción de las piscinas. Concluyendo que el burden es de 8.0 m y espaciamiento de 8.0 m con longitud de carga del 50 % de una altura de perforación de 6.0 m. Estos resultados obtenidos fueron satisfactorios para la construcción de la piscina de lixiviación. También concluye que la metodología utilizada para definir el diseño de la perforación y tronadura, así como su posterior validación a través de monitoreo de las vibraciones generadas por las voladuras, permitieron validar los objetivos planteados para este proyecto. Esta metodología podría ser aplicada en cualquier lugar donde se requiera controlar el daño a estructuras civiles y en las cuales se utilice explosivos para su ejecución.

Guamán y Mendieta (2013) en su tesis *Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la cantera de materiales de construcción las victorias*, de la Facultad de Ingeniería Civil Universidad de Cuenca – Ecuador, En su investigación tiene por objeto. Realizar la evaluación del macizo rocoso de la cantera las victorias y en sus objetivos específicos menciona describir las características geológicas de la zona objeto de estudio, estudiar la calidad del macizo rocoso las victorias, basados en los estudios de los sistemas de clasificación geomecánica: RQD, RMR, Q, SMR Y GSI, la calidad del macizo rocoso está controlado por variables litológicas esfuerzos in situ, meteorización y resistencia a la compresión uniaxial y las múltiples familias de discontinuidades.

Llanco (2012) en su tesis *Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CIA. Consorcio Minero Horizontes-U/P Culebrillas*, Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional de Huancavelica, concluye que: La aplicación de las clasificaciones geomecánicas en la voladura ha reducido el factor de potencia, consumo específico, número de taladros como también ha mejorado la distribución de la malla de perforación. Como objeto de estudio es determinar la influencia de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas y demostrar que si se puede involucrar la variable geomecánica (RMR, GSI y RQD) en las ecuaciones de diseño de voladura.

Pacheco (1999) en su tesis *Aplicación de la mecánica de rocas a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura en minería a tajo abierto* de la Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica sección de post grado, menciona en su resumen: “Teniendo en cuenta que los resultados de las operaciones de las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas tiene una incidencia directa en la producción y productividad de cualquier operación minera y en consecuencia en los costos de producción es que el presente trabajo de investigación trata de resaltar la importancia que se debe dar a las operaciones mineras antes mencionadas para lograr lo anteriormente aseverado; se pone en determinación de los valores físicos – mecánicos de la roca que se deberá efectuar en el laboratorio; siguiendo los métodos propuestos por la mecánica de rocas”.

Rivera (2014) en su tesis *Diseño de voladura de pre – corte para talud final zona este Unidad Minera Tucari – Aruntani SAC* de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, menciona lo siguiente: Estableciendo un diseño adecuado de voladura de pre-corte con aplicación de carga explosiva

mediante la determinación de la calidad del macizo rocoso y considerando las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, esfuerzo tensivo y compresivo de la roca, con una metodología descriptiva se determinó que los taladros con distancias menores a 3 m han resultado ser más satisfactorios, dando como resultado pared del talud final bien definidas sin rocas colgadas ni descostramiento en la pared del talud por consiguiente sin acumulación de remanente de rocas en la base del talud, en cambio los taladros mayores a 3 m presentaron rocas colgadas y descostramiento en la pared del talud final, conforme al objetivo de diseñar la voladura controlada se ha logrado una distancia optima de 3 m de taladro a taladro para la voladura de pre-corte, con una carga explosiva de 22 Kg por taladro, ésta se obtuvo acorde a las características del macizo rocoso.

Southern Perú (2014) en su informe *Diseño de pre - corte en la mina Toquepala* concluye lo siguiente: En el resultado de diseño de pre corte en el informe de mina Toquepala se obtuvo una presión de detonación de 123.06 MPa (considerando en taladros secos) para roca dacita, con espaciamiento de 2.1 m y con diámetro de perforación de 5.0 pulg, obteniendo en el resultado de la voladura un talud estable, para ello realizó la evaluación de la voladura usando el método cuantitativo factor de cañas visible FCV. También concluye que el primer beneficio que nos brinda las voladuras de Pre-corte, es el aspecto de seguridad, es decir, implica desarrollar una operación de minado con taludes estables y definidos, evitando el colapso de materiales rocosos a los frentes de minado, instalaciones, y accesos de acarreo. Si bien es cierto, ejecutar pre-corte, representa un costo elevado, este se compensa trabajando en taludes seguros. El obtener taludes definidos y estables, nos permite tener la posibilidad de incrementar los ángulos de banco, y ángulos Inter-Rampas,

consiguiéndose un incremento de las reservas recuperables, o una disminución de la relación estéril/mineral, que a su vez será función del costo de mina.

Ttito (2014) en su informe de trabajo profesional *Aplicación de voladura controlada pre corte para la construcción e instalaciones de la chancadora primaria en el proyecto minero Las Bambas* de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, concluye que: Con la aplicación de voladura de pre corte, se dejó tacos vacíos de 1.0 m en los taladros, con la finalidad de descomprimir los gases producto de la detonación para evitar que las paredes de taludes no tengan daño, con una altura de perforación de 7.5 m para taladros de producción y pre-corte, aplicando malla de perforación de 2.0 m de burden y 3.0 m espaciamiento de taladro a taladro de pre-corte. Para el presente proyecto se usó como explosivo la dinamita semigelatina 65, cordón detonante 5P, Obteniendo buenos resultados sin afectar la estabilidad de taludes donde se instalará la chancadora primaria.

2.2. Marco teórico

2.2.1. Teoría de la voladura de contorno

El control de fracturamiento durante las voladuras, implica el usar técnicas de voladura controlada como es el pre-corte. Ello conlleva una reducción de fracturamiento de roca al generarse planos de corte que funcionan como cortinas que impiden que las ondas de choque de los explosivos penetren más allá de dichos planos que funcionan como barreras de protección en que las ondas de choque del explosivo se retornan hacia la cara libre del viejo talud, Konya (1998).

Para lograr control en los límites de una voladura, se debe tener en cuenta que la distribución especial del explosivo sea apropiada para obtener la superficie deseada.

la voladura controlada es fundamental para controlar el talud final diseñado, puesto que un error en dicho talud, ocasionaría múltiples problemas, tanto físicos como económicos. Mucho (1985) en su tesis titulado *Perforación y voladura en una mina a cielo abierto; Fundamentos y aplicación en Tintaya*, de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas.

Existen dos propósitos principales en este proyecto para tener control de fracturamiento por voladura, uno de ellos y el más importante es desarrollar un talud estable limitando el daño de los taladros de producción a la cara del talud. El propósito secundario es el de tener una apariencia estética de la cara del talud.

2.2.2. Tipos de control en voladura de contorno

Según, López (1994) son muchas las técnicas de voladuras de contorno desarrolladas desde los años 50, pero en la actualidad las más usadas son:

- Voladura de pre-corte.
- Voladura de re-corte.
- Voladuras amortiguadas.
- Perforación en línea.

2.2.2.1. Voladura de pre-corte

En la voladura de pre-corte, tal y como dice la palabra, se detonan antes del corte, o sea antes de detonar los taladros de producción, estos taladros de pre-corte, tienen un espacio reducido y además tienen menos explosivo.

Según, Konya (1998) el pre-corte, crea un plano de fractura a lo largo de la línea de barrenos de producción. Esta técnica deja además un beneficio secundario, pues la línea de fractura creada, deja una apariencia estética. Una ventaja del pre-corte, es

que puede ser detonada con mucho tiempo antes que la voladura de producción, desde un corto tiempo de retardo entre detonaciones o hasta horas, días y hasta semanas. La línea de pre-corte debe estar a una distancia de 0.5 a 0.8 veces el burden detrás de la última línea de taladros de producción, como se muestra en la Figura 1.

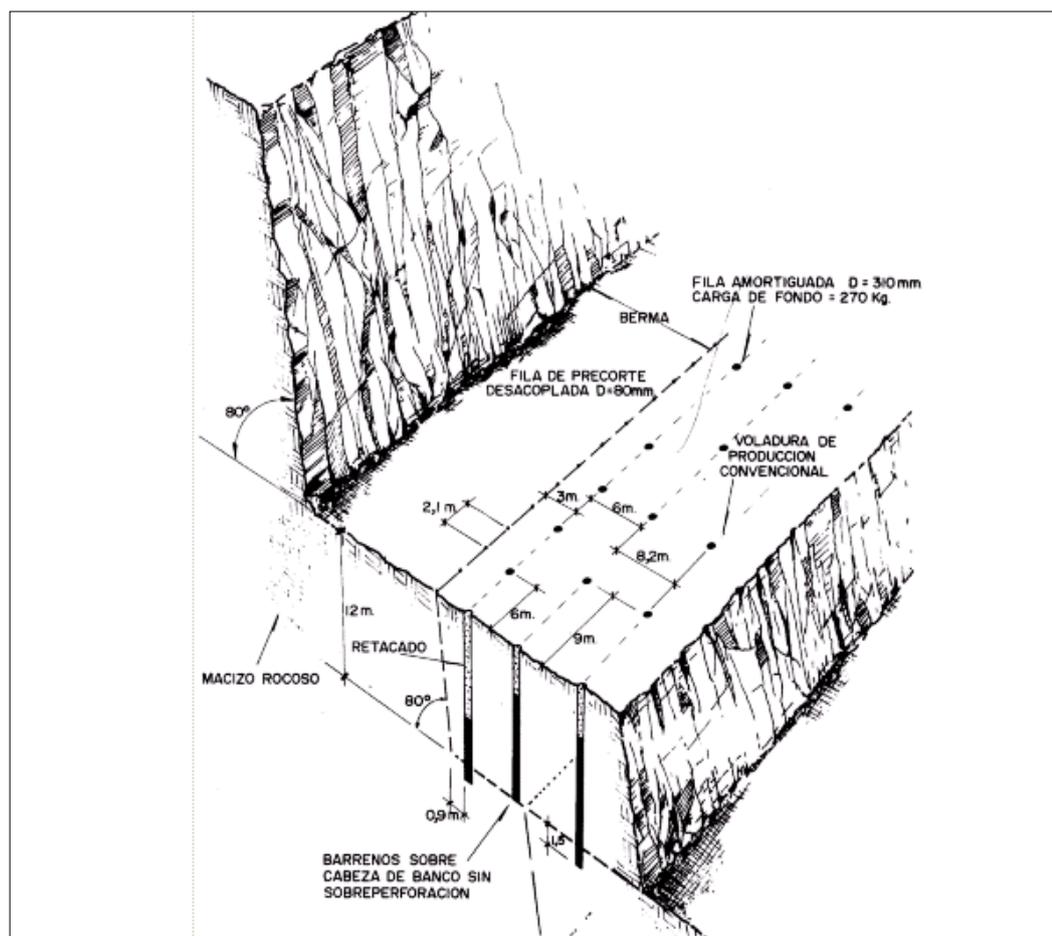


Figura 1: Esquema que muestra una plantilla típica para voladura de pre-corte.

Fuente: López (1994).

2.2.2.2. Voladura de re-corte

Consiste en la voladura de una sola fila de taladros con cargas de explosivo desacopladas. El objetivo principal de la voladura de re-corte, es el de aumentar la estabilidad de la cara del talud removiendo el material suelto del pateo que genera la voladura de producción. Como desventaja es que se tiene poca protección a la

estabilidad de talud final, esto se debe a que la línea de corte es detonada después de los taladros de producción.

Según, López (1994), en la voladura de pre-corte, los costos de perforación extra, tiempos más largos en el cargado de taladros y la reducción de toneladas producidas por taladro, se ven balanceado por el decremento de futuros costos de movimiento de tierras y fallas del talud, como se muestra en la Figura 2.

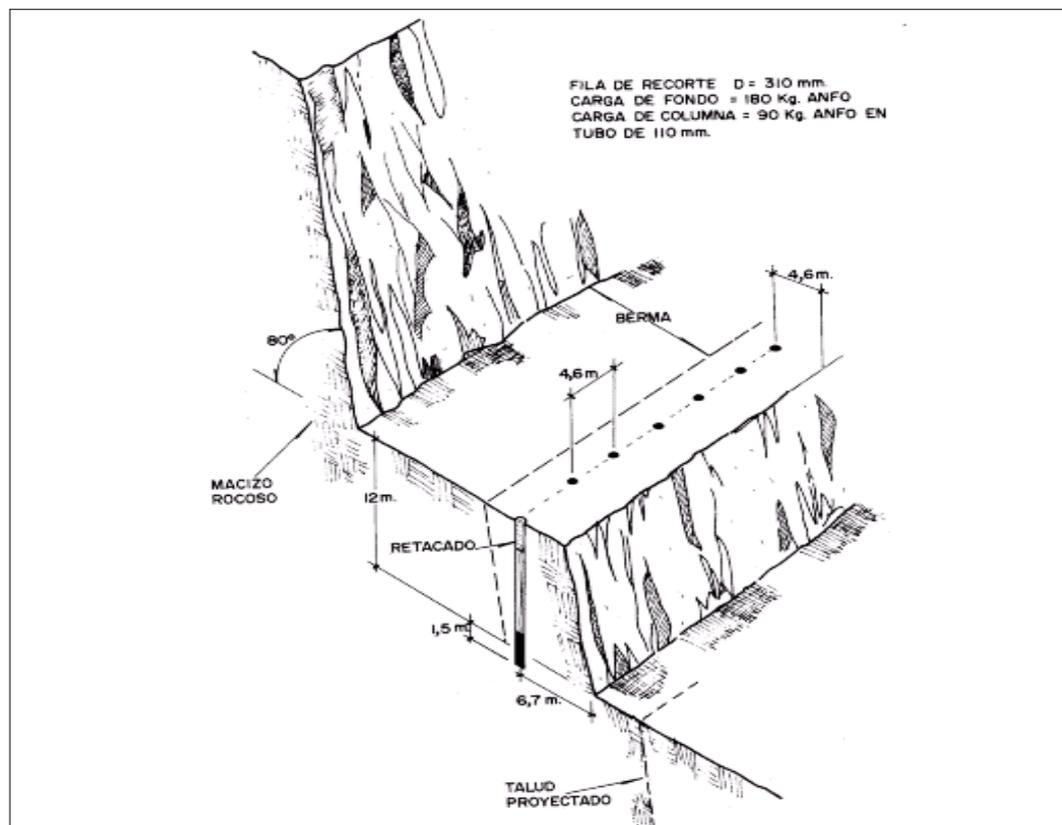


Figura 2: Voladura de re-corte.

Fuente: López (1994).

Konya y Floyd (1998) examinaron una técnica de post-corte para mejorar estabilidad del talud final. En esta técnica, los taladros de producción, de amortiguamiento y de corte, son del mismo diámetro, sin embargo, los taladros de amortiguamiento y los de corte, son perforados con poca o sin sobre perforación para minimizar el daño al banco de abajo. La carga de explosivo decrece de la línea

de producción hacia la línea de amortiguamiento y debe ser reducido para compensar la reducción de carga de explosivo en la línea.

2.2.2.3. Voladura amortiguada

En técnica, el nivel de energía adyacente a la pared es reducido para evitar el sobre fracturamiento. La disminución del nivel de energía para roca competente se obtiene regularmente reduciendo el factor de carga entre un 30 y 60% en la línea de barrenos más cercanos al talud. Floyd (1998), como se observa en la Figura 3.

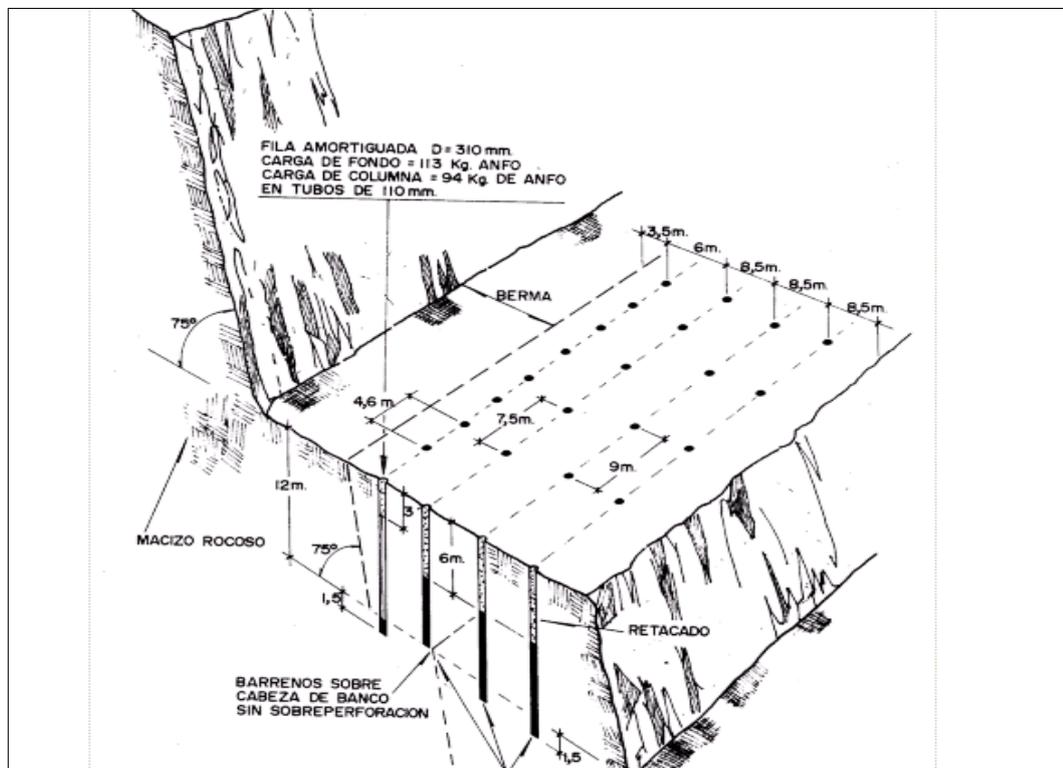


Figura 3: Podemos observar una voladura amortiguada.

Fuente: López (1994).

Para roca menos competente, se puede requerir hacer modificaciones adicionales al diseño de la plantilla, para minimizar el fracturamiento. Estas modificaciones pueden incluir cargas separadas, reducir burden y espaciamiento en la última línea, además, de sobre-perforación minimizado el incremento de los intervalos de retardo entre las dos últimas líneas de taladros.

La ventaja principal de esta técnica es que se requieren pocos cambios de diseño y su mayor desventaja es que la pared del talud no es protegida de la dilatación de fracturas, penetración de gases y del impulso de bloques. Floyd (1998).

En rocas de baja dureza como el yeso, no se recomienda esta técnica, pues si se recomienda la voladura suavizada por el hecho de ser económico y ofrecer mayor libertad en la perforación y voladura de la siguiente línea de taladros. También se recomienda la perforación en línea.

2.2.2.4. Perforación en línea

La perforación en línea constituye otra técnica de voladura controlada, que consiste en una sola línea de barrenos con muy poco espaciamiento entre ellos, y que establecen el límite de la voladura, como se observa en la Figura 4.

