

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

**“OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA EN LA
CANTERA CALIZA - MINSUR”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. José Antonio Calcina Yto

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

TACNA-PERÚ

2015

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

**“OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA EN LA
CANTERA CALIZA - MINSUR”**

Tesis sustentada y aprobada el 29 de abril de 2015, estando integrado el jurado calificador por:

PRESIDENTE


.....
Ing. José David Rodríguez Copare

1er. MIEMBRO
(SECRETARIO)


.....
MSc. Carlos Huiza Ccori

2do. MIEMBRO


.....
MSc. Edgar Taya Osorio

ASESOR


.....
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera.

DEDICATORIA

Esta tesis se la dedico a mi DIOS, quien supo guiarme por el buen camino, darme fuerzas para seguir adelante y no desmayar en los problemas que se presentaban, enseñándome a encarar las adversidades sin perder nunca la dignidad ni desfallecer en el intento.

A mi madre Dominga Yto Chambi y toda mi familia quienes por ellos soy lo que soy, por su apoyo, consejos, comprensión, amor, ayuda en los momentos difíciles y por ayudarme con los recursos necesarios para estudiar. Me han dado todo lo que soy como persona, mis valores mis principios, mi carácter, mi empeño, mi perseverancia, mi coraje para conseguir mis objetivos.

“La dicha de la vida consiste en tener siempre algo que hacer, alguien a quien amar y alguna cosa que esperar”.

AGRADECIMIENTO

Le agradezco a DIOS por haberme acompañado y guiado a lo largo de mi carrera, por ser mi fortaleza en los momentos de debilidad y por brindarme una vida llena de aprendizajes, experiencias y sobre todo felicidad.

Le doy gracias a mi madre Dominga Yto Chambi, por apoyarme en todo momento, por los valores que me ha inculcado, y por haberme dado la oportunidad de tener una excelente educación en el transcurso de mi vida. Sobre todo por ser un excelente ejemplo a seguir.

A mi querido padre Félix Calcina Aguilar, que aunque ya no se encuentre con nosotros físicamente, siempre estará presente en mi corazón, por haber creído en mí hasta el último momento. ¡Ya soy Ingeniero!

A mis hermanos Carlos y Elsa, también a mis sobrinos Sandra, Rodrigo y Christian por ser parte importante de mi vida y representar la

unidad familiar, por haberme apoyado en las buenas y en las malas, sobre todo por su paciencia y amor incondicional.

Les agradezco la confianza, apoyo y dedicación de tiempo a mis profesores: Ing. José Rodríguez, Ing. Carlos Huisa, Ing. Edgar Taya, Ing. Julio Fernández, Ing. Urbano Pérez (Q.E.P.D.), Ing. Julio Vargas, Ing. Dante Manzanares, Ing. Dante Morales, Ing. Zenón Sarmiento, Ing. Salomón Ortiz, Ing. José Valdez, Ing. Fernando Velásquez y a todos mis profesores de la ESMI, por haber compartido conmigo sus conocimientos y confiar en mí.

A mis compañeros William Barsaya Gómez, Abrahan Apaza Mamani, Rubén Chura Apaza, Marvin Aníbal Gutiérrez y a todos mis compañeros de la ESMI, por confiar y creer en mí y haber hecho de mi etapa universitaria un trayecto de vivencias que nunca olvidaré.

A todos ellos mi reconocimiento y mi gratitud.

CONTENIDO

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS	iv
RESUMEN	xvii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1 Descripción del problema	5
1.1.1 Antecedentes del problema	6
1.1.2 Problemática de la investigación	7
1.2 Formulación del problema	7
1.3 Justificación o importancia de la investigación	8
1.4 Alcances y limitaciones	9
1.5 Objetivos	10
1.5.1 Objetivo general	10
1.5.2 Objetivos específicos	10
1.6 Hipótesis de investigación	10
1.7 Variables de estudio	11
1.8 Diseño metodológico de la investigación	12

1.8.1	Tipo y diseño de la investigación	12
1.8.2	Población y muestra de estudio	12
1.8.3	Técnicas y métodos de trabajo	12
1.8.4	Recolección de datos	13
1.8.5	Procesamiento y análisis de datos	13
CAPÍTULO II		
MARCO TEÓRICO		14
2.1	Antecedentes teóricos	14
2.2	Mecanismo de fragmentación de la roca	18
2.2.1	Factores que influyen en el mecanismo de rotura de la roca	24
2.2.2	Influencia de las características de la roca	25
2.2.3	Influencia de las características de los explosivos	28
2.3	Conceptos básicos en el diseño de voladuras en banco	30
2.3.1	Parámetros de las voladuras en banco	31
2.3.2	Factores que afectan al diseño de la voladura	33
2.3.2.1	Factores geométricos	35
2.3.2.2	Factores inherentes a la roca	36
2.3.2.3	Factores inherentes al explosivo	36
2.3.3	Voladura en bancos	37
2.3.3.1	Influencia del ángulo de perforación en la voladura	46