El funcionamiento de esta voladura es el siguiente. “cuando una línea de taladros de producción adyacente a la línea de taladros vacíos es detonada, la onda de choque causará una concentración de esfuerzo alrededor de los taladros sin carga, y si el esfuerzo excede la resistencia de la roca, la falla ocurrirá como una fractura que corre a lo largo de la línea de taladros vacíos”. Kliche (1999).

Los taladros en línea presentan inconvenientes, el costo de perforación de la línea de fractura es alto, y el tiempo para esta perforación es largo. Debido a que los taladros deben ser paralelos a las desviaciones que afectan mucho los resultados. Normalmente los expertos prefieren que la línea del perímetro sea detonada al final de la secuencia de detonación en vez de la voladura de pre-corte. Cuando el perímetro es detonado al principio, los taladros más cercanos a la línea de amortiguamiento, tienen que ser taladros más cercanos al perímetro y detonarlos con cargas más grandes, esto se hace para romper y expulsar la roca del perímetro

final. Por lo tanto, los taladros de amortiguamiento deben ser perforados y cargados con gran precisión para evitar sobre fracturamiento. Por otro lado, si los taladros de amortiguamiento son detonados al final, su función no es meramente generar el plano de fractura sino también la de desplazar roca. Por lo tanto, estos barrenos efectúan una función que permite distanciar un poco más la línea de amortiguamiento y un diseño menos laborioso y por supuesto, a un menor costo.

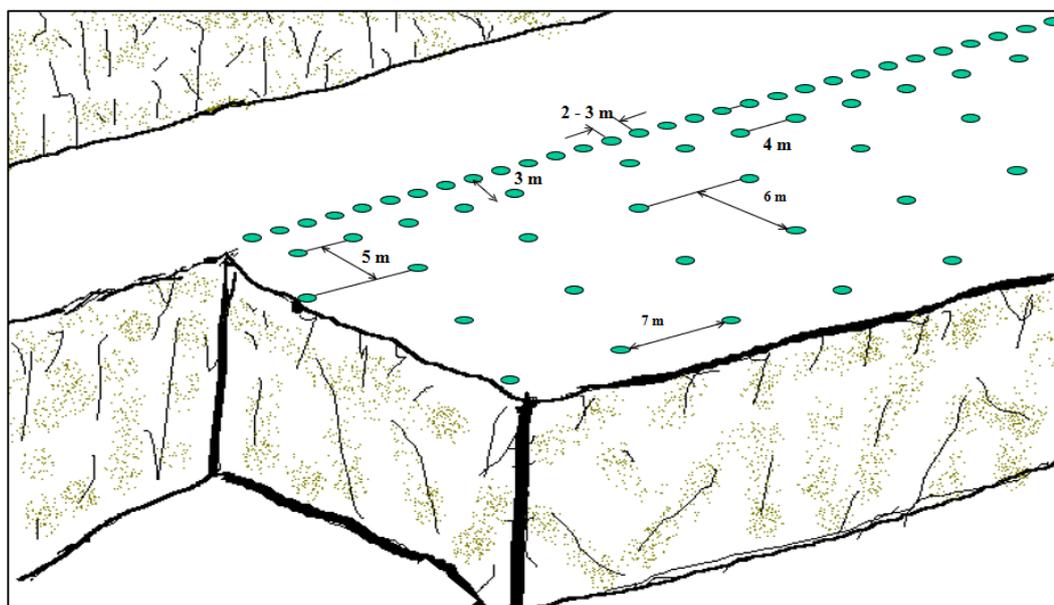


Figura 4: Perforación en línea en conjunto con voladura de producción.

Fuente: Kliche (1999).

2.2.3. Diseño de voladura de pre-corte.

El desarrollo de un pre-corte tiene por finalidad generar una línea de debilidad tras la tronadura, cuyos beneficios pueden ser los siguientes:

- Formación de una pared de talud más estable.
- Generar el límite de penetración de la pala.
- Obtener las bermas programadas.
- Crear una percepción de seguridad.

Los beneficios del pre-corte, en términos de estabilidad de talud, pueden no ser fáciles de evaluar. Por ejemplo, la no creación de medias cañas en la tronadura de pre-corte, no necesariamente significa un mal resultado, ya que aun así puede obtenerse una buena estabilidad de la pared, Konya (1998).

Como se sabe, el pre-corte debe permitir fracturar un plano para atenuar vibraciones en la tronadura principal, lo anterior depende mucho de la calidad de las fracturas que se formen. Las vibraciones serán menores, mientras éstas crucen fracturas lo más abiertas y limpias posibles.

Así como las vibraciones generadas en las tronaduras son responsables de los daños producidos en la pared final, lo es también el empuje de gases de explosión, por lo tanto, la línea de fractura generada por el pre-corte también debe actuar como zona de evacuación de gases.

2.2.7.1. Diseño de la presión de detonación

El objetivo de una voladura de pre-corte es minimizar las presiones en el taladro, lo suficiente para generar grietas entre taladros adyacentes de la línea del pre-corte. Para obtener buenos resultados, tres requerimientos deben tomarse en cuenta:

- Una línea de taladros con pequeño espaciamiento.
- Una baja densidad lineal de carga de explosivo.
- Una simultaneidad en la iniciación de los taladros.

El plano de debilidad se genera mediante una grieta que se extiende a lo largo de los taladros de pre-corte, la presión en las paredes del taladro (presión de barreno) debe ser del orden de la resistencia a la compresión de la roca. Para el cálculo de la presión en las paredes de los taladros se utiliza la siguiente formula, Enaex (2002):

$$P_{bi} = 110 * \delta_{exp} * VOD^2$$

P_{bi} : Presión en las paredes del taladro (MPa).

δ_{exp} : Densidad del explosivo (g/cm^3).

VOD : Velocidad de detonación del explosivo (km/s).

Examinando esta ecuación, se puede apreciar que para que un explosivo quede completamente acoplado al taladro, las presiones que se generan en las paredes de éste deben ser del orden de los 850 MPa. Considerando que en diversas faenas la resistencia a la compresión de la roca es del orden de los 50 a 150 MPa, la presión en el taladro está muy por encima de este valor. Por lo tanto, para lograr esta magnitud deben utilizarse explosivos con densidades del orden de $0.2 (g/cm^3)$ y velocidades de detonación del orden de 2500 m/s, lo que no es aplicable operacionalmente.

Por este motivo, para el pre-corte se utilizan explosivos desacoplados, de menor diámetro que el del taladro. Como recomendación general, el diámetro de la carga debe ser a lo menos la mitad del de perforación.

Para el cálculo de la presión en las paredes del taladro de un explosivo desacoplado, se utiliza la siguiente expresión:

$$P_b = 110 * f^n * \delta_{exp} * VOD^2$$

En donde f es la razón de desacoplamiento, definida como la relación entre el volumen del explosivo y el volumen del taladro. El exponente n se estima igual a 1.25 para taladro secos y 0.9 para taladros con agua.

$$F = \frac{De^2}{Dh^2} * \frac{1}{H}$$

Donde:

F : Factor de desacoplamiento.

De : Diámetro explosivo.

Dh : Diámetro del taladro.

H : Largo del taladro.

l : Largo columna explosiva.

2.2.7.2. Diseño del espaciamiento entre taladros de pre-corte

El espaciamiento entre los taladros de pre-corte se reduce, si lo comparamos con el espaciamiento en una fila amortiguada. Esta disminución de espaciamiento se aplica principalmente para que exista una interacción entre taladros, debido a que a éstos se les ha reducido la carga considerablemente con el objeto de generar bajas presiones en sus paredes. Existen también algunas reglas para definir el espaciamiento entre taladros, Enaex (2002):

$$S = \frac{Dh*(Pb+T)}{T} * 0.0254$$

Donde:

S : Espaciamiento entre taladros (m).

Pb : Presión del taladro de una carga desacoplada (MPa).

Dh : Diámetro del taladro (pulg).

T : Esfuerzo de tensión de la roca (MPa).

Esta definición de espaciamiento no considera las características estructurales de la roca. No obstante, algunos investigadores como Enaex (2002) sugieren que, si la frecuencia de las discontinuidades excede de 2 a 3 entre los taladros de pre-corte, los resultados serían bastante pobres en términos de generación de “medias cañas”.

2.2.7.3. Diseño de factor de carga en voladura de pre-corte

El término factor de carga definido en gr/ton no es aplicable para el pre-corte, puesto que su finalidad no es fragmentar un volumen de roca, sino generar un plano de fractura, por lo que el factor carga para un pre-corte se define en kg/m². De acuerdo a la ecuación siguiente se obtienen una relación que define el factor de carga, en función de las propiedades geomecánicas de la roca y el diámetro de perforación, a continuación, se presenta la ecuación dada por Blastonics PTY LTD. Incorporado en Queensland Traducido por ASP – Blastonics S.A. (Chile).

$$\gamma = 84 \text{ dH} \frac{\delta^{\text{exp} 0.2}}{\text{VOD}^{1.6}} (\text{UCS})^{0.8}$$

Donde:

γ = Factor de carga en (kg/m²).

VOD = Velocidad de detonación (km/s).

dH = Diámetro de perforación (mm).

UCS = Resistencia a la compresión no confinado (MPa).

δ_{exp} = Densidad del explosivo (g/cm³).

2.2.7.4. Secuencia de salida en voladura de pre-corte

El pre-corte debe ser iniciado separada o conjuntamente con la tronadura de producción, sólo con una diferencia de a lo menos 100 ms, previo a la tronadura de producción. Respecto a los intervalos entre taladros del pre-corte, la teoría de formar una grieta de tensión entre dos taladros implica una detonación simultánea de ellos. A modo de referencia, Enaex (2002) indica que, si existen diferencias de tiempo de 1ms entre pozos de pre-corte, éstas generarían mayores daños alrededor de un pozo.

Por tal motivo el autor del estudio recomienda usar cordón detonante para la iniciación del pre-corte. Idealmente debieran detonarse todos los taladros del pre-corte en forma simultánea, pero como medida precautoria en relación a las vibraciones, éstos debieran ser detonados en grupos de 20 a 30 taladros.

2.2.7.5. Efectos de la exactitud de la perforación

La importancia de la exactitud de la perforación puede no ser considerada cuando se diseña un pre-corte, pero ésta tiene una gran relevancia debido al paralelismo que debe existir entre taladros, ya que, de lo contrario, puede ser la causa de perfiles irregulares.

2.2.7.6. Inclinación del pre-corte

Los máximos beneficios en términos de mejorar la estabilidad de los taludes, se obtienen cuando el pre-corte se perfora inclinado. Estas inclinaciones fluctúan en el rango de 15 a 30 grados, siendo mejores los resultados a medida que se utiliza una mayor inclinación, aumentando ciertamente la dificultad en la perforación. Cuando se realizan pre-cortes inclinados y una fila buffer delante de ellos, es

conveniente tronar el pre-corte antes de la tronadura de producción, principalmente para evitar que la fila buffer o amortiguada en la zona del pie del banco, quede demasiado cerca del taladro de pre-corte y ésta pueda ser iniciada por simpatía.

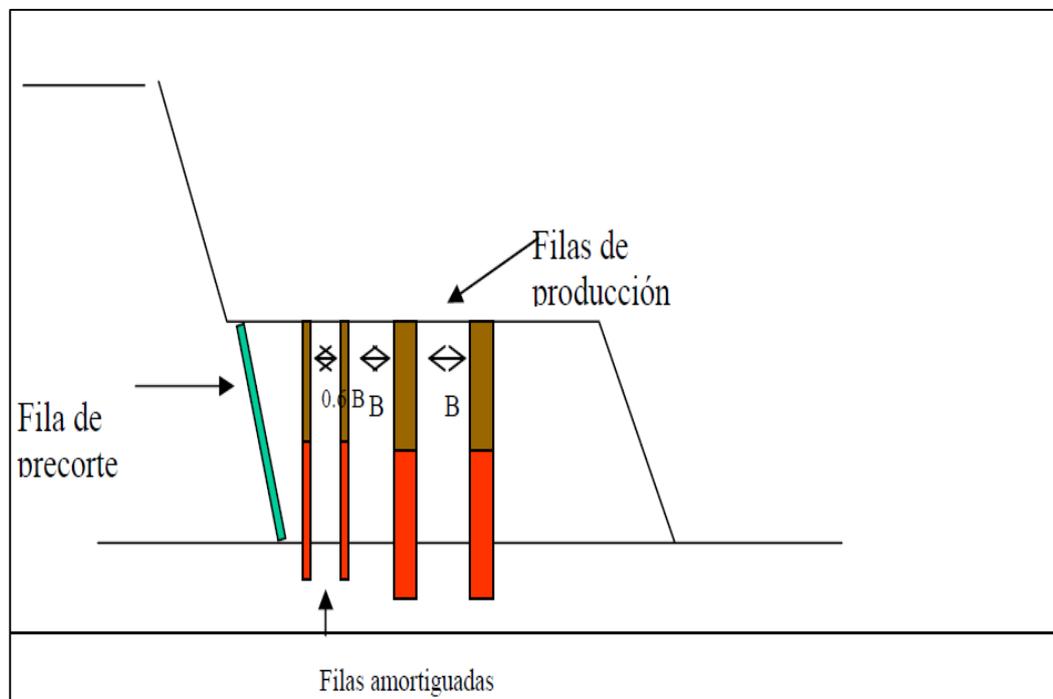


Figura 5: Inclinación del taladro de pre-corte.

Fuente: Enaex (2002).

2.2.4. Caracterización del macizo rocoso para el diseño de voladura de pre-corte

Es de suma importancia considerar las características del macizo rocoso en el diseño de la voladura de pre-corte. Según Enaex (2002), informan que en beneficio de pre-corte es la formación de fisuras la cual protege hasta cierto grado, el macizo rocoso detrás de ella las vibraciones en las voladuras de producción, agregan que este efecto es más notorio en los tipos de roca blanda, donde se puede formar fisuras más abiertas como consecuencia del pre-corte. Pacheco (1999), menciona que teniendo en cuenta los resultados de las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas tiene una incidencia directa en la producción y productividad de cualquier operación minera.

Las propiedades mecánicas de las rocas limitan la efectividad de la fragmentación requerida producido por la voladura en una operación minera. A continuación, se presenta las propiedades principales físicas y mecánicas que son empleadas en el modelamiento de voladura de rocas y deben ser estudiadas por Barton, Lín, y Lunde (1988).

- Litología.
- Propiedades físico-mecánicas. (σ_t , σ_c , ρ_r).
- Caracterización geomecánica. (RMR, RQD y GSI).
- Parámetros de resistencia de la roca. (cohesión y ángulo de fricción interna ϕ_i).
- Constantes elásticas de la roca. (E , ν).
- Propiedades sísmicas (velocidad de propagación: V_p , V_s).

Según Barton, Lín y Lunde (1988), menciona que para realizar la evaluación del macizo rocoso de la cantera las victorias en función al macizo rocoso y la mezcla explosiva comercial son de suma importancia obtener un adecuado control en la sobre rotura del macizo rocoso.

Densidad de la roca

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 precisan una mayor cantidad de energía para lograr una ruptura satisfactoria, así como un buen desplazamiento y esponjamiento, López (1994).

Resistencia a compresión

La resistencia a la compresión uniaxial se realiza sobre probetas de roca, este método es el más utilizado para determinar la resistencia a la compresión simple.

El ensayo se realizó con muestras cúbicas de 5 cm de arista. Relaciona la carga máxima sobre la muestra (en el momento de su destrucción) y el área transversal de la misma; se determina con la siguiente expresión:

$$R_c = Pr / F$$

Donde :

R_c : Resistencia a compresión uniaxial de la roca (kg f / cm^2).

Pr : Fuerza de ruptura de la muestra de roca (kg f).

F : Superficie de la sección transversal (cm^2).

Resistencia a tracción

Para determinar la resistencia a tracción se empleó el Método brasilero, que consistió en ensayar una muestra cilíndrica comprimiéndola por sus generatrices opuestas.

La resistencia a Tracción se determina mediante la fórmula:

$$R_t = 2 * Pr / \pi * l * d$$

Donde :

R_t : Resistencia a tracción de la roca (kgf / cm^2).

Pr : Fuerza de ruptura de la muestra de roca (kgf).

D : Diámetro de la muestra de roca (cm).

l : Longitud de la muestra de roca (cm).

Forma práctica:

$$R_t = 8\% R_c \text{ (kg / cm}^3\text{)}$$

El módulo de Young e índice de Poisson

Para determinar las deformaciones elásticas provocadas en el mecanismo de la voladura, es preciso definir los módulos elásticos del material mediante métodos dinámicos (sísmicos) mejor que estáticos (mecánicos).

El módulo de Young (E)

Se define como la relación entre el esfuerzo unitario de compresión o tracción y la deformación longitudinal unitaria.

$$E = \Delta F/A(\text{Esfuerzo Unitario}) \Delta L/L(\text{Deformación Unitaria})$$

Para una roca en una compresión uniaxial, se define como la relación del esfuerzo axial a la deformación axial, y es por eso la medida de la cantidad de deformación en dimensión que una roca puede resistir antes de fallar. El valor obtenido de esta forma es el módulo de Young estático, debido a que la relación de carga de la muestra es tan baja que puede ser efectivamente estática. El módulo dinámico se puede determinar de prueba sísmicas en la muestra, obtenida de medidas de las velocidades de ondas compresivas y de corte para el material, Enaex (2002).

Índice de Poisson (ν)

La relación entre el cambio unitario del área de la sección con la deformación longitudinal unitaria.

$$E = \Delta S/s (\text{Cambio Unitario del área}) \Delta L/L (\text{Deformación Longitudinal Unitaria}).$$

Indica como el material almacena y libera energía. Así una roca con un valor alto almacenará energía más fácilmente que otra con un valor inferior. Por ello, para un nivel de energía dado se esperará una mejor fragmentación de la roca cuando el índice de Poisson se bajó, Sassa e Ito (1970).

Ángulo de fricción

El ángulo de fricción es la pendiente del esfuerzo de corte relacionado con el esfuerzo normal. El ángulo de fricción F , y la cohesión C se relacionan al esfuerzo normal S , y fuerza de corte, por la ecuación de Enaex (2002).

$$t = C + S * \text{Tan}F$$

Estimación del módulo de elasticidad (E_m)

Debido a la dificultad de obtener el módulo de Young del macizo rocoso, mediante ensayos de laboratorio, por el comportamiento frágil de las muestras de roca, este se ha estimado mediante fórmulas empíricas que lo relacionan con la calidad geotécnica de los macizos rocosos.

Mediante las correlaciones de EM y RMR de Bieniawski (1978); que se expresan por las siguientes ecuaciones:

$$EM \text{ (GPa)} = 2 * RMR - 100 \quad \text{Bieniawski (1978) (3.1)}$$

$$EM \text{ (GPa)} = 10^{(RMR-10)/40} \quad \text{Bieniawski (1978) (3.2)}$$

La ecuación 3.1 tiene validez para $55 < RMR < 100$ y la ecuación 3.2 tiene validez para $10 < RMR < 50$, Ramírez y Alejandro (2004) señalan que la ecuación 3.2 está basada en la recopilación de resultados de ensayos de placa de carga en un buen número de macizos rocosos de distintas calidades.

Cohesión

Enaex (2002), define que la cohesión de una diaclasa es el esfuerzo de corte requerido para causar el deslizamiento de bloques en cualquier lado de la diaclasa a esfuerzo normal cero, por lo tanto, la rugosidad de la superficie de la diaclasa, como se observa en la Figura 6.

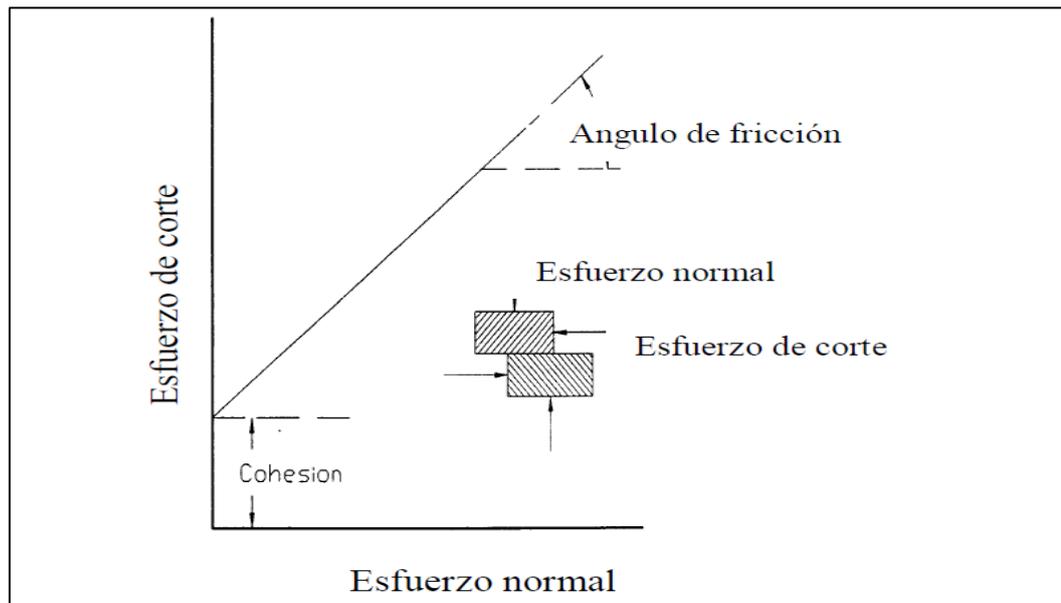


Figura 6: Cohesión y ángulo de fricción para bloques de roca.

Fuente: Enaex (2002).

2.2.5. Clasificación de Bieniawski RMR

Fue presentada por el Ingeniero Bieniawski (1973) y modificada sucesivamente en el año 1989. Permite hacer una clasificación de las rocas 'in situ' y estimar el tiempo de mantenimiento y longitud de un túnel o taludes. Consta de un índice de calidad RMR (Rock Mass Rating), independiente de la estructura, y de un factor de corrección.

El RMR se obtiene estimando cinco parámetros:

- La resistencia a compresión simple de la roca.
- El RQD (Rock Quality Designation).
- Espaciamiento de juntas.
- Condición de juntas.
- La presencia de agua freática.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso nos da el índice de Calidad del RMR que varía entre 0 – 100.

Tabla 1
Clasificación de parámetros y sus valores (Bieniawski).

Parámetro		Escala de valores						
Resistencia de la roca intacta	Carga Puntual	80 kg/cm ²	40- 80 kg/cm ²	20- 40 kg/cm ²	10- 20 kg/cm ²	10kg/cm ²		
	A compresión simple	2000 Kg/cm ²	1000- 2000 Kg/cm ²	500- 1000 Kg/cm ²	250- 500 Kg/cm ²	100- 250 Kg/cm ²	30- 100 Kg/cm ²	10- 30 Kg/cm ²
VALOR		15	12	7	4	2	1	0
R. Q.D.		90- 100%	75- 90%	50- 75%	25- 50% <	25%		
VALOR		20	17	13	8	3		
Espaciado de Juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50 - 300 mm	50 mm		
VALOR		30	25	20	10	5		
Condición de Juntas		Muy rugosas sin continuidad, cerradas, paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1mm. de separación paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1mm. de separación paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5 mm o abiertos 1- 5 mm	relleno blando de espesor < 5mm o abiertas < 5 mm fisuras continuas		
VALOR		25	20	12	6	0		
Aguas subterráneas	Cant. Infiltración 10 m de túnel	Ninguna		25 litros/min	25 - 125 litros/min	>125 litros/min		
	Presión de agua	Cero		0.0 - 0.2	0.2 - 0.5	0.5		
Situación general		Totalmente seco		Solo húmedo agua interés.	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
VALOR		10		7	4	0		

Fuente: Bieniawski (1989).

2.2.6. Índice de calidad de la roca RQD (1988)

Según Barton, Lín y Lunde (1988), el índice “Jv” suele obtenerse con frecuencia, se define como el número de juntas por metro cúbico, obtenido al sumar las juntas presentes por metro para cada una de las familias existentes, se visualiza en la Tabla 2 y Tabla 3.

Tabla 2
Caracterización del macizo rocoso en formación de bloques.

Jv	Características del macizo rocoso
<1	Bloques masivos
1– 3	Bloques grandes
3 – 10	Bloques tamaño medio
10– 30	Bloques pequeños
>30	Bloque muy pequeños

Fuente: Barton, N., Lín, R. y Lunde, J. (1988).

$$RQD = 115 - 3.3Jv... (\%)$$

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

n°Ji : Número de discontinuidades, Li: Longitud media

Jv : Número de Juntas en un metro cubico.

Tabla 3
Caracterización del macizo rocoso con el RQD.

RQD (%)	Calidad de la roca
0 – 25	Muy Mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Media
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy Buena

Fuente: Barton, Lín y Lunde (1988).

2.2.7. Características físicas - químicas del explosivo para diseño de voladura

Explosivos

Son mezclas en meta estable de oxidantes y combustibles. Se descomponen violentamente liberando gran cantidad de energía que se utiliza para romper la roca. La mayoría de los explosivos comerciales utilizan nitratos como oxidantes, siendo el nitrato de amonio el material básico de fabricación. Otros comúnmente usados son el de sodio, calcio, potasio y algunos inorgánicos tales como aminas y hexaminas. Los combustibles básicos para un explosivo incluyen el C y el H, ya que éstos reaccionan con el O para liberar grandes cantidades de energía. La mayoría de los combustibles son hidrocarburos que tienen una estructura básica de CH_2 , Enaex (2002).

Detonación

Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva, como se observa en la Figura 7.

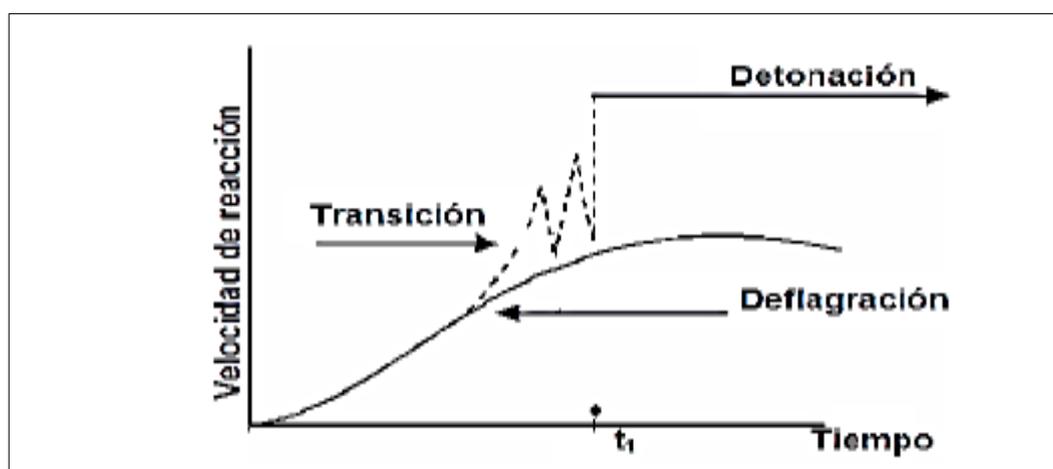


Figura 7: Desarrollo de una detonación.

Fuente: Exsa (2003).

En los explosivos detonantes la velocidad de las primeras moléculas gasificadas es tan grande que no ceden su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga, sino que los transmiten por choque, deformándola y produciendo calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y que se denomina onda de choque, la que se desplaza a velocidades entre 1 500 a 7 000 m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación.

Termoquímica de los explosivos

Se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor. La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática. La energía potencial liberada a través del proceso de detonación se transforma en energía cinética o mecánica. *Ley de conservación de la energía* establece que en cualquier sistema aislado la cantidad de energía es constante, aunque la forma puede cambiar, así:

$$(U_p + U_c) = \text{cte.}$$

Donde:

- U_p : Energía potencial.
- U_c : Energía cinética.

Sensitividad de un explosivo

La sensibilidad de un explosivo está definida por la cantidad de energía que un explosivo requiere para detonar confiablemente. Esto es conocido en ocasiones como los requerimientos mínimos de cebado. Algunos explosivos requieren de muy poca energía para detonar confiablemente. El fulminante estándar número 8 hará

detonar la dinamita y algunos de los hidrogeles y emulsiones sensibles al fulminante. Muchos factores pueden influenciar la sensibilidad de un producto. Por ejemplo: la sensibilidad puede reducirse debido a la presencia de agua en el barreno, diámetro inadecuado de la carga o por temperaturas extremas. La sensibilidad de un producto define los requerimientos de cebado, esto es, el tamaño y la potencia del cebo. Si la detonación confiable de la carga principal no se da, los vapores pueden aumentar, los niveles de vibración del suelo se pueden incrementar, los taladros se pueden escopetear y se pueden provocar cantidades considerables de roca, como se observa en la Tabla 4.

Tabla 4
Sensibilidad.

Tipo	Sensibilidad de riesgo	Sensibilidad de desempeño
Dinamita granulada	Moderada a alta	Excelente
Dinamita gelatina	Moderada	Excelente
Emulsión encartuchada	Baja	Bueno o muy bueno
Emulsión a granel	Baja	Bueno o muy bueno
ANFO cargado neumáticamente	Baja	Mala a buena
ANFO vaciado	Baja	Mala a buena
ANFO encartuchado	Baja	Buena a muy buena
ANFO pesado	Baja	Mala a buena

Fuente: Konya (1998).

Velocidad de detonación del explosivo

La velocidad de detonación puede usarse como una herramienta para determinar la eficiencia de una reacción explosiva en el uso práctico. Si surge una duda en cuanto al desempeño de un compuesto explosivo durante su aplicación, se pueden insertar sondas de velocidad en el producto; cuando el producto detona, el rango de reacción puede ser medido y así juzgar el desempeño por la velocidad registrada. Si el producto está detonando a una velocidad significativamente menor a la

especificada, es una indicación que el desempeño del explosivo no cumple con las normas especificadas en la hoja técnica, ver Tabla 5.

Tabla 5
Velocidad de detonación (m/s).

Tipo	Diámetro		
	32 mm	76 mm	229 mm
Dinamita granulada	2100-5800		
Dinamita gelatina	3600-7600		
Dinamita encartuchada	4000-4600		
Emulsión a granel	2100-3000	4300-4900	3700-5800
ANFO cargado neumáticamente	1800-2100	4700-4300	4300-4600
ANFO vaciado		3000-3400	4300-4600
ANFO encartuchado		3000-3700	4300-4600
ANFO pesado			3400-5800

Fuente: Konya (1998).

Presión de Detonación

La presión de detonación es la que se obtiene de manera casi instantánea como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo. Cuando se inicia un explosivo con otro, la presión de choque del explosivo primario se usa para causar la iniciación del explosivo secundario. La presión de detonación puede ser 40 relacionada con la presión de barreno, pero no es necesariamente, una relación lineal, ver Tabla 6.

Tabla 6
Presión de detonación.

Tipo	Presión de detonación (Kbar)
Dinamita granulada	20 – 70
Dinamita gelatina	70 – 140
Dinamita encartuchada	20 – 100
Emulsión a granel	20 – 100
ANFO vaciado	07 – 45
ANFO encartuchado	20 – 60
ANFO pesado	20 – 90

Fuente: Konya (1998).

Densidad del explosivo

La densidad determina el peso de explosivo que puede cargarse dentro de un diámetro específico de barreno. Basándose en el peso, no hay una diferencia muy marcada en la energía entre diversos explosivos. La diferencia en energía sobre la base de la unidad de peso no es ni siquiera cercana a la diferencia de energía sobre la base de la unidad de volumen, ver Tabla 7.

Tabla 7

La densidad típica de algunos productos explosivos.

Tipo	Densidad (g/cm ³)
Dinamita granulada	0,8 - 1,4
Dinamita gelatina	1,0 - 1,7
Dinamita encartuchada	1,1 - 1,3
Emulsión a granel	1,1 - 1,6
ANFO vaciado	0,8 - 0,9
ANFO encartuchado	1,1 - 1,2
ANFO pesado	1,1 - 1,4

Fuente: Konya (1998).

Potencia de un explosivo

El término potencia se refiere al contenido de energía de un explosivo que a su vez es la medida de la fuerza que puede desarrollar y su habilidad para hacer un trabajo. La clasificación de potencia es engañosa y no compara, de manera certera, la efectividad de fragmentar la roca con el tipo de explosivo. En general se puede decir que, la clasificación de potencia, es sólo una herramienta para identificar los resultados finales y asociados con un producto específico.

Cohesividad de un explosivo

La cohesividad se define cómo la habilidad de un explosivo de mantener su forma original, Hay ocasiones en que el explosivo debe mantener su forma original y otras

en que debe fluir libremente. Como ejemplo, cuando se hacen voladuras en roca muy fragmentada y agrietada, definitivamente se debe utilizar un explosivo que no fluye hacia las grietas causando con esto que el taladro quede sobrecargado.

2.2.8. Evaluación del resultado de voladura de pre-corte

Según, Konya (1998), las formulas descritas en el diseño de voladura de pre corte se utilizan para aproximar las cargas de explosivo y los espaciamientos, para las técnicas de voladura controlada. Después de que se efectúen las voladuras de prueba, el operador puede evaluar los resultados y determinar si se necesitan cambios en el diseño de voladura. Si la roca es masiva y tiene pocas discontinuidades geológicas, se puede evaluar, si el espaciamiento es el adecuado al observar el plano de fractura que se ha formado. Los resultados que se obtienen, en las operaciones mineras la evaluación de los resultados obtenidos en una voladura de contorno puede hacerse de forma cuantitativa y cualitativa estas evaluaciones se basan en:

- Factor de cañas visibles.
- Métodos fotográficos.
- Estudio topográfico.

2.2.8.1. Factor de cañas visibles FCV

El cálculo del Factor de Cañas Visibles "FCV", es el cociente entre la longitud de las cañas visibles y la longitud total perforada, como se observa la Figura 8, la evaluación cuantitativa da un valor que define la calidad de la voladura controlada, es más interesante, en orden a optimizar los resultados, un análisis del conjunto de

la superficie creada para la técnica de pre-corte, en la que para cada tipo de daños aparecido se indica el posible origen y la solución del problema.

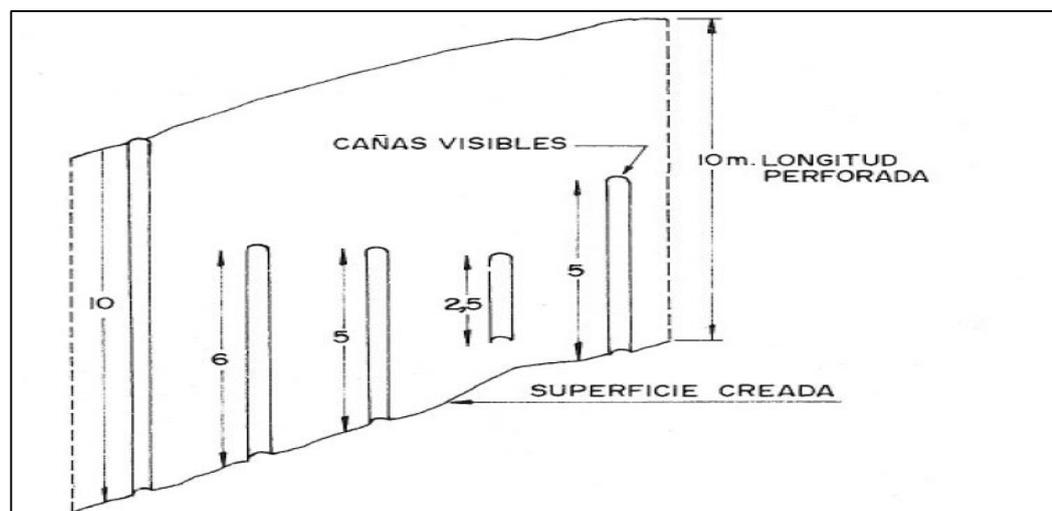


Figura 8: Ejemplo de cálculo del Factor de cañas visibles FCV.

Fuente: López (1994).

2.2.8.2. Método fotográfico

Esta técnica ha sido aplicada de diferentes formas y expuesta por diversos autores. López (1994) es el primero, que menciona la utilización de fotografías de la pila en donde se elegían aleatoriamente unas zonas equivalentes al 15% de la superficie total. Actualmente se utiliza en la evaluación del resultado de la voladura de pre-corte.

Culminado el proceso de voladura, es posible observar el perfil del talud en donde se determina la existencia o no de sobre rotura y la magnitud de los daños en el macizo residual. La valoración de los daños producidos por las voladuras en el macizo remanente puede realizarse mediante el método visual y/o fotográfico comparando un proceso inicial y final, afirmado por López (1994), este método es trabajado con el sistema comparativo de niveles de daño producido por voladura en taludes rocosos propuesto por Ashby (1980). Como se visualiza en la Tabla 8, es por su sencillez y pragmatismo uno de los más aplicados.

Tabla 8

Niveles de daño por voladura en taludes rocosos.