2.3.3.2 Fórmulas de cálculo de esquemas de voladura en	
banco	49
a. Enfoque de Langefors (1963)	50
b. Enfoque de Ash	53
c. Enfoque de López Jimeno para voladura	
en banco de pequeño diámetro	55
2.4 Marco conceptual	63
2.4.1 Cantera	63
2.4.2 Explotación de cantera	64
2.4.3 Elementos de una cantera	64
2.4.4 Elementos de un banco	65
2.4.5 Plataformas de trabajo	65
2.4.6 Talud de banco	65
2.4.7 Ángulo de talud del banco	66
2.4.8 Altura de la cantera	66
2.4.9 Altura de banco	66
2.4.10 Dirección del frente de trabajo	66
2.4.11 Franja de explotación	67
2.4.12 Ángulo de talud final	68
2.5 Descripción de la Cantera Caliza	69
2.5.1 Ubicación y accesibilidad	69

2.5.2	Geología regional	72
2.5.3	Geología local	84
2.5.4	Geología económica	85
2.5.5	Mineralogía y paragénesis	87
2.6	Propiedades de las rocas y del macizo rocoso	88
2.6.1	Resistencia a compresión de las rocas	89
2.6.2	Evaluación de las discontinuidades	92
2.7	Aspectos operacionales de la Cantera Caliza	95
CAPÍTULO III		
MARCO METODOLÓGICO		99
3.1	Parámetros de perforación y voladura	99
3.2	Equipos utilizados en la perforación	101
3.3	Cálculo de costos de operación (o producción)	102
3.3.1	Costo de la perforación	106
3.3.2	Costo de la voladura	107
3.3.3	Costo de carguío en banco	108
3.3.4	Costo transporte o acarreo cantera – chancadora	109
3.3.5	Costo de chancado	110
3.3.6	Costo de carguío en chancadora	110
3.3.7	Costo de transporte chancadora - plataforma de acopio	112
3.3.8	Resumen del costo de operación con chancado	112

3.3.9 Resultados de la línea base	113
CAPÍTULO IV	
RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN	116
4.1 Cálculo de malla de perforación	116
4.1.1 Cálculo según Langefors	117
4.1.2 Cálculo según López Jimeno	117
4.1.3 Cálculo según Ash	118
4.1.4 Protocolo optimizado aplicando el Manual EXSA	119
4.1.5 Comparación de esquemas de voladura calculados	123
4.2 Costo de operación	125
4.2.1 Costo de la perforación	126
4.2.2 Costo de la voladura	127
4.2.3 Costo de carguío en banco	128
4.2.4 Costo de transporte cantera - plataforma de acopio	129
4.2.5 Resumen del costo de operación sin chancado	130
4.2.6 Resultados de la voladura	130
CAPÍTULO V	
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS	133
5.1 Presentación de los resultados	133
5.1.1 Las características mineralógicas, estructurales y geomecánicas del yacimiento Caliza son favorables para el minado en cantera	133

5.1.2 La aplicación de cambios en los parámetros de la voladura mejora la producción en Cantera Caliza	136
5.2 Discusión de resultados	138
5.3 Comparación de resultados con antecedentes	140
CONCLUSIONES	142
RECOMENDACIONES	143
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	144
ANEXO I ESTUDIO DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DE LA ROCA	147
PLANOS	150

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Rango de resistencia a la compresión por tipo de roca	26
Tabla 2.2. Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura	27
Tabla 2.3. Valores de K_b	54
Tabla 2.4. Producción horaria media	57
Tabla 2.5. Altura de banco	58
Tabla 2.6. Parámetros de voladura versus resistencia a la compresión	59
Tabla 2.7. Longitud de la carga de fondo	62
Tabla 2.8. Características de la concesión minera	70
Tabla 2.9. Ubicación de la concesión minera	70
Tabla 2.10. Coordenadas UTM PSAD56	70
Tabla 2.11. Accesibilidad	72
Tabla 2.12. Estimación de reservas Cantera Caliza	87
Tabla 2.13. Resistencia a la compresión simple	90
Tabla 2.14. Factor de Resistencia según Protodiákonov	91
Tabla 2.15. Características de las discontinuidades	93
Tabla 3.1. Protocolo de voladura aplicado al Nivel 4060	100
Tabla 3.2. Datos generales	103
Tabla 3.3. Producción	103
Tabla 3.4. Datos de la roca	104
Tabla 3.5. Planillas proyecto Caliza	105