Nivel de daños	Condiciones observadas en el talud		
	Juntas y bloques	Angulo de talud y condiciones del frente	Condiciones de excavación en el frente
1 ligeros	Juntas cerradas, material de relleno no movilizado	>75° Se ven las cañas de los taladros de contorno.	Excavación no practicable. Señales visibles de la excavadora en el frente en formaciones blandas.
2 moderados	Pequeñas juntas rellenas son abiertas, bloques aislados y juntas ligeramente desplazadas.	>65° El frente es suave, se ven algunas secciones de los taladros. Pequeñas grietas.	señales de penetración de los dientes, pero excavación difícil
3 fuertes	Algunas juntas son abiertas y desplazadas.	>65° Pequeños descostramiento desde el frente. Se aprecian grietas radiales.	Excavación factible con esfuerzo < 1.5 m.
4 severos	Frente fracturado, juntas abiertas, algunos bloques movilizados.	>55° Frente irregular, algunos descostramiento y grietas de sobreexcavación.	Excavación factible < 3 m.
5 extremos	Bloques movilizados y agrietados. La voladura produce material fino.	37° > 55° Frente muy irregular, fuertes descostramiento desde el frente. Gran sobreexcavación.	Excavación factible > 3 m.

Fuente: Ashby (1980).

2.2.8.3. Método topográfico

Actualmente, existen en el mercado sistemas de levantamiento topográfico de los frentes de excavación basados en la tecnología de los rayos láser, que permiten obtener perfiles obtenidos después de la voladura en diferentes planos verticales. El principio consiste en medir el tiempo que tarda un pulso electromagnético en llegar al frente, reflejarse, y volver al punto de emisión, midiéndose simultáneamente el ancho de la berma diseñada, los ángulos vertical y horizontal, e indicando la dirección de la observación, estas numerosas medidas que se realizan se almacenan en una libreta electrónica, para su procesamiento posterior en ordenador, ver Figura.

9. Utilizando el software adecuado, puede determinarse de forma rápida y sencilla la posición óptima de los taladros, el ancho diseñado de la berma y las cantidades de explosivo necesarias, así como el rendimiento de las voladuras precedentes (presencia de sobre rotura y/o bloques suspendidos en el talud).

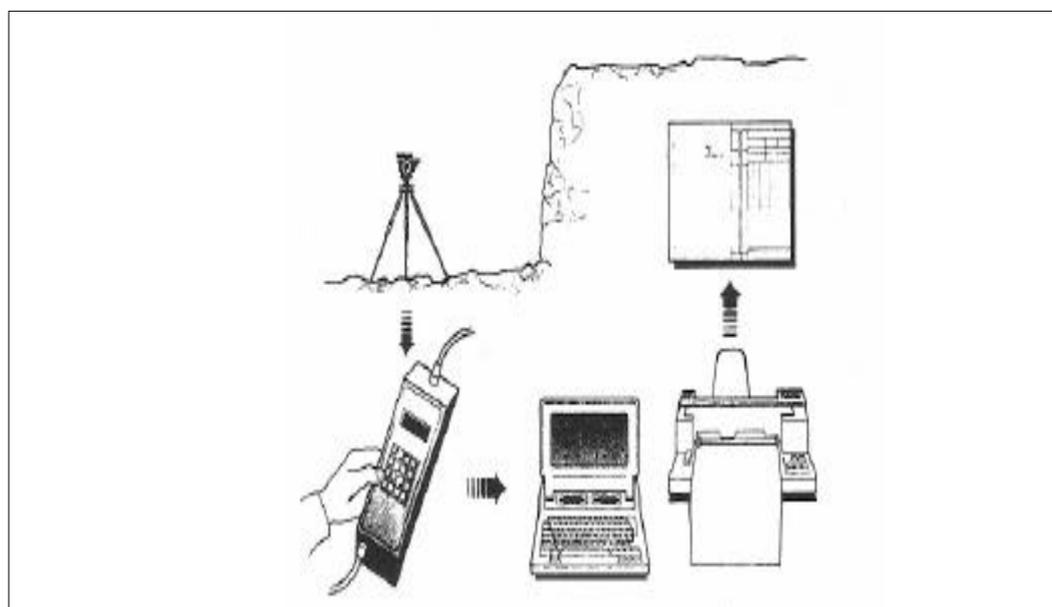


Figura 9: Obtención de perfiles verticales del frente mediante un equipo láser.

Fuente: López (1994).

2.3. Marco conceptual

2.3.1. Diseño de voladura de pre-corte

Según, Konya (1998), el diseño de voladura debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de voladuras ideal los cuales son modificados cuando es necesario para compensar las condiciones geológicas específicas del lugar. Para poder evaluar un plan de voladura, éste debe tomarse por partes y cada variable o dimensión debe ser evaluada. Un plan de voladura debe diseñarse y revisarse paso por paso. En este estudio de investigación serán analizados los métodos para determinar si las variables de diseño están en rangos normalmente aceptados.

Para Enaex (2002), el desarrollo de un pre-corte tiene por finalidad generar una línea de debilidad tras la tronadura, cuyos beneficios pueden ser los siguientes:

- Formación de una pared de banco más estable.
- Generar el límite de penetración de la pala.
- Obtener las bermas programadas.
- Crear una percepción de seguridad.

Los beneficios del pre-corte, en términos de estabilidad de talud, pueden no ser fáciles de evaluar. Por ejemplo, la no creación de medias cañas en la voladura de pre-corte, no necesariamente significa un mal resultado, ya que aun así puede obtenerse una buena estabilidad de la pared del talud. Como se sabe, el pre-corte debe permitir fracturar un plano para atenuar vibraciones en la tronadura principal, lo anterior depende mucho de la calidad de las fracturas que se formen. Las vibraciones serán menores, mientras éstas crucen fracturas lo más abiertas y limpias posibles. Así como las vibraciones generadas en las tronaduras son responsables de

los daños producidos en la pared final, lo es también el empuje de gases de explosión, por lo tanto, la línea de fractura generada por el pre-corte también debe actuar como zona de evacuación de gases.

2.3.2. Evaluación de voladura de pre-corte

Para, López (1994), una vez ejecutada una voladura, es necesario proceder a analizar los resultados obtenidos, ya que su interpretación permitirá introducir modificaciones sucesivas en los parámetros de diseño de las siguientes pegas, constituyendo ésta una etapa básica dentro del proceso de optimización. Para realizar una evaluación global de una voladura, deben analizarse los siguientes aspectos:

- Fragmentación y esponjamiento de la pila de escombros.
- Geometría de la pila, altura y desplazamiento.
- Estado del macizo residual y piso del banco.
- Presencia de bolos en la pila de material.
- Vibraciones, proyecciones y onda aérea producidas.

En el presente estudio de investigación se realizó la evaluación de los resultados obtenidos en una voladura de pre-corte el cual se realizó de forma cuantitativa y cualitativa.

2.3.3. Sobre rotura del talud final

En general, ocurren dos tipos de sobre rotura debido a una voladura de producción.

El sobre rotura trasera, que es el que ocurre detrás de la última hilera de barrenos y el sobre rotura lateral que es el que ocurre a los extremos de cada voladura.

Sobre rotura trasera: Existen muchas causas para la sobre rotura trasera. Puede deberse a un burden excesivo para los taladros, lo que causa que el explosivo rompa y agriete en forma radial más allá de la última hilera de taladros. Los bancos que tienen una rigidez excesiva ($\text{Long. Taladro/Burden} < 2$) provocan más levantamiento y sobre rotura cerca de la boca del taladro. Los tacos con profundidades largas en bancos rígidos también promueven el sobre rotura trasero. El retardo de tiempo inadecuado de hilera a hilera puede provocar sobre rotura trasero, si este tiempo es demasiado corto, lo que resulta en un confinamiento excesivo en las últimas hileras de la voladura. El problema del tiempo de retardo no será discutido ya que se ha mencionado en el diseño de la voladura. Si los taladros son cortos, con factores $\text{Long. Taladro/Burden}$ bajos debido a un burden excesivo, la solución al problema será cambiar a taladros de diámetro menor, reduciendo con esto el burden y aumentando el factor de rigidez. Este procedimiento no se puede aplicar en todas las operaciones. Por lo tanto, se debe utilizar otras técnicas para cortar limpiamente los taladros de la parte superior.

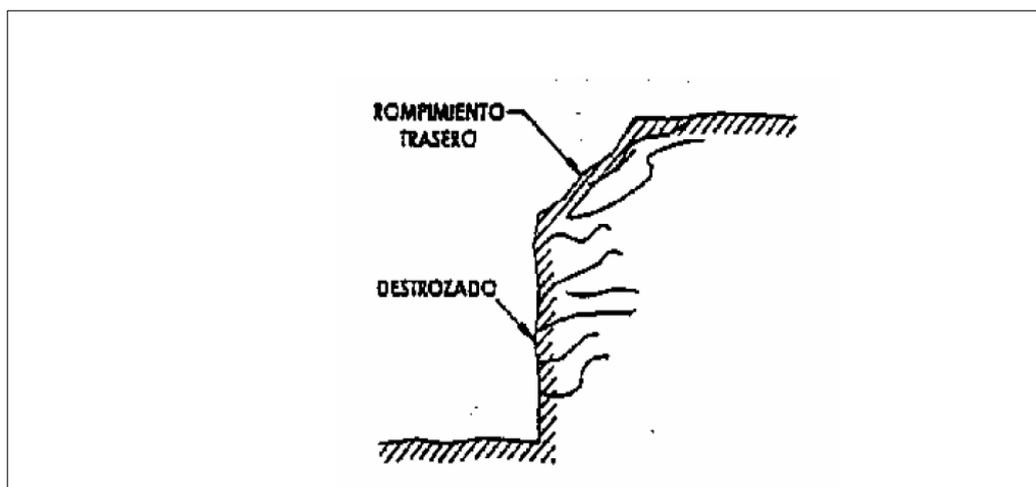


Figura 10: Sobre rotura trasero debido a burden excesivo.

Fuente: Konya (1998).

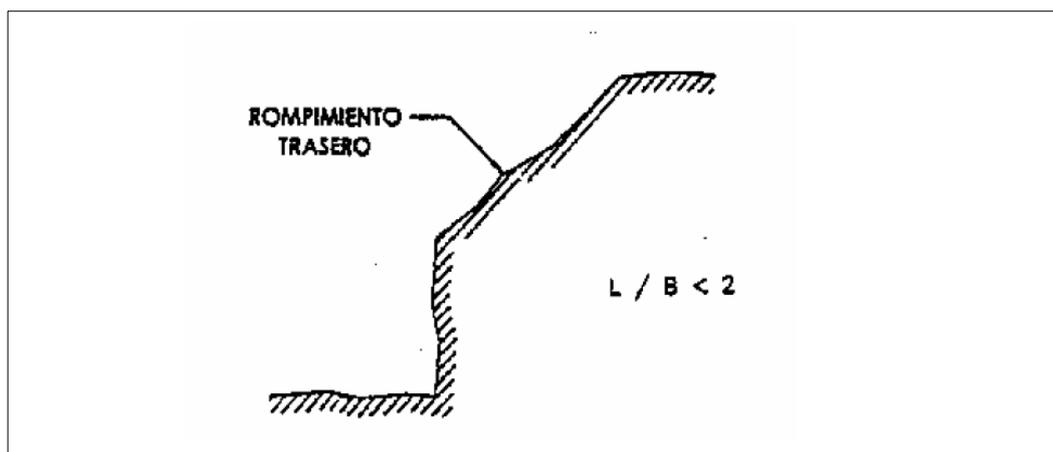


Figura 11: Sobre rotura trasero debido a la rigidez excesiva.

Fuente: Konya (1998).

Sobre rotura lateral: La sobre rotura lateral al extremo de una voladura, usualmente resulta por una de dos razones como se observa en la Figura 12. La estructura geológica local puede promover la extensión de las grietas a los extremos de la voladura. Esto puede corregirse al cortar el espaciamiento en los extremos de los taladros de producción, causando con esto que los taladros funcionen y respondan de forma diferente.

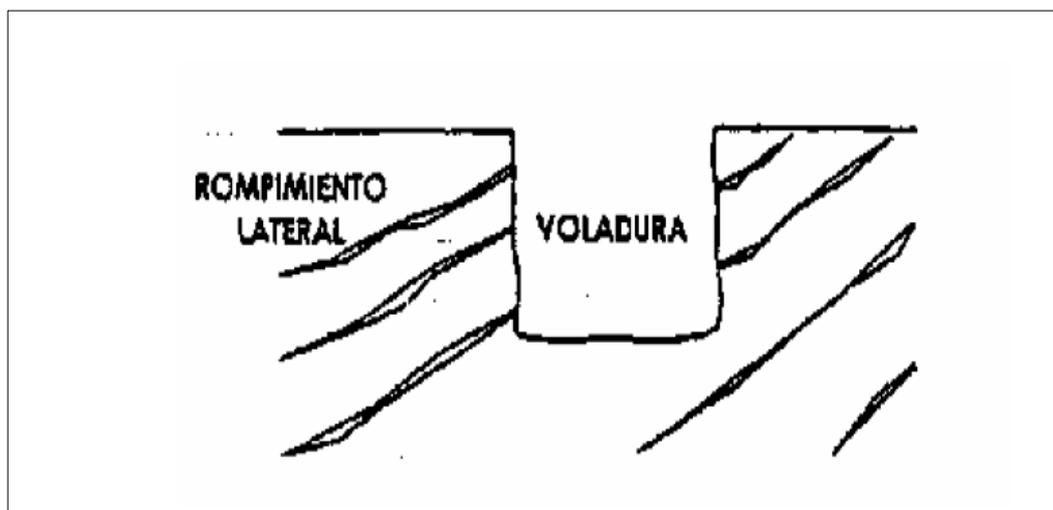


Figura 12: Sobre rotura lateral (vista en planta).

Fuente: Konya (1998).

La sobre rotura lateral puede ser causada también al tener tiempos de retardo inadecuado en los taladros del perímetro. Si el retardo es muy corto, los taladros

tienden a sentir un burden mucho mayor al normal y por ello se disparan entre si y provocan levantamiento, o grietas hacia atrás dentro de la formación rocosa. El problema del tiempo de retardo puede ser corregido de la misma manera que se describió en la sobre rotura trasera. Retardos de tiempo más largo, tales como aquellos que se discutieron anteriormente, pueden utilizarse en los taladros de los extremos, permitiendo más tiempo para que la porción central de la voladura se mueva hacia afuera. Esto produce alivio adicional antes que los taladros de los extremos detonen.

2.3.4. Presión de detonación

Presión de detonación es usualmente una cantidad calculada basada en la densidad del explosivo y la velocidad de detonación, la presión de detonación ocurre dentro de la zona primaria de reacción (taladro), está limitada por el frente de choque ejercido por una presión menor, que se conoce como la presión de explosión, o presión peak de taladro, se muestra con la siguiente ecuación:

$$P_d = 0.25 * \rho * VOD^2$$

Dónde:

ρ : Densidad del explosivo.

VOD : Velocidad de detonación del explosivo.

2.3.5. Carga acoplada

Se refiere al grado de contacto entre el explosivo en un taladro y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del taladro, se dice que la carga está desacoplada, y la razón de desacople definido como la relación entre el volumen de la carga al volumen del taladro. Los explosivos cargados a granel tienen

un factor de acoplamiento igual a 1. Algunos autores definen la razón de acoplamiento como la razón de diámetro de carga a la del taladro.

$$F_c = \frac{d^2_{\text{exp}}}{d^2_{\text{Tal}}} * \frac{L_{\text{exp}}}{L_{\text{Tal}}}$$

Donde:

F_c : Es la razón de desacople (o acople).

d : Diámetro.

L : Es el largo y los subscriptos.

Exp : Se refieren al explosivo del taladro.

2.3.6. Carga desacoplada

Se refiere a la práctica de usar una carga de diámetro más pequeño que la del taladro de voladura a cargar. Un menor diámetro sirve primero al propósito de reducir la presión efectiva de la detonación (menor daño), con reducción de la presión peak de taladro. La reducción en presión es mayor que la estimada en virtud de la razón de desacople debido al efecto de confinamiento reducido en la velocidad de detonación (VOD) del explosivo, y la dependencia de presión de la detonación en la VOD. La siguiente ecuación se usa para definir la razón de desacople.

$$P_d = 0.25 * F_c^{1.2} * \rho * VOD^2$$

Donde ρ y VOD es la densidad y velocidad de detonación del iniciador, y F_c es la razón de desacople y P_d es la presión de detonación.

2.4. Hipótesis de la investigación

2.4.1. Hipótesis general

Con el diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en función a las características geomecánicas del macizo rocoso se logrará minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani - Coripuno S.A.C.

2.4.2. Hipótesis específica

Las características geomecánicas del macizo rocoso nos permitirá realizar diseño adecuado de la voladura de pre-corte en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

El diseño nos permitirá calcular los parámetros adecuados de voladura de pre-corte para minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

La evaluación del resultado de la voladura de pre-corte nos permitirá responder si con el presente estudio de investigación se logró minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

2.5. Operacionalización de variables

2.5.1. Variable independiente (V.I.)

Características geomecánicas del macizo rocoso en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

2.5.2. Variable dependiente (V.D.)

Diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

Tabla 9
Operacionalización de variables.

Variab les	Dimensión	Indicadores	Escala medición
Variable independiente <ul style="list-style-type: none"> Características geomecánicas del macizo rocoso en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC. 	Características de la roca intacta.	Densidad. Porosidad. Cohesión. Peso específico. Ángulo de fricción interna.	Tm/m ³ . Tm/m ³ . MPa. Tm/m ³ . Grados.
	Características del macizo rocoso.	Resistencia a la compresión uniaxial. Espaciado. RQD (Rock Quality Designación). Condición de discontinuidad. Agua subterránea. RMR (Rock Mass Rating).	MPa. m. %. Unid. L/min. Calidad (Muy Pobre, Pobre, Regular, Bueno, Muy Bueno).
Variable dependiente <ul style="list-style-type: none"> Diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC. 	Espaciamiento de taladros.	Pre-corte: taladros.	m.
	Diámetro de carga explosiva.	Taladros de pre-corte.	Pulg.
	Carga explosiva.	ANFO.	Kg.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. **Ámbito de estudio**

En éste capítulo se presenta la descripción del área de estudio, ubicación, acceso, geomorfología y la geología, los cuales son datos de suma importancia para realizar el presente estudio de investigación.

3.1.1. **Ubicación y acceso a la Unidad Minera Untuca**

La Unidad Minera Untuca está situada en el paraje Cochapata, distrito de Quiaca, provincia de Sandia, departamento de Puno, en las estribaciones orientales de la Cordillera Oriental del Sur del Perú, con altitudes que van de 3900 msnm hasta 5000 msnm. Es accesible desde la ciudad de Lima por vía aérea hasta la ciudad de Juliaca, con un recorrido de 880 km. También es accesible por carretera asfaltada por la vía Lima –Arequipa – Juliaca, con un recorrido de 1272 km. A partir de Juliaca existen tres alternativas para llegar a Mina Untuca. La primera por la vía

Huancané (carretera asfaltada) – Cojata – Trapiche – Ananea – Untuca (carretera afirmada), con un recorrido de 225 km. La segunda por la vía Huancané – Putina – Ananea – Untuca, con un recorrido de 238 km. La tercera, por la vía Huancané siguiendo por los poblados de Azángaro – Muñani – Oriental – Ananea – Untuca, con un recorrido de 261 km.

La zona presenta un clima de bajas temperaturas entre los meses Mayo - Agosto, llegando hasta los $- 25^{\circ}\text{C}$. La vegetación es incipiente, consecuencia del clima adverso, donde la principal vegetación es el ichu.

3.1.2. Geomorfología

El área de estudio y zonas adyacentes presenta un relieve característico de ambiente de sierra (puna), en los cuales los procesos de geodinámica externa se han sobrepuesto a los procesos tectónicos más antiguos. Así, el desarrollo morfo-estructural Cretáceo - Cuaternario, ha dado lugar a la configuración de ciertas unidades geomórficas y relieves peculiares entre los que destacan lomas, valles y cumbres.

Las lomas y colinas se localizan por el lado Norte y Sur de la Unidad Minera Untuca, estos son promontorios donde su morfología es ondulada, moderadamente agreste, con un talud entre los 30° a 40° con escasa vegetación y poca cobertura de suelo. En las zonas bajas se han formado acumulaciones de detritus y material fluvio-glaciar.

Las zonas de depresión se localizan al pie del flanco de la zona de alta cordillera, la cual presenta un relieve plano que ha sido rellenado por material morrénico y fluvio-glaciar y que posteriormente fue erosionado en diferentes niveles, dando como resultado una serie de planicies a diferente altitud.

Las zonas de cumbres y glaciares se caracterizan por un relieve muy abrupto, con crestas y aristas agudas producto de la acción glaciaria, debido a la presencia de altas montañas, han conformado una cadena que se prolonga tanto al NW como al SE. Estas montañas de crestas agudas corresponden a afloramientos de cuarcitas, filitas, esquistos y pizarras que conforman la Formación Sandia y Ananea. Estas rocas se encuentran plegadas, falladas y afectadas por un metamorfismo de bajo grado.

3.1.3. Geología regional

En el área de la Cadena Oriental Sur de la Cordillera de los Andes del Perú, afloran rocas sedimentarias del Paleozoico, integrado por la Formación Sandia, la más antigua y la Formación Ananea, que son secuencias de rocas monótonas de pizarras, cuarcitas y filitas.

Formación Sandia (Os-s)

Es la unidad litoestratigráfica más antigua del Paleozoico en el área. Fue definido inicialmente por Laubacher (1978) en el valle de Sandia, constituida por una secuencia detrítica de pizarras oscuras e intercaladas con cuarcitas que van de metros a milímetros de ancho. Se ha catalogado como edad Caradociana del Ordovícico. Por tratarse de una sedimentación impuesta por las filitas y lutitas, cuyas estructuras internas corresponden a flaser bedding, lenticular bedding, wave bedding y otras, indicarían que la formación se habría sedimentado en un ambiente de llanura tidal.

Formación Ananea (SD-a)

Fue denominada así por Laubacher (1978) en la cordillera Oriental. Consiste en una gruesa serie de esquistos pizarrosos con composición mineralógica de muscovita, cuarzo, sericita, clorita, que están afectados por un metamorfismo de tipo epizonal.

Se intercala algunos bancos masivos de areniscas de grano fino. Sus contactos estratigráficos con la formación infrayacente están relacionados a un fallamiento inverso que muestra a la Formación Sandia cabalgando sobre la Formación Ananea, mientras que el contacto con la formación suprayacente no se observa. Catalogado perteneciente al Silúrico-Devónico.

Depósitos Cuaternarios

Los depósitos cuaternarios se encuentran distribuidos en el área de estudio, como los depósitos morrénicos conformado por clastos sin ningún arreglo, disperso en una matriz limo-arcillosa-arenosa. En estos depósitos existen variaciones en la composición litológica de los clastos, dependiendo de su lugar de origen. Los depósitos morrénicos tienen una importancia económica debido a sus contenidos de placeres auríferos. Los depósitos aluviales están constituidos por limos y arcillas retrabajados de substratos pliocénicos. Los depósitos aluviales son producto de la meteorización del substrato rocoso el cual es transportado muy lentamente o en forma muy violenta por la acción fluvial y depositada en las depresiones. Los depósitos coluviales se localizan al pie de los flancos de los cerros producto de la meteorización.

Rocas Intrusivas

Se localizan al NW del área de estudio en el Cerro Utuccucca, de composición granítico ácido que ha intruído a las rocas del Paleozoico Inferior (Formación Sandia).

Probablemente controlada por un sistema de fallamiento de dirección NW. En la zona intruída se observan rocas esquistosas, producto del metamorfismo de contactos.

3.1.4. Geología local

Los yacimientos de Pomarani y Santa Rosa se encuentran localizados en la Formación Sandia. Estos sectores litológicamente están compuestos por rocas pizarras - filitas de color negro, de grosores milimétricos a centímetros, de aspecto lustroso en los planos de estratificación, originados por la presencia de muscovita y clorita. Estas filitas y pizarras están intercaladas con cuarcitas blancas y grises de grano fino a medio. El azimut de las capas es de $N100^{\circ}$ - 155° E y buzamiento de 7° - 22° SW. Dichas rocas han sufrido fallamiento debido a esfuerzos tectónicos.

En la zona de estudio se observan depósitos morrénicos ubicados alrededor de la laguna Ananea, originados por la acción glaciaria, constituido por material removido y acarreado por el hielo, integrado por bloques sub-angulosos de filitas, pizarras, cuarcitas, cuarzos, envueltos en una matriz arenosa-arcillosa. También se observan depósitos aluviales conformados por gravas y arenas de filitas, pizarras, cuarcitas, limos y arcillas en espesores variables y depositados en quebradas.

Finalmente se observan depósitos coluviales localizados en las zonas La Torre, Llactapata, Lomada, Gallocunca y Pomarani, depositadas como producto de la meteorización del sustrato rocoso, el cual es transportado por el viento o por la gravedad, compuestos por partículas finas a gruesas que engloban a clastos y bloques angulosos a sub angulosos del mismo sustrato.

3.1.5. Geología estructural

El área de estudio ha sido afectada desde el Paleozoico hasta el Cretácico por esfuerzos compresivos y tensionales a través del tiempo, los cuales han producidos áreas de cizallamientos y plegamientos que originaron zonas de debilidad en donde

se emplazaron soluciones mineralizadas. Este fallamiento es controlado principalmente por la falla San Miguel, la cual es una falla inversa, de bajo ángulo que aflora al Oeste de la zona, tiene buzamiento de 30°E , con espesor de 80 m, de forma simoidal, que se encuentra rellena en un primer evento por feldespatos, luego por cuarzo hialino y posteriormente por diseminado por pirita asociado a cuarzo gris y cuarzo euhedral hialino. Esta falla limita la mineralización hacia el Oeste como a la zona inferior.

Existen otras fallas hacia el Este como la falla Constanza de dirección E-W con buzamiento 88°S , la falla Pomarani con rumbo $\text{N}255^{\circ}\text{E}$, con buzamiento 82°SE . Se presentan fallas paralelas a estas, entre las más importantes son las fallas Bertha con rumbo de $\text{N}250^{\circ}\text{E}$ y buzamiento de $88^{\circ}\text{-}85^{\circ}\text{NW}$ y la falla Santos con rumbo $\text{N}260^{\circ}\text{E}$ y buzamiento 85°SE , las cuales son fallas inversas. También se presentan fallas tensionales que cortan a las anteriores con rumbo N-S y buzamiento $40^{\circ}\text{-}85^{\circ}\text{E}$.

Se ha observado la presencia de fallamiento en bloques, que originaron una reactivación después de la mineralización del oro, debido a que algunos mantos mineralizados terminan en fallas, donde algunas tienen a veces saltos verticales de hasta 15 m. Entre la falla San Miguel y las anteriores mencionadas existe alrededor de nueve fallas con una separación aproximada de 20 m, presentando fuerte fracturamiento, con dirección $\text{N}320^{\circ}\text{-}340^{\circ}\text{E}$ y buzamiento $75^{\circ}\text{-}88^{\circ}\text{NE}$ con desplazamiento vertical de 0.03 a 0.10 m, el cual es el causante del intenso fallamiento perpendicular y cortante al fallamiento NW-SE.

La zona de Pomarani está controlada por el sistema de fallas de rumbo Noroeste (sistema Andino). La presencia de fallas tensionales es muy importante, ya que en estos sectores hay concentración de valores de oro.

El sistema de fallas secundarias y de tercer orden Noroeste se encuentra mayormente rellenado de cuarzo lechoso, cuarzo hialino, clorita, jarosita, goetita y feldespato. El cuarzo en estas fallas se presenta con textura masiva.

3.2. Caracterización de la masa rocosa

3.2.1. Registro de datos

El registro de la información geomecánica se efectuó a partir del mapeo geomecánico de la masa rocosa expuesta en las labores subterráneas en los distintos niveles de la mina y en afloramientos rocosos en superficie tanto para el sector de Pomarani y Santa Rosa. Adicionalmente, se realizaron trabajos de logeo geotécnico de los testigos rocosos de los diferentes sondajes diamantinos ejecutados como parte de los trabajos de exploración del yacimiento de Pomarani, más no del sector de Santa Rosa. Por otro lado, se aprovechó toda la información de interés desarrollada por el Departamento de Geología de Mina Untuca. El mapeo geotécnico de la masa rocosa expuesta en las labores subterráneas, se llevó a cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle". Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en 48 estaciones de medición, de las cuales 15 fueron realizadas en superficie y 33 fueron realizadas en los Niveles 4900 y 4890 en Santa Rosa y 4949 y 4892 en Pomarani, representadas cada una de ellas por un área de extensión variable de la roca expuesta según el caso. La ubicación de las estaciones de medición se puede ver en el Anexo 4. Los parámetros de observación y medición del mapeo geomecánico de labores y

afloramientos fueron obtenidos en formatos de registro diseñado para este propósito, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), que se muestran en el Anexo 4. Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos de resistencia y del grado de fracturamiento de la roca para definir el RQD (Rock Quality Designation).

Según Guamán y Mendieta (2013) En su investigación tiene como objetivos específicos describir las características geológicas de la zona, el principal objeto de estudio, la calidad del macizo rocoso las victorias, basados en los estudios de los sistemas de clasificación geomecánica: RQD, RMR, Q, SMR Y GSI, la calidad del macizo rocoso está controlado por variables litológicas esfuerzos in situ, meteorización y resistencia a la compresión uniaxial y las múltiples familias de discontinuidades.

3.2.2. Aspectos litológicos

Las características litológicas simplificadas de la masa rocosa involucrada con cada sector mineralizado son: para el caso de Pomarani, la roca principal es la pizarra en la cual hay intercalaciones de cuarcitas donde se encuentra el mineral, al piso están pizarras y cuarcitas que tienden a ser esquistos; para el caso de Santa Rosa, la roca principal es la filita intercalada con estratos de cuarcitas grises donde se halla el mineral, la roca estéril del techo y del piso está formado por filitas y cuarcitas intercaladas.

3.2.3. Distribución de discontinuidades

A partir de la data estructural recolectada durante los mapeos geomecánicos de afloramientos rocosos superficiales y de las labores mineras subterráneas, se ha establecido las características de distribución de discontinuidades o arreglo estructural de la masa rocosa, para ello, se procesaron los datos orientaciones mediante técnicas estereográficas, utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS (1995), elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá), y también la versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004). La primera versión se utilizó por las facilidades gráficas que ésta presenta. Se ha realizado una interpretación de los datos estructurales a partir de las discontinuidades registradas durante los trabajos de campo. Los resultados de las características de distribución de las discontinuidades estructurales son mostrados en la Tabla 10.

Tabla 10

Sistema de discontinuidades estructurales.

Sector	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4	Sistema 5
Pomarani	N19°W/15°EW	N17°W/74°NE	N67°E/81°SE	N73°E/84°NW	N21°W/80°SW
	251"/15"	073"/74"	157"/81"	343"/84"	249"/80"

Fuente: Córdova (2013).

3.2.4. Clasificación de la masa rocosa

La clasificación geomecánica de la masa rocosa se realizó utilizando el criterio de Bieniawski (1989) (RMR – Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados en el Anexo 4– Resistencia de la roca intacta. Los

valores de designación de la calidad de la roca (RQD) fueron determinados por un lado mediante el registro lineal de discontinuidades utilizando la relación propuesta por Priest y Hudson (1986) teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal, por otro lado, fueron determinados directamente durante el logueo geotécnico de los testigos de sondajes diamantinos. El criterio de Bieniawski (1989) modificado para esta evaluación a fin de clasificar a la masa rocosa, se presenta en la Tabla 11.

Tabla 11
Criterio para la clasificación de la masa rocosa.

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 - 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 - 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 - 0.64	Mala A
IVB	21 – 30	0.08 - 0.21	Mala B
V	< 21	< 0.08	Muy Mala

Fuente: Córdova (2013).

Las fuentes de información para clasificar a la masa rocosa del área de evaluación han sido: el mapeo geomecánico de la masa rocosa de las labores subterráneas y afloramientos rocosos en superficie, así como a partir del logueo geotécnico de los testigos rocosos de los sondajes diamantinos de exploración, ambos realizados como parte del presente estudio.

Los resultados de la clasificación geomecánica se presentan en los formatos de los Anexos 04. Utilizando toda la data geomecánica recolectada, se ha obtenido los rangos de valores de calidad de la masa, rocosa, expresado en RMR, tanto en los cuerpos mineralizados como en la roca adyacente. En la siguiente Tabla 12, se muestran estos resultados.

Tabla 12

Calidad de la masa rocosa por tipo de roca.

Sector	Litología	Rango RMR	Calidad de la masa rocosa
Pomarani	Filita	32 - 46	IVA y IIIB
	Pizarra y mineral	31 - 55	IVA IIIB y IIIA

Fuente: Córdova (2013).

Según este cuadro, se puede apreciar que la masa rocosa asociada al cuerpo mineralizado Pomarani tiene calidad Regular A (IIIA), Regular B (IIIB) y Mala A (IVA). En el caso del cuerpo mineralizado Santa Rosa, la masa rocosa tiene también calidades Regular A (IIIA), Regular B (IIIB) y Mala A (IVA), registrándose los valores de Regular A en los mapeos de afloramientos en superficie, pero en los niveles de la mina la calidad es generalmente Regular B a Mala A en menor presencia. Cabe indicar que la calidad es similar tanto para el mineral y la roca estéril en ambos yacimientos.

3.2.5. Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales. En la Tabla 13 se muestra.

Tabla 13

Resumen de zonificación geomecánica

Sector	Litología	RMR promedio	Dominio estructural
Pomarani	Filita	43	DE - IIIB
	Pizarra y mineral	50	DE - IIIB

Fuente: Córdova (2013).

3.2.6. Resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2007), con el programa RocLab de Rocscience Inc. (2013). Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta, y constante “mi” de la roca intacta, desarrollados en el presente estudio. En el siguiente cuadro se presentan los parámetros de resistencia de la masa rocosa, como se observa en la Tabla 14.

Tabla 14

Propiedad de resistencia de la masa rocosa.

Sector	Litología	GSI*	σ_c (MPa)	γ (kN/m ³)	Mb	Emr MPa	v
Pomarani	Pizarra	50	100	2.8	0.472	8572	0.25
	Mineral	50	100	2.9	1.073	8572	0.25

Fuente: Córdova (2013).

3.2.7. Descripción de la mina

La zona de Pomorani cuenta con dos Tajos Sur y Norte, de las siguientes configuraciones el primero tiene 82 m de largo por 40 m de ancho y una altura de 50 m y un Segundo de 67 m de largo por 34 m de ancho y una altura de 30 m. El ángulo de talud general depende de múltiples factores que están relacionados con las propiedades de resistencia de los diferentes tipos de rocas presentes, como: el

nivel freático, el ángulo interrampa y el número de rampas o accesos que atraviesan dicho sector de diseño. La operación minera, se desarrollará de modo progresivo y sistemático, de acuerdo con el Plan de Minado. El secuenciamiento de minado nos permite reducir los costos de transporte, mejor control de dilución, apertura de mayores frentes de trabajo, mayor versatilidad y control de calidad, como se observa en la Tabla 15.

Tabla 15**Parámetros técnicos económicos tajo Pomarani.**

Descripción	Unidad	Cantidad
Costo de Operación desmonte	US\$/tm	11.6
Costo de Operación mineral	US\$/tm	11.2
Costo de Procesamiento	US\$/tm	30.9
Recuperación Metalúrgica	%	75
Precio Metal Au	US\$/oz	1200
Ley de corte económica	g_Au/tm	1.5
Angulo de Talud final	Grados	50
Angulo de Cara de Banco	Grados	70
Angulo de Interrampa	Grados	55
Ancho de Rampa	m	10
Ancho de Berma	m	8
Altura de Banco	m	10
Gradiente de Rampa	%	12

3.2.8. Perforación y voladura

En la actividad minera la perforación es la primera operación unitaria, cuya finalidad es aperturar taladros verticales (producción) e inclinados (pre-corte) con diámetro 3.5 pulg para ambos taladros, la altura de banco es de 10.0 m, pero la profundidad de perforación de taladro es de 5.0 m con 0.3 m de sobre perforación, por ende para formar un banco se realiza la voladura en dos etapas por lo cual es

muy importante realizar un control en la voladura, los equipos de perforación que se usan en el tajo Pomarani son Rock drill modelo DX-700. Por el tema de la fragmentación y/o granulometría en la Unidad Minera Untuca se aplica dos mallas de perforación y voladura lo cual se detalla a continuación:

- Malla triangular de 3.0 X 3.5 m = 10.5 m²/tal (Mineral)
- Malla cuadrada de 3.5 X 3.5 m = 12.25 m²/tal (Desmonte)

3.3. Tipo de estudio de investigación

El tipo de estudio que se realizó es experimental, de causa-efecto, la causa la sobrerotura y bloques suspendidos en la pared del talud final y su efecto fue los resultados que se tienen después de la voladura, si el diseño es adecuado para realizar el diseño de voladura. Siendo el principal objetivo de este método la descripción inicial de los eventos, conforme a la observación directa y realizando un análisis del conocimiento que se adquiere de los antecedentes aportados por investigadores, para posteriormente aplicar el diseño adecuado de voladura de pre-corte en el talud final de tajo Pomarani de la Unidad Minera Untuca.

3.3.1. Metodología para obtención de datos

Según Malhotra (1997), indica que las fuentes de datos suelen ser de dos tipos: Los datos primarios son los datos que desarrolla el investigador con el propósito específico de dirigirlos al problema de investigación, su característica es porque prolongadas su recopilación, su costo suele ser alto y el proceso de obtención de los mismos, suele de mucha participación.

Los datos secundarios son los que se recopilan para propósitos distintos del problema que se resuelve, este tipo de datos se localizan de manera rápida y

económica, acorde a Malhotra, C. 1997, p. 117. Los datos nos pueden ayudar a identificar el problema, definir el problema, desarrollar el planteamiento del problema e interpretar los datos primarios desde una perspectiva mucho más amplia. Para el presente estudio de investigación los datos son primarios y secundarios ya que se realizó mediante la identificación y el análisis de la voladura en el que se ha tomado el registro de las características del macizo rocoso en el talud final, parámetros para el diseño adecuado de la voladura de pre-corte y la evaluación del resultado de la voladura mediante una comparación fotográfica.