Tabla 3.6. Costo de alquiler horario del equipo	105
Tabla 3.7. Precios de material explosivo	106
Tabla 3.8. Costo unitario perforación	106
Tabla 3.9. Costo unitario voladura	107
Tabla 3.10. Costo unitario del carguío en banco	108
Tabla 3.11. Costo unitario del acarreo cantera a chancadora	109
Tabla 3.12. Costo unitario del chancado	110
Tabla 3.13. Costo unitario del carguío de material en chancadora	111
Tabla 3.14. Costo unitario del acarreo de chancadora a plataforma – acopio	111
Tabla 3.15. Costo unitario de operación con chancado	112
Tabla 4.1. Datos	116
Tabla 4.2. Técnica de Langefors para voladuras de pequeño diámetro	117
Tabla 4.3. Técnica de López Jimeno para voladuras de diámetro pequeño	118
Tabla 4.4 Técnica de Ash para voladuras de diámetro pequeño	119
Tabla 4.5. Protocolo de voladura aplicado	123
Tabla 4.6. Comparación de cálculos de esquemas de voladura en banco	124
Tabla 4.7. Costo unitario perforación	126
Tabla 4.8. Costo unitario voladura	127
Tabla 4.9. Costo unitario del carguío de material para plataforma- acopio.	128

Tabla 4.10 Costo unitario del acarreo cantera a plataforma-acopio	129
Tabla 4.11 Costo unitario de operación sin chancado	130
Tabla 5.1. Costos de Voladura con chancado y sin chancado	137
Tabla 5.2. Comparación de costos operacionales	138
Tabla 5.3. Ahorro por diferencia de costos	139

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Esfuerzo generador en función del tiempo a diferentes distancias del centro del barreno	19
Figura 2. Tipos de fisuras en las proximidades del barreno	21
Figura 3. Agrietamiento debido a la tracción generada por la onda reflejada	23
Figura 4. Parámetros de voladura en bancos	32
Figura 5. Parámetros geométricos de la voladura en bancos	39
Figura 6. Bloque teórico de roca asociado a cada barreno	41
Figura 7. Parámetros de perforación y directrices de cálculo	45
Figura 8. Perforación inclinada vs perforación vertical	47
Figura 9. Elementos de una cantera	64
Figura 10. Elementos de un banco	65
Figura 11. Dirección del frente de trabajo y de avance	67

Figura 12. Franja de explotación	67
Figura 13. Ángulo de talud final	68
Figura 14. Plano de ubicación	71
Figura 15. Incidencia de las unidades geológicas en el área de estudio	82
Figura 16. Columna estratigráfica	83
Figura 17. Bancos en construcción, mirando al este	92
Figura 18. Crawler drill modelo SD1300e	101
Figura 19. Muestra el momento inicial del primer disparo	113
Figura 20. Mirando hacia el norte, muestra los fragmentos más grandes (40 cm x 30 cm x 30), considerado como un mal disparo	114
Figura 21. Mirando hacia el oeste, muestra los fragmentos más grandes (40 cm x 30 cm x 30), considerado como un mal disparo	114
Figura 22. Mirando hacia el sur, muestra los fragmentos más grandes (40 cm x 30 cm x 30), considerado como un mal disparo	115
Figura 23. Cantera caliza	125
Figura 24. Muestra el momento inicial del segundo disparo	131
Figura 25. Muestra el resultado del disparo de la malla 2 x 2, con clastos menores a 15 cm, mirando al norte	131

Figura 26. Muestra el resultado del disparo de la malla 2 x 2, con
clastos menores a 15 cm, mirando al oeste

132

RESUMEN

En el proceso de explotación de los minerales auríferos de la mina Pucamarca de la empresa MINSUR, son requeridos materiales calcáreos para controlar la potencial generación de aguas ácidas en el botadero. Para el efecto, se ha puesto en explotación una cantera de caliza en las inmediaciones del yacimiento; el producto de la excavación es sometido a una clasificación y chancado para alcanzar la granulometría adecuada a su uso en la base del botadero de desmontes.

La voladura hoy en día es un tema que se ha estudiado a profundidad, siendo utilizada para diferentes fines. La presente tesis, plantea una optimización de los parámetros de perforación y voladura que se están empleando actualmente en la Cantera Caliza, con el objeto de fragmentar la roca de acuerdo a las especificaciones fijadas en el contrato de explotación y que se refleje en la disminución del costo asociado a la clasificación y chancado.