3.3.2. Metodología para el diseño y evaluación de voladura de pre-corte

En el presente estudio de investigación realizado en el talud final del tajo Pomarani de la Unidad Minera Untuca – Coripuno S.A.C. Se describe las características geomecánicas del macizo rocoso mediante la información brindada por la consultora DCR ingenieros S.R.LTda 2013, con el objetivo de diseñar adecuadamente la cantidad de explosivo a utilizar según la teoría de Blastonics PTY LTD. Incorporado en Queensland Traducido por ASP – Blastonics S.A. (Chile), el espaciamiento entre taladro a taladro según la teoría de Enaex (2002), el diámetro de carga explosiva y la presión de detonación en los taladros de pre-corte y para llegar a determinar un talud final estable sin bloques suspendidos ni sobre rotura se evaluó el resultado de la voladura mediante comparación fotográfica (antes y después).

3.4. Diseño de investigación

El método de investigación es descriptivo se caracteriza en el Análisis Deductivo. Según Sampieri, Collado, y Lucio (1996), diseño se refiere al plan o estrategia concebida para obtener la información que se desea, en el presente proyecto de

investigación para lograr los objetivos propuestos se aplica la metodología empírico – analítico, acuerde a los procesos de operación se toma en cuenta el conocimiento basado en la experiencia y posteriormente se analizan las variables en particular con el objetivo de reducir la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared del talud final del tajo Pomarani de la Unidad Minera Untuca - Coripuno SAC.

3.4.1. Pasos lógicos para diseñar y evaluar la voladura de pre-corte

En el presente estudio de investigación para cumplir con los objetivos, se ha seguido una metodología que fue desarrollado en varias etapas, cuyos alcances se detallan en la Figura 13.

- Se recopiló y procesó la información bibliográfica referente al tema a investigar, antes y durante el estudio, dicha información fue analizada y evaluada para su aplicación en campo.
- Se recopiló información brindada por la consultora DCR ingenieros S.R.LTda 2013 en cuanto a las características geomecánicas del macizo rocoso en Talud final del tajo Pomarani –Unidad Minera Untuca.
- Determinación de la calidad del macizo rocoso mediante la caracterización propuesta por, Bieniawski (1989). Estos datos son secundarios ya que se recopilaron del informe técnico denominado *informe de evaluación geomecánica para el Minado Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa*, según, Malhotra (1997), este tipo de datos se localizan de manera rápida y económica.
- Se realizó diseño adecuado de la cantidad de explosivo a utilizar según la teoría de Blastonics PTY LTD. Incorporado en Queensland Traducido por ASP – Blastonics S.A. (Chile), el espaciamiento entre taladro a taladro según la teoría de Enaex (2002), el diámetro de carga explosiva y la presión de detonación en los taladros de pre-corte.

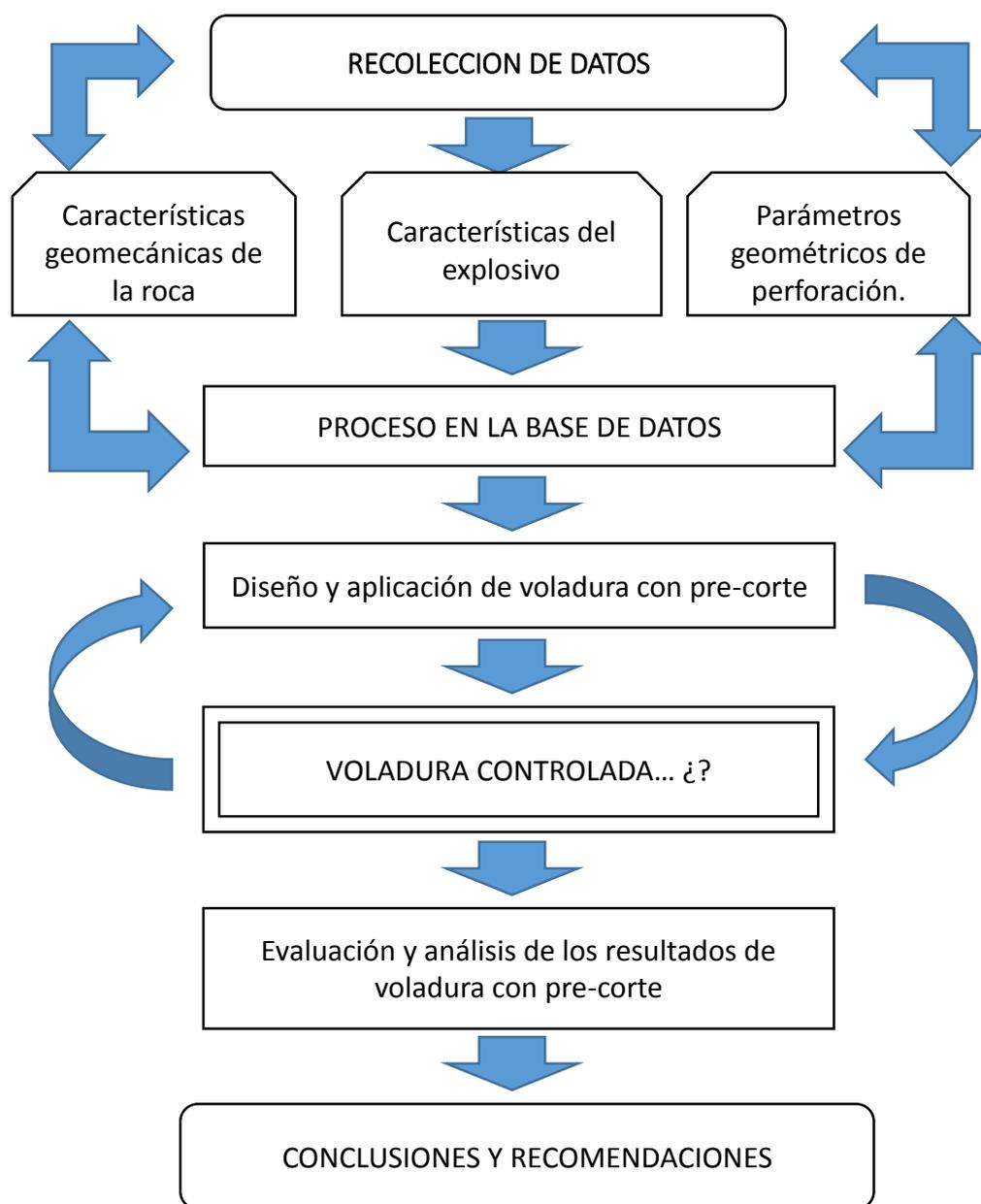


Figura 13: Diagrama de flujo del inicio al fin de investigación.

- Los resultados del diseño se aplicaron en 04 pruebas de voladura con pre-corte en función a las características geomecánicas del macizo rocoso del talud final del tajo Pomarani. También Canteros y Mercado (1991), en su informe: *Diseño de una malla de tronadura para la preparación de una piscina de lixiviación y evaluación del daño sobre una red principal de agua potable, Empresa Minera Mantos Blancos S.A.* Menciona que para determinar los parámetros de perforación y

voladura fue necesario realizar un set de 6 pruebas, en un sector de características geológicas similares al de la construcción de las piscinas.

- Por último, se realizó la evaluación de los resultados de voladura con pre-corte con una comparación fotográfica (antes y después), determinando la existencia o no de sobre rotura y bloques suspendidos en el talud final del tajo Pomarani acorde a la teoría de Ashby (1980).

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

Sampieri (1996), señala que la población es la totalidad de un fenómeno de estudio, la colección o conjunto de individuos, objetos o eventos cuya propiedad son analizadas. En el presente estudio de investigación la población está conformada por las características geomecánicas del macizo rocoso en el talud final del tajo Pomarani, los explosivos y accesorios de voladura utilizados en el presente estudio, por último, los parámetros de perforación y voladura de pre-corte acorde al diseño realizado en la Unidad Minera Untuca – Coripuno SAC.

3.5.2. Muestra

Para Sampieri (1996), se denomina muestra al Subgrupo de la población del cual se recolectan los datos y debe ser representativo de dicha población.

La muestra es una fracción de la población, para el presente estudio de investigación son las 04 pruebas de voladura con pre-corte, que se realizó en el Tajo Pomarani, las cuales fueron correctamente monitoreadas desde un punto de vista de diseño (pre voladura) y evaluación (pos voladura).

El tipo de muestreo que se aplicó en presente estudio es no probabilístico ya que los elementos de la muestra se seleccionan siguiendo criterios determinados como

el diseño del diámetro y carga explosiva, espaciamiento de taladro a taladro de pre-corte, siempre procurando la representatividad de éstas 04 pruebas de voladura de pre-corte.

Para el presente estudio de investigación se tomó 02 fotografías después de cada voladura para posteriormente realizar una evaluación fotográfica (antes y después) a la estabilidad del talud final en el tajo Pomarani de la Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.

3.6. Técnicas e instrumentación de recolección de datos.

Para la recolección de datos geomecánicos el principal fuente de información ha sido el informe técnico brindada por la consultora DCR ingenieros S.R.LTda 2013, para la recolección de datos operativos se tomaron por medición, comparación fotográfica, observación directa en campo, seguimiento y control de la operación en sí, para optar mayor credibilidad de la información requerida se manejó formatos para perforación y voladura de pre-corte ver Anexo 3 en el talud final del tajo Pomarani de la Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.

3.6.1. Instrumentos y materiales de campo

- Flexómetro de 5 m.
- Wincha de 30 m.
- Formatos de perforación y voladura.
- Software de voladuras (Jk2Dbench).
- Libreta de campo y lapicero.
- Cámara fotográfica.
- Laptop.
- Picza.
- Mangas de plástico de 1.5 pulg y 2.0 pulg de diámetro.
- Anfo (agente de voladura).
- Emulsión encartuchada (Explosivo).

- Pentacord o cordón detonante.
- Carmex de 2.1 m.
- Balanza electrónica.

3.7. Técnicas para el procesamiento de la información

Técnicas de procesamiento datos de la investigación será:

Datos cuantitativos: Análisis de cuadros, gráficos etc.

Bases de datos

Las bases de datos serán alimentadas diariamente con los cuadros de reportes de operaciones de la recolección de datos.

Hojas de cálculo de Excel

Utilizaremos esta herramienta para el cálculo matemático para el diseño de voladura de pre-corte y con la ayuda de una calculadora científica.

Software de voladuras (Jk2Dbench)

Nos ayuda en la simulación de la secuencia de salida entre los taladros de pre-corte y los taladros de producción en la voladura realizada en el tajo Pomarani de la Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.

Graficadores

AutoCAD, Excel, etc.

Cámara fotográfica

Es muy importante para realizar comparaciones fotográficas del antes y después de realizar el presente estudio de investigación.

CAPÍTULO IV

RESULTADO Y DISCUSIÓN

4.1. Características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de voladura de pre-corte

Para el presente estudio de investigación titulado diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el tajo Pomarani – Untuca - Coripuno S.A.C. La información de las características geomecánicas son datos secundarios, acorde a Malhotra (1997). Dichos datos se tomaron del *informe de evaluación geomecánica para el Minado Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa*, estudio realizado por la consultora DCR ingenieros S.R.LTda, en donde los resultados de los ensayos de laboratorio de mecánica de rocas es de la Pontificia Universidad Católica del Perú y el departamento de geomecánica de la Unidad Minera Untuca-Coripuno SAC.

Clasificación de la masa rocosa en Pomarani. La clasificación Geomecánica de la masa rocosa se realizó utilizando el criterio de Bieniawski (1989). (RMR – Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa).

Tabla 16

Calidad de la masa rocosa por tipo de roca.

Sector	Litología	Rango RMR	Calidad de la masa rocosa
Pomarani	Filita	32 – 46	IVA y IIIB
	Pizarra y mineral	31 – 55	IVA IIIB y IIIA

Fuente: Córdova (2013).

Zonificación geomecánica de la masa rocosa en Pomarani. Para la zonificación geomecánica de la masa rocosa se han considerado los aspectos litológicos, geoestructurales y de calidad de la masa rocosa.

Tabla 17

Resumen de la zonificación Geomecánica.

Sector	Litología	RMR promedio	Dominio estructural
Pomarani	Filita	43	DE - IIIB
	Pizarra y mineral	50	DE - IIIB

Fuente: Córdova (2013).

En este cuadro puede apreciarse los valores promedio de calidad para la masa rocosa mineralizada y estéril con calidad promedio Regular B (IIIB) perteneciendo todos ellos a un solo dominio estructural, es decir al dominio DE-IIIB.

Resistencia de la roca intacta de Pomarani. Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta o denominada también UCS, también se han realizado ensayos de tracción indirecta con el fin de estimar la resistencia a la tracción de la roca intacta, mediante el método brasilero. Los resultados son resumidos en el siguiente cuadro.

Tabla 18

Resultados de los ensayos de carga puntual.

Sector	Litología	Is (MPa)	σ_c (MPa)
Pomarani	Pizarra	7.11	171
	Mineral	8.11	195

Fuente: Córdova (2013).

Tabla 19

Resultados de los ensayos de compresión triaxial.

Sector	Litología	"mi"	σ_c (MPa)	Cohesión (MPa)	Ang. de fricción (*)
Pomarani	Pizarra *	4.4	159	6.22	23.85
	Mineral	11.4	130	6.76	31.64

Fuente: Córdova (2013).

Tabla 20

Resultados de los ensayos de tracción (Determinada con ensayos de tracción indirecta – método brasileño).

Sector	Litología	σ_c (MPa)
Pomarani	Pizarra	19.6

Fuente: Córdova (2013).

Resistencia de la masa rocosa en Pomarani. Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2007), con el programa RocLab de Rocscience Inc. (2013).

Llanco (2012), concluye que la aplicación de las clasificaciones geomecánicas en la voladura ha reducido el factor de potencia, consumo específico, número de taladros como también ha mejorado la distribución de la malla de perforación. Siendo el objeto de estudio determinar la influencia de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas y demostrar que si se puede involucrar la variable geomecánica (RMR, GSI y RQD) en las ecuaciones de diseño de voladura.

Tabla 21

Propiedades de resistencia de la masa rocosa, GSI=RMR89 – 5 (Para condiciones secas).

Sector	Litología	GSI*	σ_c (MPa)	γ (kN/m ³)	"mi"	Mb	Smr	Emr Mpa	V
Pomarani	Pizarra	50	100	2.8	4.4	0.472	0.00164	8572	0.25
	Mineral	50	100	2.9	10	1.073	0.00164	8572	0.25

Fuente: Córdova (2013).

4.2. Diseño de la voladura de pre-corte

4.2.1. Cálculo del diámetro de explosivo a utilizar

Para determinar el diámetro ideal del explosivo, primero se debe realizar el cálculo de la presión de detonación en las paredes del taladro con carga explosiva acoplada y desacoplada y segundo realizar una comparación del resultado de *presión de detonación* versus la *resistencia a la compresión del macizo rocoso* y determinar la relación que existe.

Presión de detonación en taladro con carga acoplada – ANFO 3.5 Pulg de diámetro.

$$P_{bi} = 110 * \delta_{exp} * VOD^2$$

Dónde:

P_{bi} : Presión en las paredes del taladro (MPa)

δ_{exp} : Densidad del explosivo (g/cm³)

VOD : Velocidad de detonación del explosivo (km/s)

Presión de detonación en taladro con carga desacoplada – ANFO 1.5 pulg, 2.0 pulg y 2.5 Pulg de diámetro.

$$P_{bi} = 110 * f^n * \delta_{exp} * VOD^2$$

$$f = \frac{De^2}{Dh^2} * \frac{l}{H}$$

Dónde:

f : Razón de desacoplamiento.

De : Diámetro del explosivo.

Dh : Diámetro del taladro.

H : Longitud del taladro.

l : Longitud de la carga explosiva.

n : 1.25 (Taladro seco), 0.9 (Taladro con agua).

De acuerdo a las formulas anteriores se obtienen resultados que se visualiza en la Tabla 22 y para una mejor interpretación se muestra el Gráfico 1 y 2.

Tabla 22

Comparación de resultados por tipo de carga explosiva y presión de detonación.

Tipo de carga	Diámetro de explosivo (Pulg.)	Presión de detonación (MPa)	σ_c Masa Rocosa (MPa)	Acceptable / No acceptable
Acoplada	ANFO - 3.5 Pulg	792 MPa	101 MPa	No acceptable
Desacoplada	ANFO - 1.5 Pulg	57 MPa	101 MPa	No acceptable
Desacoplada	ANFO - 2.0 Pulg	103 MPa	101 MPa	Acceptable
Desacoplada	ANFO - 2.5 Pulg	206 MPa	101 MPa	No acceptable

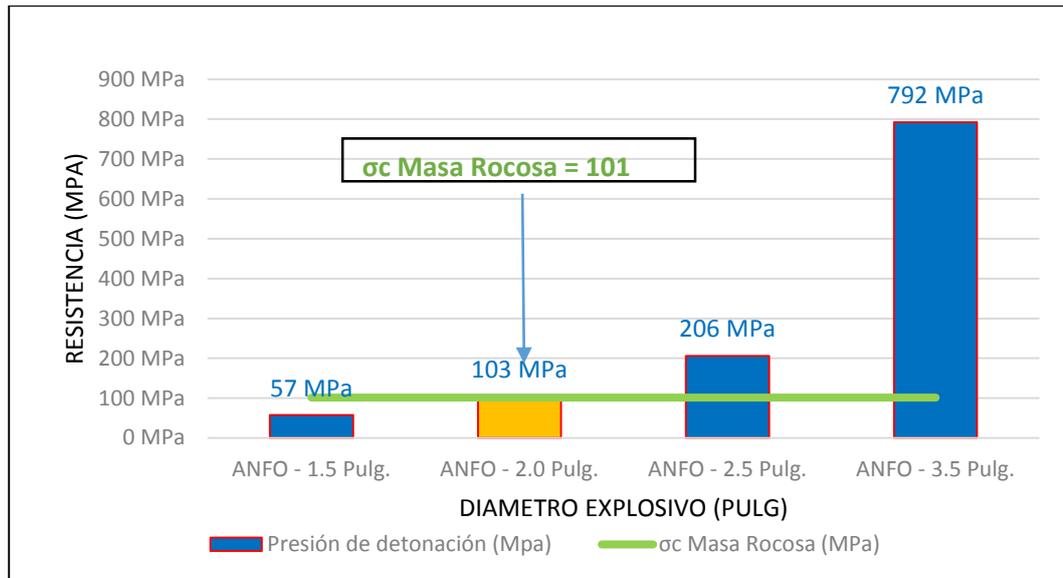


Gráfico 1: Comparación de presión de detonación versus resistencia del macizo rocoso.