INTRODUCCIÓN

Una vez investigado el yacimiento de roca caliza, y constatada su viabilidad con la apertura de algún tajo piloto, se procede a llevar a cabo el proyecto minero. En éste, estarán incluidos el diseño de la cantera, la evaluación de las reservas explotables, la selección del método minero y los equipos de extracción a emplear, junto con la planificación de las labores y el emplazamiento de los botaderos de desmonte. Los materiales producidos en la cantera deben cumplir con las especificaciones técnicas, en nuestro caso lo principal es el tamaño: no más de 15 cm. Para el efecto se ha acondicionado un área de clasificación y chancado, cuyo funcionamiento incorpora un significativo incremento al costo de producción.

En la presente tesis se trata mediante un análisis obtener los parámetros operativos que sean lo suficientemente eficiente para mejorar el patrón de voladura que se está aplicando actualmente en la cantera, cumpliendo con las condiciones propuestas por MINSUR y así obtener una fragmentación adecuada para cumplir con las metas del contrato.

La demanda del recurso calcita ha sido provocada por la caracterización del material de desmonte, incluida en el EIA del Proyecto Pucamarca, mediante diversas pruebas:

- Pruebas estáticas (ABA o Conteo Ácido Base), para conocer el potencial de generación de acidez del material.
- El Potencial Neto de Neutralización (PNN) de las muestras indica que el material se encuentra en el rango de incertidumbre respecto al potencial de generación de acidez.
- Análisis Total de Roca (WRA), para conocer la mineralogía del material y qué elementos lo componen.

Los resultados de los análisis muestran que el material de desmonte posee valores altos de silicatos (>90% de SiO₂) y presenta pequeños porcentajes de azufre nativo.

La caracterización del material de desmonte fue tomada en cuenta para el desarrollo del diseño del depósito de desmonte. Asimismo, fue considerada para la elaboración de medidas específicas destinadas a la prevención, control y mitigación del potencial generador de acidez presente en este material.

Las medidas de manejo específicas son las siguientes:

- Se considera colocar una capa de caliza compactada previa a la colocación de la primera capa de desmonte, con la finalidad de que las infiltraciones provenientes del depósito, en caso de presentarse, no tengan características ácidas cuando sean recolectadas en el sistema de subdrenaje.
- Para asegurar que las infiltraciones no presenten características ácidas, durante la operación y formación de las capas de desmonte se introducirán capas de caliza triturada y compactada.

Para un tratamiento sistemático del tema, se considera pertinente presentar la información en el siguiente orden:

- El CAPÍTULO I, trata del Planteamiento de Problema, relativo a un mejoramiento de la fragmentación en la producción de material calcáreo.
- El CAPÍTULO II, trata de los fundamentos teóricos que dan sustento al diseño de canteras, el mecanismo de fragmentación de las rocas y los conceptos básicos de la voladura de rocas.

- El CAPÍTULO III, trata del Marco Metodológico en el que se describen las incidencias del costo operacional en cada uno de los elementos del ciclo de minado.
- El CAPÍTULO IV, trata de los resultados de la investigación, en él se realiza el análisis para la determinación de los nuevos parámetros de la voladura, los resultados de su aplicación y los costos asociados.
- En el CAPÍTULO V, trata del análisis y discusión de los resultados, en él se discuten la comparación de los resultados de la investigación aplicada.

Luego de las Conclusiones, Recomendaciones y Referencias Bibliográficas, se incluyen los Anexos y Planos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

En el proceso aplicado para la explotación de los minerales auríferos en el Proyecto Pucamarca de MINSUR se producen materiales estériles con potencial generación de aguas ácidas; por lo que, son requeridos materiales calcáreos para controlarlas. Para el efecto, se ha puesto en explotación una Cantera de caliza en las inmediaciones del yacimiento; el producto de la excavación es sometido a una clasificación y chancado para alcanzar la fragmentación adecuada a su uso en la construcción del botadero de desmonte. Considerando que, de acuerdo al plan de minado, el desmonte será trasladado directamente hacia el Botadero Norte ubicado en la quebrada Millune con capacidad de 14 Mt. El botadero, en su diseño, cuenta con una capa de caliza en su base y posterior a la colocación del desmonte se encapsulará, con caliza, evitando de esta manera cualquier riesgo de generación de aguas ácidas.

La principal característica, después de la ley del mineral calcáreo, es el tamaño que de acuerdo con el diseño del proceso implementado en el 'pad' no debe superar los 15 cm de diámetro. El diseño vigente de la malla de perforación, así como la cantidad de explosivos utilizados, hacen que la producción actual de la cantera supere largamente el diámetro especificado de fragmentos, obligando incluso a la aplicación de voladura secundaria que permita tamaños adecuados para su chancado. La evaluación detallada de la geología estructural y las características geomecánicas del macizo rocoso deben permitir encontrar la solución más adecuada al problema.

1.1.1 Antecedentes del problema

En marzo de 2013 se inició la etapa de explotación en la Cantera Caliza con el fin de abastecer de material calcáreo a los requerimientos del proceso de construcción del botadero norte, con el fin de neutralizar las aguas ácidas que probablemente se generarían por lixiviación de los sulfuros piritosos contenidos en los desmontes producidos en el tajo Checocollo.

La proximidad del depósito calcáreo, su magnitud y ley son favorables para abastecer por un periodo de año y medio, con una producción de 15000 m³ mensuales, con 270 000 m³ de reservas.

1.1.2 Problemática de la Investigación

Al inicio del periodo de explotación de la Cantera Caliza se presentaron problemas de cumplimiento de las metas fijadas en el plan de minado, principalmente como consecuencia de una deficiente fragmentación del material calcáreo, situación que obligó la instalación de una planta de chancado portátil con el consiguiente acarreo doble y el alargamiento temporal del ciclo de minado.

1.2 Formulación del problema

Problema general:

¿Se puede mejorar la producción en términos de calidad y cantidad optimizando la voladura en la Cantera Caliza de MINSUR?

Problemas específicos

¿Las características mineralógicas, estructurales y geomecánicas del yacimiento son favorables para el minado en cantera?

¿Es posible aplicar cambios a los parámetros de la malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación en la Cantera Caliza?

1.3 Justificación o importancia de la investigación

Los resultados de la investigación constituirán una contribución importante desde la ciencia y la tecnología para mejorar el desempeño de la Cantera Caliza. Los impactos y beneficios esperados son.

- Mejoramiento de la fragmentación de los materiales calcáreos producidos.
- Disminución del costo de producción por m³.

1.4 Alcances y limitaciones

Alcances:

1. El presente estudio explorará las alternativas de solución al problema de la deficiente fragmentación del material calcáreo en la Cantera Caliza de MINSUR.
2. La investigación abarca únicamente a la empresa contratista encargada de la explotación de la Cantera Caliza de MINSUR y cuyas metas de producción superan el límite establecido para emprendimientos de la pequeña minería.

Limitaciones:

1. La carencia de resultados de las actividades prospección y exploración que permitan una cabal estimación de reservas.
2. La carencia de sustento técnico, por parte de la contratista, para el modelo de malla de perforación y voladura aplicado originalmente.

1.5 Objetivos

1.5.1 Objetivo general

Mejorar la producción analizando y modificando los parámetros de voladura en la Cantera Caliza de MINSUR.

1.5.2 Objetivos específicos

- Las características mineralógicas, estructurales y geomecánicas del yacimiento Caliza son favorables para el minado en cantera.
- La aplicación de cambios en los parámetros de la voladura mejora la fragmentación en la Cantera Caliza.

1.6 Hipótesis de la investigación

Hipótesis general:

Se optimiza la voladura para mejorar la fragmentación de material calcáreo en la Cantera Caliza de MINSUR.

Hipótesis específicas:

Las características geomecánicas de las calizas y su entorno son favorables para la aplicación del método de explotación en canteras.

La aplicación de cambios en los parámetros de la voladura permite mejorar la fragmentación de material calcáreo en la Cantera Caliza.

1.7 Variables de estudio**Variables:**

- Variable independiente: Diseño de la voladura.
- Variable dependiente: Fragmentación del material calcáreo.

Indicadores:

- Metros perforados.
- Factor de carga.
- Costo operativo.

1.8 Diseño metodológico de la investigación

1.8.1 Tipo y diseño de investigación

Se trata de un proyecto de nivel exploratorio, en tanto que no existen en el mercado rocas carbonatadas. Y desde el punto de vista del diseño las estrategias que se adoptan, pasan sucesivamente de una investigación de campo a una investigación experimental.

1.8.2 Población y muestra de estudio

La población está constituida por el total de las reservas minables en la Cantera Caliza y la muestra está constituida por la producción diaria de la Cantera Caliza.

1.8.3 Técnicas y métodos de trabajo

MÉTODO

- Descriptivo analítico

NIVEL

- Descriptivo

TÉCNICAS

- Observación.
- Listas de verificación.
- Prueba-error.