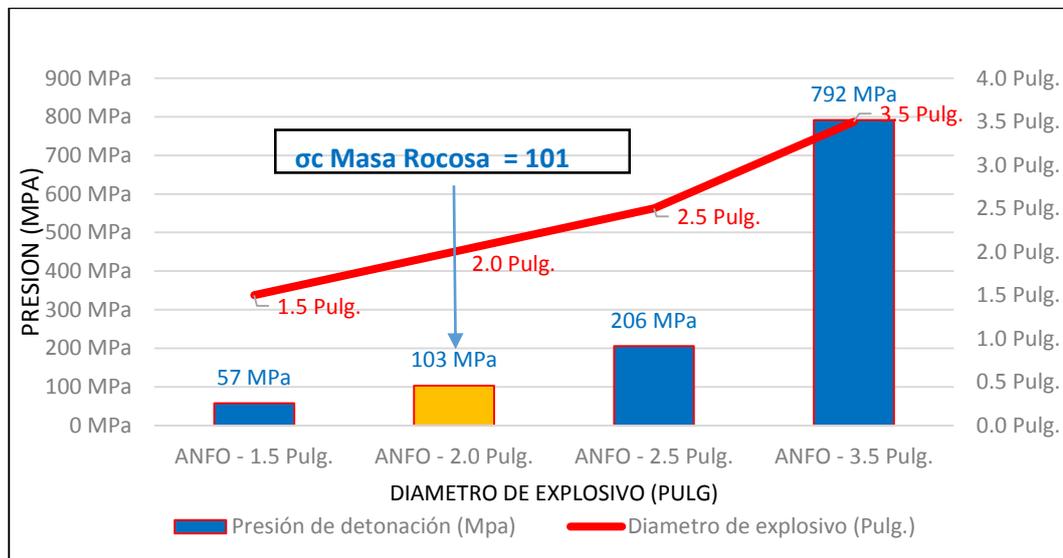


Gráfico 2: Comparación de presión de detonación versus diámetro del explosivo.

Resultado y discusión: Se realizó el diseño de voladura de pre-corte en donde se obtiene un resultado de 103 MPa el cual es relativo a la resistencia de compresión de la masa rocosa 101 MPa por ende es aceptable para realizar las pruebas de voladura de pre-corte, obteniendo la generación de grietas de tracción por consecuente minimizando la sobre rotura y evitando bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

Al comparar éste resultados con la tesis de Rivera (2014), titulado *Diseño de*

voladura de pre – corte para talud final zona este Unidad Minera Tucari – Aruntani S.A.C. de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, realizó el proyecto usando Anfo con radio de acoplamiento de 1 (acoplado), diámetro de taladro 9 7/8 pulg de diámetro, el cual generó una presión de detonación de 35 MPa con resistencia de masa rocosa de 0.799 MPa, en donde indica que se obtuvo resultados óptimos en la estabilidad del talud.

También en el informe de *diseño de pre - corte en la mina Toquepala, Southern Perú* (2014), concluye que en el resultado del diseño de la presión de detonación obtiene 123.06 MPa (considerando en taladros secos) para roca dacita, con espaciamiento de 2.13 m y con diámetro de perforación de 5.0 pulg, siendo satisfactorio los resultados de la voladura de pre-corte, por consiguiente, un talud estable.

4.2.2. Cálculo de carga explosiva a utilizarse

De acuerdo a Blastonics PTY LTD. Incorporado en Queensland Traducido por ASP – Blastonics S.A. (Chile). Se puede apreciar claramente al examinar que la razón de carguío óptima (Kg/m^2) varía con el diámetro del barreno, propiedades explosivas y propiedades de la roca la fórmula es la siguiente:

$$\gamma = 84 \text{ dH} \frac{\delta^{0.2} \text{ exp}}{\text{VOD}^{1.6}} (\text{UCS})^{0.8}$$

Donde:

γ = Factor de carga en (kg/m^2).

VOD = Velocidad de detonación (km/s).

dH = Diámetro de perforación (mm).

UCS = Resistencia a la compresión no confinado (MPa).

δ_{exp} = Densidad del explosivo (g/cm^3).

De acuerdo a las formula anterior se tienen un resumen de los resultados de cantidad de carga explosiva por diámetro del explosivo, se observa en la Tabla 23 y para una mejor interpretación se muestra en el Gráfico 3.

Tabla 23

Resultados de cantidad de carga explosiva acorde al diámetro de explosivo.

Fórmula Utilizada	Diámetro de explosivo (Pulg)	Explosivo (kg/tal)
Chile	1.5 Pulg	2.4
	2.0 Pulg	3.2
	2.5 Pulg	4.0
Sutherland	3.5 Pulg	4.8

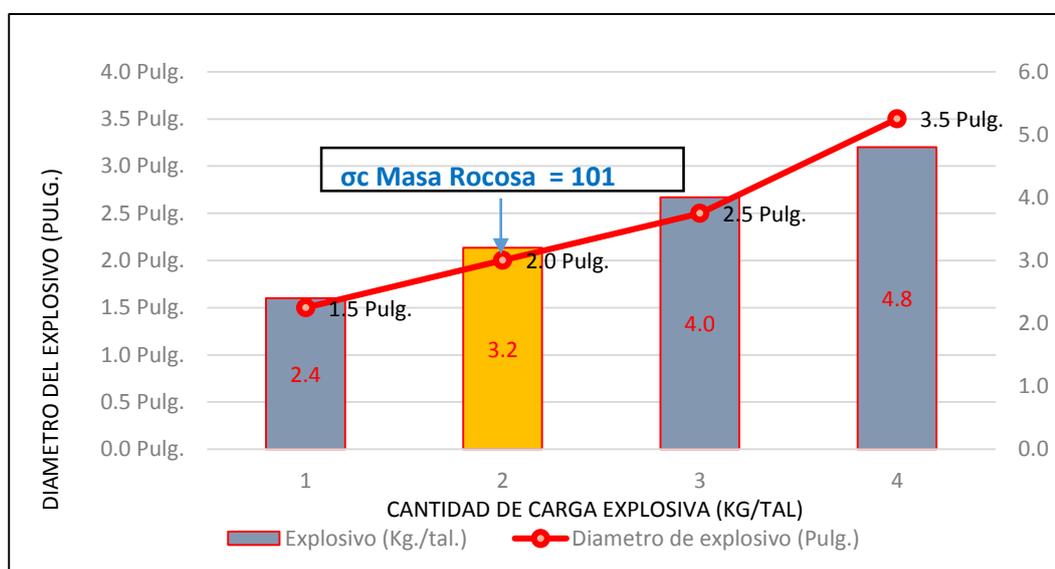


Gráfico 3: Comparación de diámetro de explosivo versus cantidad de carga explosiva.

Resultados y discusión: Debido a que la carga del pre-corte está diseñada para producir una fractura o plano en el macizo rocoso, definido en términos de kilogramo de explosivo por metro cuadrado. En este estudio de investigación es utilizada para realizar las pruebas de voladura con pre-corte en taladros de 5.0 m de

profundidad y 2.0 pulg de diámetro, con la fórmula de Blastonics PTY LTD. Incorporado en Queensland Traducido por ASP – Blastonics S.A. (Chile), obteniendo acorde el cálculo 3.2 kg de Anfo por taladro. El resultado de la voladura de pre-corte se logró minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani – Coripuno SAC.

Al comparar éste resultados con la tesis de Rivera (2014), titulado *Diseño de voladura de pre – corte para talud final zona este Unidad Minera Tucari – Aruntani S.A.C* de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, concluyó que para un diámetro de taladro de 9 7/8 pulg y 8.0 m de profundidad de taladro, se utilizó 22 kg de carga explosiva por taladro, el cual generó una presión de detonación de 35 MPa, en donde indica que se obtuvo resultados satisfactorios en la estabilidad del talud.

También en el informe de *diseño de pre - corte en la mina Toquepala, Southern Perú* (2014), concluye que en el resultado del diseño de la presión de detonación obtiene 123.06 MPa (considerando en taladros secos) para roca dacita, con espaciamiento de 2.1 m y con diámetro de perforación de 5.0 pulg, siendo satisfactorio el resultado de la voladura de pre-corte, por consiguiente, un talud estable.

4.2.3. Espaciamiento de taladros de pre-corte

El espaciamiento de los taladros de pre-corte es reducido en comparación con el espaciamiento de los taladros de producción. Esta disminución se aplica principalmente para que exista una interacción entre taladros de pre-corte, debido a que estos se les han reducido la carga considerablemente con el objeto de generar bajas presiones en sus paredes. Existen fórmulas para definir el espaciamiento entre

taladros de pre-corte los cuales son:

$$S=K * d$$

Algoritmo propuesto por Sutherland (1989).

Donde:

S: Espaciamiento entre los taladros de pre-corte.

K: Constante entre 14 y 16.

d: Diámetro de perforación.

Otra fórmula utilizada para el cálculo de espaciamento de taladro de pre-corte es:

$$S = Dh * \frac{(Pb+T)}{T}$$

Fórmula utilizada en Operaciones en Chile.

Dónde:

Pb : Presión de detonación del taladro.

T : Resistencia a la tracción en MPa.

Dh : Diámetro de perforación.

De acuerdo a las formulas anteriores se tienen el resumen de los resultados en la

Tabla 24 y Gráfico 4.

Tabla 24
Comparación de los resultados obtenidos.

Fórmula Utilizada	Diámetro de explosivo (Pulg)	Espaciamiento (cm)
Chile	1.5 Pulg	55 cm
	2.0 Pulg	103 cm
	2.5 Pulg	173 cm
Sutherland	3.5 Pulg	142 cm

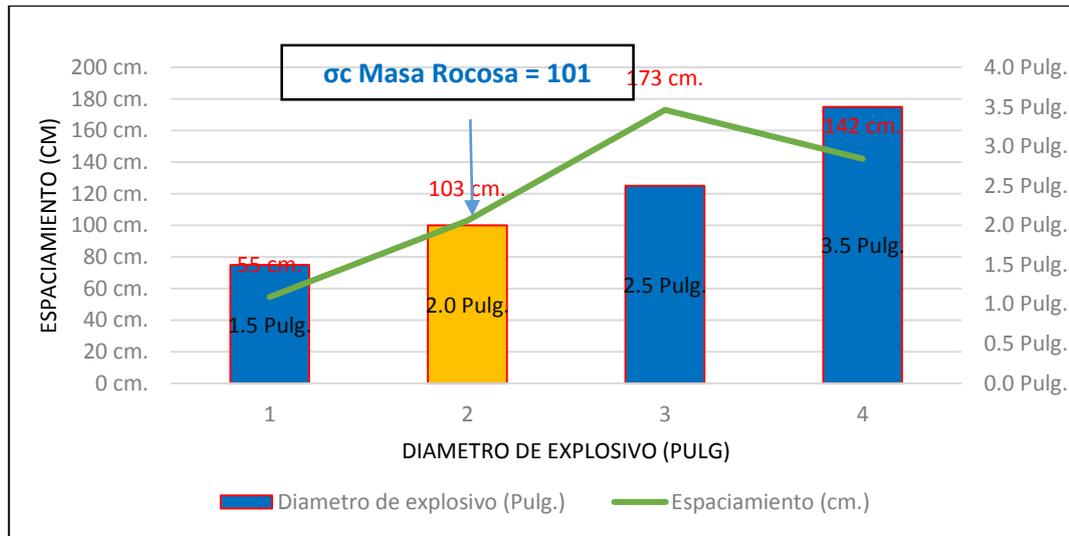


Gráfico 4: Comparación de diámetro de explosivo versus espaciamiento del taladro.

Resultado y discusión: Para un diámetro de carga explosiva de 2.0 pulg y resistencia del macizo rocoso de 101 MPa, el espaciamiento máximo que se debe tener entre taladros de pre-corte es de 1.0 m, según la teoría de Sutherland, en las pruebas de voladura de pre-corte los resultados serían bastante pobre en términos de generación de medias cañas, pero se logró minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

Al comparar este resultado con la tesis de Alfaro (2016), titulado *Diseño de malla de perforación y voladura en la cantera sur para producción de roca escollera en la Cía. minera el Brocal – Cerro de Pasco*, de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, menciona que, para el diseño de malla de perforación y voladura, empleó la ecuación de Pearse para calcular el burden y otros parámetros necesarios en función a las características del macizo rocoso, obteniendo en dicho cálculo 4.0 m de espaciamiento, considerando que la altura de perforación es 6.0 m, la resistencia comprensiva de la rocas es 45 MPa, siendo satisfactorios para la producción de roca escollera.

También al comparar éste resultados con la tesis de Rivera (2014), titulado *Diseño*

de voladura de pre – corte para talud final zona este Unidad Minera Tucari – Aruntani SAC de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, se determinó que los taladros con distancias menores a 3.0 m han resultado ser más satisfactorios, dando como resultado pared del talud final bien definidas sin rocas colgadas ni descostramiento en la pared del talud por consiguiente sin acumulación de remanente de rocas en la base del talud, en cambio los taladros mayores a 3.0 m presentaron rocas colgadas y descostramiento en la pared del talud final, conforme al objetivo de diseñar la voladura controlada se ha logrado una distancia optima de 3.0 m de taladro a taladro para la voladura de pre-corte, en donde indica que se obtuvo resultados óptimos en la estabilidad del talud final.

Acorde a los resultados obtenidos en el diseño de voladura de pre-corte se resume en el Gráfico 5 y Figura 13.

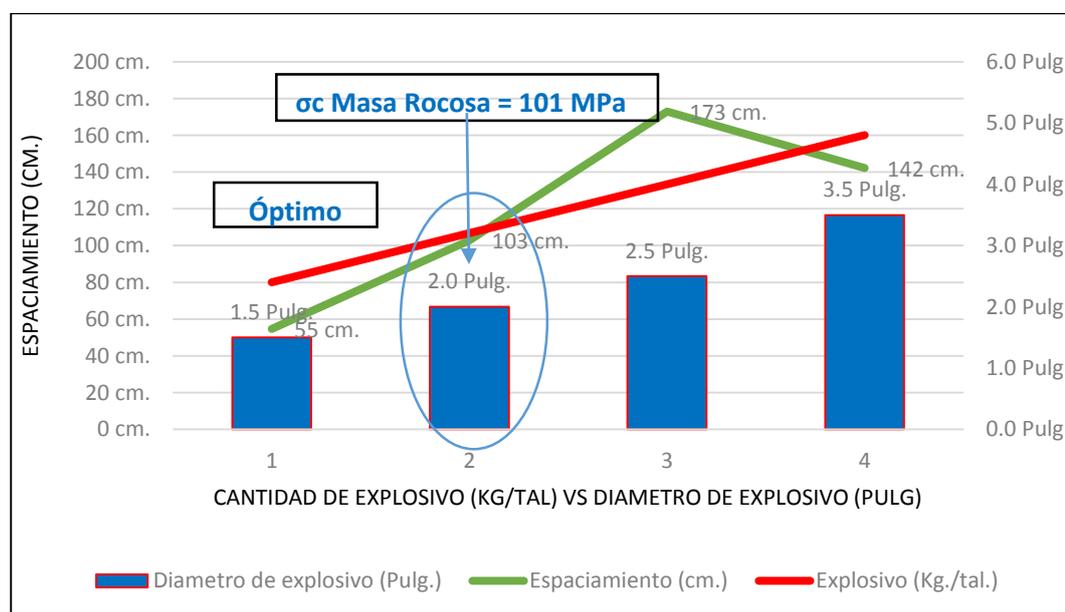


Gráfico 5: Análisis en diseño de voladura de pre-corte.

También Ttito (2014), en su informe de trabajo profesional *Aplicación de voladura controlada pre corte para la construcción e instalaciones de la chancadora primaria en el proyecto minero Las Bambas*, concluye : Con la aplicación de voladura de pre corte, se dejó tacos vacíos de 1.0 m en los taladros, con la finalidad de descomprimir los gases producto de la detonación para evitar que las paredes de taludes no tengan daño, con una altura de perforación de 7.5 m para taladros de producción y pre-corte, aplicando malla de perforación de 2.0 m de burden y 3.0 m de espaciamiento de taladro a taladro de pre-corte. Usando como explosivo la dinamita semigelatina 65, cordón detonante 5P, Donde indica que se obtuvo buenos resultados sin afectar la estabilidad de taludes donde se instalará la chancadora primaria.

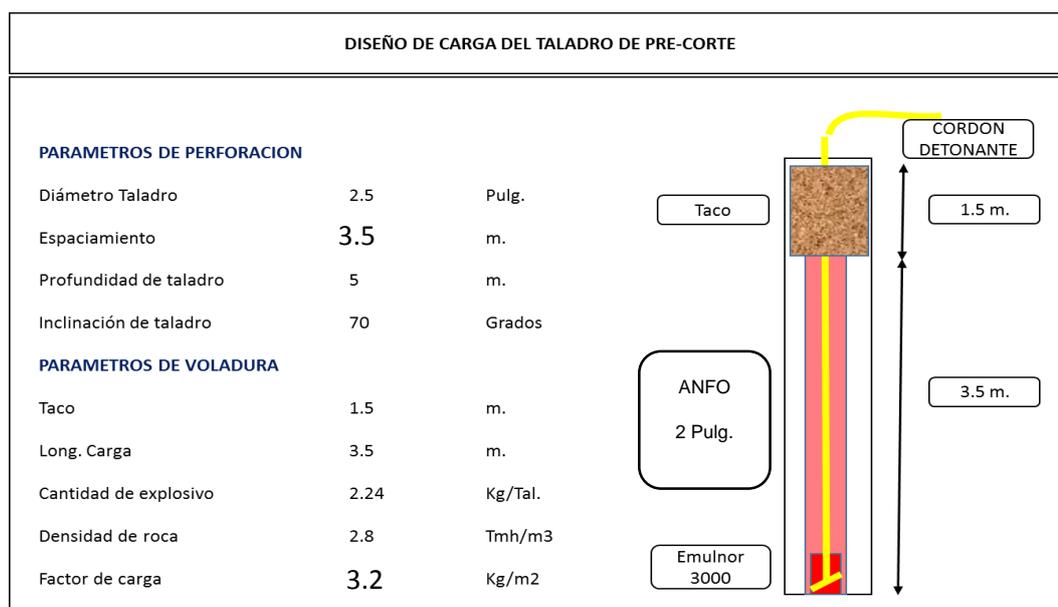


Figura 13: Diseño de carguío de taladros de pre-corte acorde al proyecto de investigación.

4.3. Evaluación del resultado de la voladura de pre-corte

La evaluación del resultado de la voladura de pre-corte se realizó por el método visual y/o fotográfico, el cual consiste en la observación inicial y final del perfil del talud final posterior a la voladura de pre-corte, López (1994), este método fue

trabajado con el sistema comparativo de niveles de daño producido por voladura en taludes rocosos propuesto por Ashby (1980). Tabla 8, determinando la existencia o no de sobre rotura y bloques suspendidos en el talud final del tajo Pomarani.