1.8.4 Recolección de datos

Mediante muestreo sistemático de los horizontes más competentes de los yacimientos.

1.8.5 Procesamiento y análisis de datos

Tomando como referencia los estándares del mercado.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes teóricos

Hay diversas técnicas para el arranque de las rocas. En el Perú se utiliza tanto en excavaciones subterráneas como a cielo abierto la voladura con explosivos.

Pedro-Alexandre y otros (2006), en el fascículo titulado **Análisis del Diseño de Voladura con Cargas Compactas en la cantera de áridos El Cacao**, sostienen que “durante las voladuras primarias en la cantera de áridos El Cacao se obtiene un alto porcentaje de pedazos con dimensiones superiores a los admitidos por los eslabones siguientes de la cadena tecnológica, lo que provoca la necesidad de la fragmentación secundaria, trayendo esto aparejado numerosos inconvenientes, el encarecimiento de las labores y el incremento del costo de producción. Para un diseño racional de las voladuras se requiere conocer las propiedades físicas de las rocas así como la acción

de la explosión en el medio”.

Hernández Jatib y otros (2013), en el documento **Procedimiento para la Elección del Método de Arranque de la roca en las Canteras de Áridos**, proponen un procedimiento que tiene en cuenta los criterios de excavación más importantes a considerar en la explotación de las canteras, el mismo incluye los factores que inciden en el método de arranque de las rocas como el análisis estructural del macizo donde se determinan las estructuras y formas de yacencia de las mismas, la caracterización geomecánica del macizo rocoso en el cual se analizan las propiedades físico-mecánicas de las rocas como densidad, porosidad, resistencia a la compresión uniaxial y los índices de calidad como el RQD y RMR; toda la información se integra en un sistema de información geográfica para la delimitación de dominios geomecánicos a partir de los cuales se determinan los métodos más racionales de arranque como escarificación dura, escarificación extremadamente dura o arranque con martillo hidráulico y voladura.

La tesis de Guamán García y otro (2013), “investiga las

propiedades geomecánicas y la calidad del macizo rocoso en la cantera Las Victorias sector El Descanso, cuyos resultados permiten obtener una visión realista del estado actual del macizo rocoso. Consiste en emplear una metodología de investigación que consta de trabajos analíticos y experimentales. Para su elaboración se realizaron investigaciones de campo, ensayos de laboratorio, procesamiento y análisis de los parámetros geomecánicos”.

Por otro lado, Caguana Gutiérrez y otro (2013) indican que “la voladura hoy en día es un tema que se ha estudiado a profundidad, siendo utilizada para diferentes fines. La presente monografía expone una optimización de los parámetros de perforación y voladura que se están empleando actualmente en la cantera Las Victorias, con el objeto de fragmentar la roca para su posterior comercialización. Los parámetros propuestos parten del análisis de diferentes métodos de cálculo, siendo estos: El método de proporcionalidad, el método propuesto por López-Jimeno, el método de Langefords, el método Sueco y el método de Konya, además utilizando el modelo Kuz-Ram para estimar el tamaño de la fragmentación producto de la voladura. En tal caso, se dedujo

que el método propuesto por López-Jimeno es el más idóneo para el cálculo de un adecuado patrón de voladura”.

Es así que, en nuestro país, existe un sin número de canteras que utilizan la voladura como principal técnica de arranque de las rocas, el cálculo y las consideraciones en cuanto a las propiedades de la roca y el macizo se basan principalmente en aplicar un patrón de voladura obtenido experimentalmente y obtener un tamaño de fragmentación adecuado a los requerimientos de la chancadora o del usuario final.

La primera fase de la optimización del patrón de perforación y voladura consiste en comprender los mecanismos de fragmentación de la roca más adecuados para el macizo rocoso sujeto al estudio. Con ello, es de vital importancia conocer cuál es el objeto que se pretende con la voladura, en el presente caso, la voladura a aplicar tiene el objeto de obtener material calcáreo con una granulometría menor de 15 cm de arista.

2.2 Mecanismo de fragmentación de la roca

En la detonación de un explosivo podrían diferenciarse dos fases:

- Una primera fase, representada por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad, característica representativa en gran medida del poder rompedor del explosivo, y
- Una segunda fase, representada por la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura.

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un barreno y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al barreno esa onda de detonación produce un efecto de compresión al llegar al mismo, pero al sobrepasarlo, ese esfuerzo se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3 000 y 5 000 m/s.

Este cambio de compresión a tracción puede representarse

mediante la Figura 1, para el caso de un barreno perforado en una masa rocosa sin cara libre. La resistencia a tracción de la roca es del orden de 10 a 100 veces menor que su resistencia a compresión. Será más fácil, por tanto, producir su rotura por un efecto a tracción.

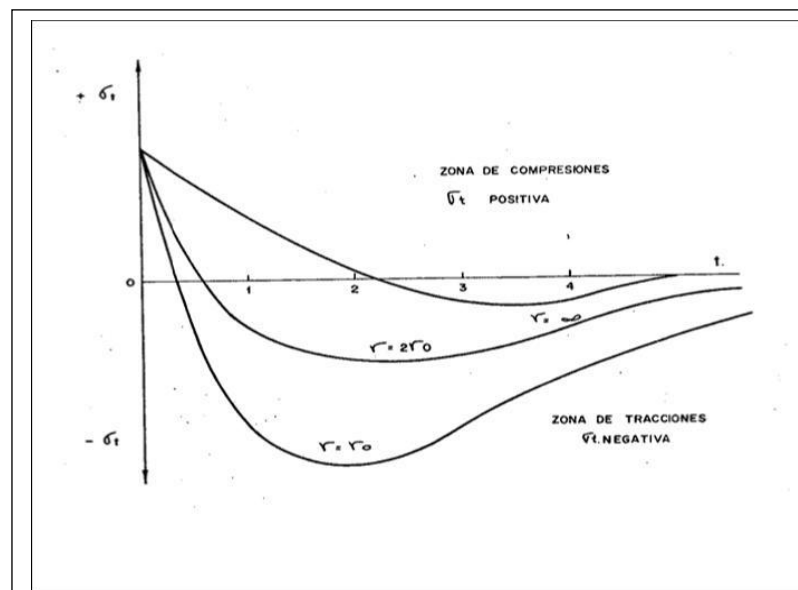


Figura 1: Esfuerzo generador en función del tiempo a diferentes distancias del centro del barreno

Fuente: Bernaola y otros (2013)

Con esta consideración puede decirse que la fragmentación de la roca se debe a estos dos fenómenos:

- Reflexión de las ondas de compresión
- Expansión de los gases

Cuando una onda de compresión llega desde un medio de mayor impedancia característica a otro de menor impedancia, parte de ella se transmite a éste como onda de compresión, pero otra parte se refleja hacia atrás como onda de tracción.

Se entiende por impedancia característica (Z) el producto de la densidad del medio (ρ) por la velocidad de propagación de la onda en el mismo (c). Así, se puede diferenciar entre impedancia característica de la roca y del explosivo:

A. La impedancia de la roca es:

$$Z_{Roca} = \rho_{Roca} \times c_{Roca} \quad (\text{Ec. 2.1})$$

Siendo:

ρ : densidad de la roca

c : Velocidad de propagación de las ondas en la roca

De manera genérica, puede decirse que, cuanto más blanda es la roca, la velocidad de propagación de las ondas es menor.

B. La impedancia del explosivo es:

$$Z_{\text{Explosivo}} = \rho_{\text{Explosivo}} \times c_{\text{Explosivo}} \quad (\text{Ec. 2.2})$$

Donde:

ρ : densidad del explosivo

c : Velocidad de detonación del explosivo

Para observar el mecanismo de fracturación de la roca, se puede realizar un ensayo consistente en la detonación de un único barreno, sin ningún tipo de cara libre, de modo que se concluye que en la zona anexa al barreno se han producido los siguientes fenómenos (Figura 2).

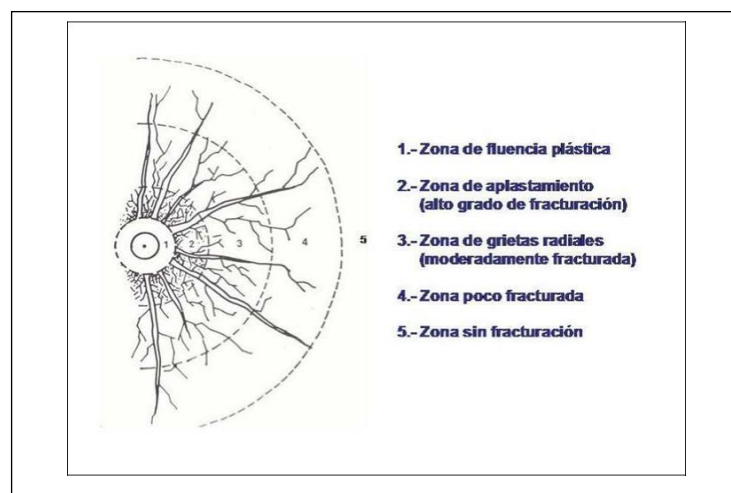


Figura 2: Tipos de fisuras en las proximidades del barreno

Fuente: Bernaola y otros (2013)

- Ensanchamiento del barreno por rotura plástica de la roca, motivado por el efecto de compresión de la onda de detonación.
- Creación de fisuras (a veces microfisuras) generadas por ese efecto de tracción de la onda de detonación. Estas fisuras son de tipo radial y a veces muy difíciles de observar.