4.3.1. Resultado de la voladura antes de realizar estudio de investigación (Inicial), Método visual y/o fotográfica, López (1994)

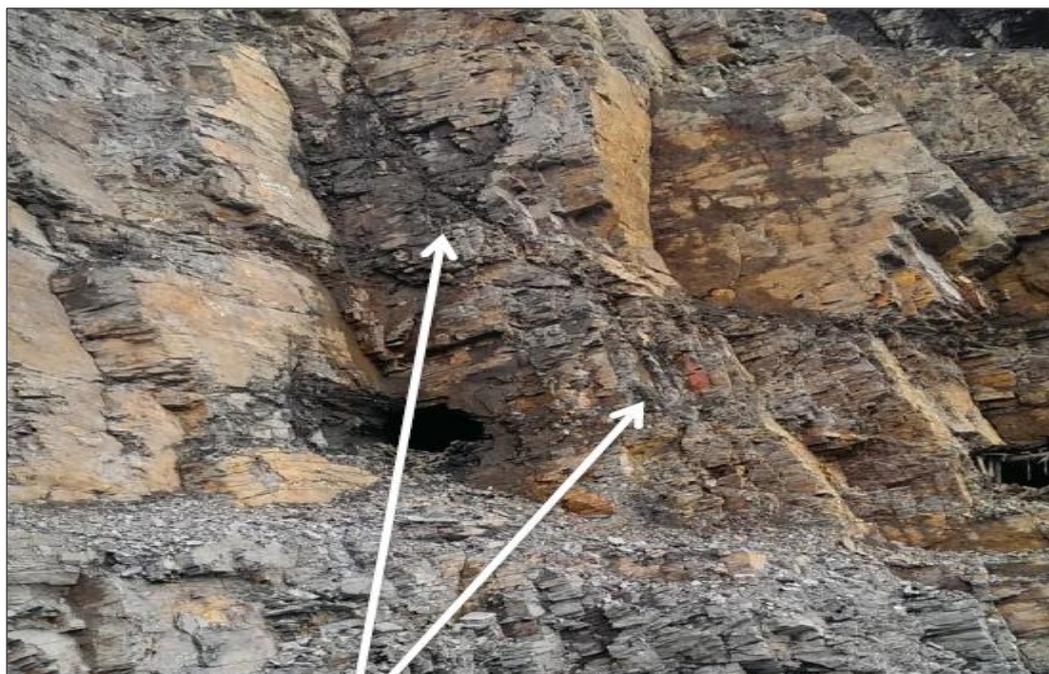


Foto 1: Resultado de voladura, presencia de sobre rotura y bloques suspendidos.



Foto 2: Bloque suspendido y sobre-rotura en la base del talud final.

4.3.2. Resultado de la voladura después de realizar estudio de investigación (Final),

Método visual y/o fotográfica, López (1994)



Foto 3: Resultado de la voladura de pre-corte acorde al proyecto de investigación.



Foto 4: Resultado de la voladura de pre-corte (Talud estable).

4.3.3. Resultado de comparación de niveles de daño por voladura en taludes

Tabla 25

Comparación de niveles de daño por voladura en taludes rocosos

Nivel de daños	Condiciones observadas en el talud		
	Juntas y bloques	Angulo de talud y condiciones del frente	Condiciones de excavación en el frente
1 ligeros	Juntas cerradas, material de relleno no movilizado	$>75^\circ$ Se ven las cañas de los taladros de contorno.	Señales visibles de la excavadora en el frente en formaciones blandas.
2 moderados	Pequeñas juntas rellenas son abiertas, bloques aislados y juntas ligeramente desplazadas.	$>65^\circ$ El frente es suave, se ven algunas secciones de los taladros. Pequeñas grietas.	señales de penetración de los dientes, pero excavación difícil
3 fuertes	Algunas juntas son abiertas y desplazadas.	$>65^\circ$ Pequeños descostramiento desde el frente. Se aprecian grietas radiales.	Excavación factible con esfuerzo < 1.5 m.
4 severos	Frente fracturado, juntas abiertas, algunos bloques movilizados.	$>55^\circ$ Frente irregular, algunos descostramiento y grietas de sobreexcavación.	Excavación factible < 3 m.
5 extremos	Bloques movilizados y agrietados. La voladura produce material fino.	$37^\circ > 55^\circ$ Frente muy irregular, fuertes descostramiento desde el frente. Gran sobreexcavación.	Excavación factible > 3 m.

Fuente: Ashby (1980).

Resultados y discusión: Según la evaluación del resultado de voladura de pre-corte, acorde al método visual y/o fotográfico, López (1994), la Comparación de niveles de daño por voladura en taludes rocosos Ashby (1980). los resultados obtenidos se encuentran en el nivel de daños 2 – moderado, ya que las pequeñas juntas rellenas son abiertas, bloques aislados y juntas ligeramente desplazadas con ángulo de talud $>$ a 65° y con presencia pequeñas secciones de taladros en el talud o también llamados cañas visibles. Por consiguiente, son satisfactorios logrando minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

Al comparar este resultado con el informe de *diseño de pre-corte en la mina Toquepala*, Southern Perú (2014), se concluye con el resultado del diseño de la presión de detonación obtiene 123.06 MPa (considerando en taladros secos) para roca dacita, con espaciamiento de 2.1 m y con diámetro de perforación de 5.0 pulg, se realizó la evaluación de la voladura usando el método cuantitativo por factor de cañas visible FCV, siendo satisfactorio el resultado de la voladura.

CONCLUSIONES

Con las pruebas de voladura controlada en los taladros de pre-corte realizado en el tajo Pomarani, se concluye que para tipo de roca DE-IIIB (Dominio estructural) con resistencia del macizo rocoso de 101 MPa los taladros de pre-corte deben ser cargados con ANFO utilizando bolsas especiales de plástico de 2.0 pulg de diámetro (carga desacoplada) y también se concluye que los taladros de pre-corte con espaciamientos mayores a 1.0 m presentaron rocas colgadas en las paredes del talud final, que ocasionó trabajos adicionales de limpieza, en cambio con espaciamiento entre taladros de pre-corte igual o menores a 1.0 m han resultado ser satisfactorios por ende se concluye que la distancia óptima es de 1.0 m de taladro a taladro para voladura de pre-corte con una carga explosiva de 3.2 kg por taladro.

En esta investigación el principal objetivo es minimizar las presiones del taladro, lo suficiente para generar grietas entre los taladros adyacentes de la línea de corte, planos de debilidad que se generan a lo largo de los taladros de pre-corte, por ende se concluye que la presión en las paredes del taladro debe estar en relación a la resistencia de compresión del macizo rocoso, en el presente estudio la resistencia a la compresión del macizo rocoso, con dominio estructural DE-IIIB es 101MPa y la presión de detonación máxima es de 103 MPa el cual es relativo.

En la evaluación del resultado de voladura de pre-corte, acorde al método visual y/o fotográfico, López (1994), y la Comparación de niveles de daño por voladura en taludes rocosos Ashby (1980), los resultados obtenidos se encuentran en el nivel de daños 2 – moderado, por consiguiente, son satisfactorios para el diseño de voladura de pre-corte, logrando minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final del tajo Pomarani - Coripuno SAC.

RECOMENDACIONES

La voladura de pre-corte deberían detonarse todos los taladros de pre-corte en forma simultánea acorde a la teoría de formar una grieta de tensión entre dos taladros, pero como medida precautoria en relación a las vibraciones, estos deben ser detonados en grupos 30 taladros por ello se recomienda en las próximas investigaciones usar sismógrafo durante la voladura para controlar las vibraciones y la sobrepresión del aire, lo cual nos ayudara a modificar algunos parámetros en el diseño de la voladura con pre corte en el talud final del tajo Pomarani.

De acuerdo al diseño y evaluación de la voladura con pre-corte es muy conveniente seguir usando en los disparos primarios del tajo Pomarani, porque esto permite la formación de una pared de banco más estable, y crear una percepción de seguridad, en zonas con resistencia de compresión del macizo rocoso inferior a 101 MPa se debe probar la teoría empleada en Chile con un espaciamiento más reducido.

Se sugiere que las universidades deben considerar como uno de sus objetivos la investigación, por lo que se debe incentivar y motivar a los estudiantes a realizar investigación científica y/o aplicada a la industria minera, en estrecha coordinación con las empresas mineras.

Se debe capacitar constantemente al personal sobre el nuevo diseño de voladura controlada con taladros de pre-corte y proceder a la estandarización de los parámetros que se deben tener en cuenta durante el proceso de perforación y voladura, lográndose de esta manera optimizar la rentabilidad de la empresa minera.

REFERENCIAS

- Alfaro, R. (2016). *Diseño de malla de perforación y voladura en la cantera sur para producción de roca escollera en la Cía. minera el Brocal – Cerro de Pasco*. UNA-FIM. Puno.
- Ashby, J. P. (1980). *Niveles de daño por voladura en taludes*. New York: Wiley.
- Barton, N., Lín, R. y Lunde, J. (1988). *Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Túnel Support*. Rock Mechanics, New York. Wiley.
- Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. New York: Wiley.
- Canteros, E. y Mercado, L. (1991). *Diseño de una malla de tronadura para la preparación de una piscina de lixiviación y evaluación del daño sobre una red principal de agua potable*. Empresa Minera Mantos Blancos S.A. Lima – Perú.
- Córdova, R. D. (2013). *Evaluación Geomecánica para el minado subterráneo de Pomarani y Santa Rosa – Coripuno SAC*. Lima – Perú. Noviembre.
- Enaex, S.A. (2002). *Manual de voladura a Cielo Abierto*. Chile: Wiley.
- Exsa, S.A. (2009). *Manual Práctico De Voladura*. 3ra Edición Lima - Perú.
- Floyd, L. J. (1998). *Técnicas de Voladura Eficiente en Operaciones Superficiales*. New York. Dyno Nobel.
- Guamán, V. y Mendieta, F. (2013). *Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la cantera de materiales de construcción las victorias*. Facultad de Ingeniería Civil. Universidad de Cuenca. Ecuador.
- Hoek, E. y Brown, T. (1980). *Empirical strength criterion for rock masses*. New York. ASCE 106 (GT9).
- Kliche, C. (1999). *Rock Slope Stability. Society for mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.*
- Konya, J. C. (1998). *Diseño de voladuras*. México. Cuarta edición.

- Llanco, J. (2012). *Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CIA. Consorcio Minero Horizontes-U/P Culebrillas*. UNA-FIM. Puno - Perú.
- López, J. C. (1994). *Manual de Arranque, Carga y Transporte En Minería a Cielo Abierto*. Lima. Inc.
- Malhotra, N. (1997). *Metodología de la investigación*. México. Quinta edición.
- Mucho, M. R. (1985). *Perforación y voladura en una mina a cielo abierto; Fundamentos y aplicación en Tintaya – UNA – FIM*. Puno - Perú.
- Pacheco, M. (1999). *Aplicación de la mecánica de rocas a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura en minería a tajo abierto*. UNI - Facultad de ingeniería geológica minera y metalúrgica sección de post grado. Lima - Perú.
- Priest, S. y Hudson, J. (1986). *Estimation of discontinuity spacing and trace length using scanline surveys*. International journal of rock mechanics and mining sciences. New York. Quinta edición.
- Rivera, M. A. (2014). *Diseño de voladura de pre – corte para talud final zona este Unidad Minera Tucari – Aruntani SAC*. UNA-FIM. Puno - Perú.
- Sampieri, H. R., Collado, F. C. y Lucio, B. P. (1996). *Metodología de investigación*. Colombia. Segunda edición.
- Southern Peru (2014). *Informe Diseño de pre - corte en la mina Toquepala*. Perú. Inc.
- Ttito, R. (2014). *Aplicación de voladura controlada pre corte para la construcción e instalaciones de la chancadora primaria en el proyecto minero Las Bambas*. UNA-FIM: Puno - Perú.

ANEXOS

Anexo 1: Glosario de términos

Taladro: Cavidad cilíndrica como consecuencia de una perforación en la cual, se deposita el explosivo de acuerdo a un diseño previo.

Voladura controlada: Es una técnica de voladura que ha sido desarrollada para controlar el sobre rotura en los límites de la excavación.

Explosivo: Es toda sustancia solida o liquida, que, al recibir un estimulante adecuado, en un infinitésimo de tiempo, se convierte en otras sustancias más estables, generalmente gaseosas; acompañado de una liberación de calor y altas presiones.

Burden: Es la distancia del taladro a la cara libre más cercana, orientado perpendicularmente al eje del taladro.

Espaciamiento: Se define a la distancia entre taladros de una misma fila perpendiculares al burden.

Cara libre: Superficie de contacto con el medio ambiente tomando como referencia un cubo, es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión relajadas que provocan la fragmentación.

Fragmentación: Es la rotura de la roca en el área de la línea de menor resistencia (burden) como consecuencia de la acción ejercida por los explosivos a un tamaño requerido.

Factor de carga: Es la cantidad de explosivo en peso que emplea para fragmentar una tonelada métrica de material de banco.

Anexo 2: Informe técnico de geomecánica

DCR Ingenieros S.R. Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Cívicas

Lima, 06 de Noviembre del 2013

Señores
Cori Puno S.A.C.
Presente.-

Att.: Ing. Jaime Bocanegra

Ref. Informe Evaluación Geomecánica para el Minado
Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa

Estimado Ingeniero:

Es grato dirigirme a Ud. a fin de remitirle adjunto a la presente, el informe técnico "Evaluación Geomecánica para el Minado Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa" que su representada nos encargara realizar.

Sin otro particular y a la espera de sus gratas órdenes, quedo de Ud.

Muy atentamente,

MSc. Ing. David Córdova Rojas
Gerente Técnico

Se adjunta:

- Dos ejemplares impresos del informe
- CD conteniendo el informe completo

Calle Altamira 124 Urb. Camino Real La Molina Lima Perú - Telefax: 358-7002 - Celular 992-793067
E-mail: davidcor@terra.com.pe

Fuente: Córdova (2013).

Anexo 4: Ensayos de laboratorio

.

www.pucp.edu.pe/secc/mina

DEPARTAMENTO

DE INGENIERÍA

Sección Ingeniería de Minas

ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS

ENSAYOS DE TRACCIÓN INDIRECTA

ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

ENSAYOS DE CORTE DIRECTO

Solicitado por:

Coripuno S.A.C.

Muestra:

Bloques de roca

Fecha: Octubre 23, 2013

Universitaria N° 1801, San Miguel

ENSAYOS DE TRACCIÓN INDIRECTA

Los resultados son los siguientes:

Sector	Litología	Sub-muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (kg)	Resistencia a la Tracción (Kg/cm ²)	Resistencia a la Tracción (MPa)
Pomarani	Pizarra	A	6.32	2.85	4000.00	141.38	13.86
		B	6.32	2.88	7100.00	248.33	24.35
		C	6.32	2.99	5350.00	180.24	17.68
		D	6.32	3.58	9100.00	256.05	25.11
		E	6.32	3.17	6650.00	211.31	20.72
		F	6.32	2.43	3900.00	161.67	15.85 (*)
		G	6.32	2.21	4500.00	205.11	20.11 (*)
		H	6.32	2.28	5600.00	247.41	24.26 (*)

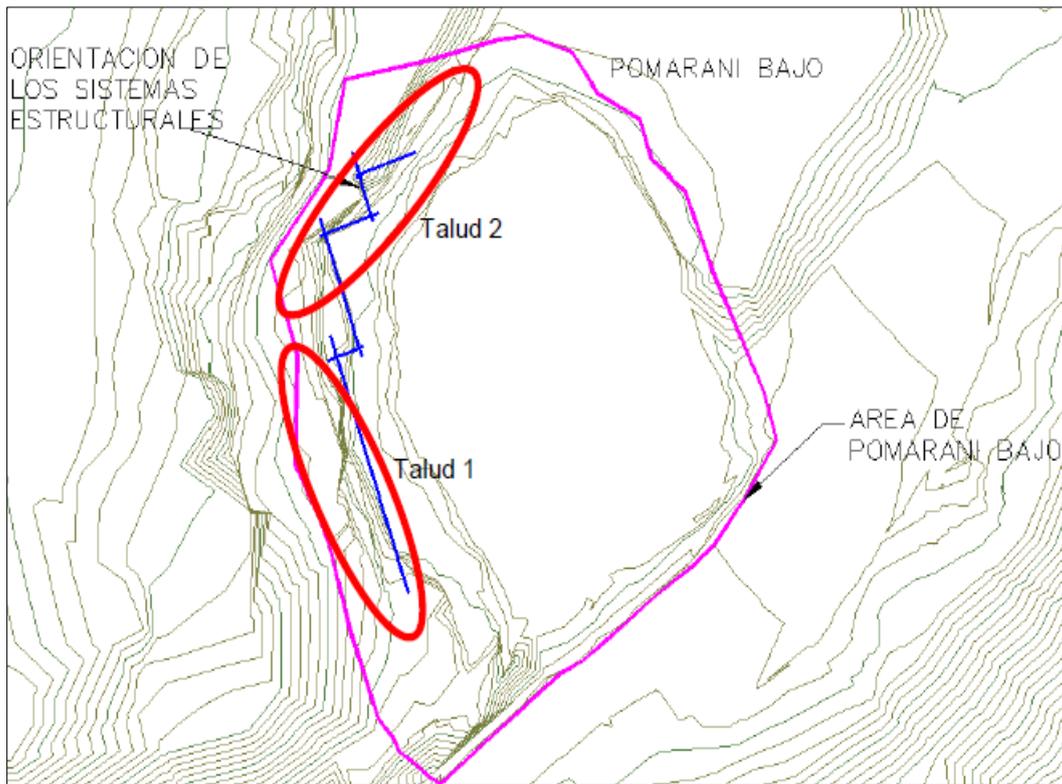
ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Se ensayaron 9 probetas de mineral del sector Pomarani, 3 probetas de pizarras del sector Pomarani y 4 probetas de filitas del sector Santa Rosa. Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

A continuación se presentan los resultados obtenidos:

Sector	Litología	Probeta	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga	$\sigma_{1,max}$ (MPa)	σ_3 (MPa)
Pomarani	Mineral	A	6.32	13.10	51000.00	159.43	0.00
		B	6.32	13.17	39000.00	121.92	1.00
		C	6.32	13.20	48400.00	151.30	2.00
		D	6.32	13.29	50200.00	175.68	3.00
		E	6.32	13.00	16000.00	50.02	4.00
		F	6.32	12.47	57000.00	177.89	5.00
		G	6.32	13.19	58200.00	181.94	6.00
		H	6.32	13.26	59000.00	184.44	7.00

Anexo 5: Fotografías de voladura de pre-corte



Fuente: Departamento de planeamiento y topografía - Coripuno SAC.



Foto 5: Talud uno la explotación es de acuerdo al comportamiento estructural.



Foto 6: Carguío de taladros de Pre-corte acorde al proyecto de investigación.



Foto 7: Carguío de taladros de pre-corte acorde al diseño.



Foto 8: Amarre de taladros de producción y pre-corte.