Esta primera etapa es básica para la rotura de la roca. En ella es empleada la parte de energía del explosivo que corresponde a la onda de detonación y que no alcanza valores superiores al 10% de la energía total del explosivo, ni aún en el caso de explosivos de elevado poder rompedor.

En el caso de existencia de una cara libre en las proximidades del barreno, la onda de choque será reflejada en esa superficie, produciendo sobre ella un esfuerzo de tracción, encontrando la roca una libertad de desplazamiento que permite la ampliación del radio fisurado y el desconchamiento de la roca en esa cara libre en tanta mayor profundidad cuanto mayor es la carga y su grado de confinamiento, mayor potencia y poder

rompedor del explosivo y menor es la distancia a la cara libre.

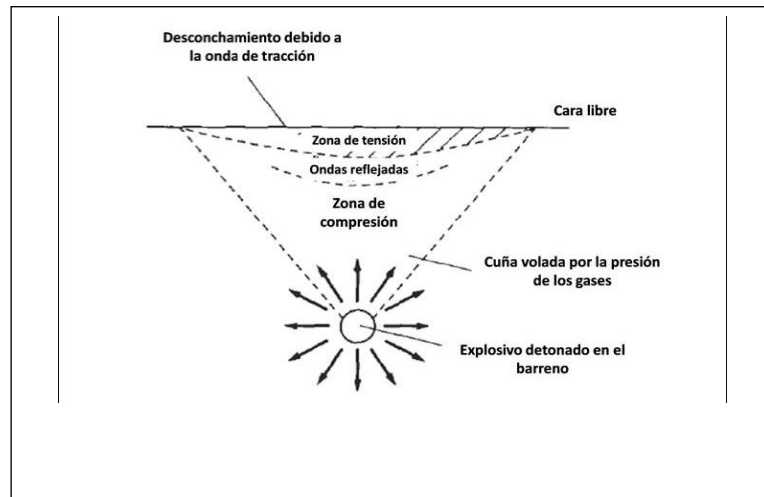


Figura 3: Agrietamiento debido a la tracción generada por la onda reflejada

Fuente: Bernaola y otros (2013)

A esta primera fase de formación de grietas y desconchamiento le sigue una segunda fase, más lenta, en la cual los gases del explosivo a elevada presión y temperatura penetran por estas fisuras originalmente creadas por la onda de detonación, abriéndolas totalmente y lanzando la roca hacia adelante en su frente libre.

2.2.1 Factores que influyen en el mecanismo de rotura de la roca

Dentro del mecanismo de rotura de la roca son diversos los factores que tienen influencia directa en la fracturación del macizo rocoso, pudiendo distinguirse efectos diferentes. Los diferentes factores pueden diferenciarse entre factores intrínsecos a la roca, o bien, factores propios de los explosivos a utilizar.

Si bien, en una voladura no es posible actuar sobre los primeros (el macizo rocoso), el éxito de los resultados de una voladura pasará siempre por escoger el mejor explosivo para cada tipo de roca.

Surge en muchas ocasiones el debate en determinar cuál es el mejor tipo de explosivo, existiendo diversidad de opiniones, pero la dificultad no viene en escoger el mejor explosivo, sino en escoger el explosivo más adecuado para el macizo rocoso a volar.

2.2.2 Influencia de las características de la roca

Las rocas responden de forma muy diferente a la onda de detonación del explosivo en lo que respecta a la primera etapa de formación de fisuras, primordial y origen del fenómeno de rotura y fragmentación.

Generalmente se relaciona la volabilidad de una roca con su dureza. Una roca más dura exige una mayor cantidad de explosivo para ser volada. Esto no es exacto pues además del término dureza se debe incluir el aspecto fragilidad.

Una roca dura pero frágil (cuarcita por ejemplo) responde muy bien a esa onda primaria y en consecuencia sobre ella se producen importantes fisuras que en la segunda etapa del trabajo de los gases de explosión son ampliadas. La roca arranca y fragmenta fácilmente.

En el extremo opuesto, una roca blanda elástica absorbe la onda de detonación deformándose sin fisurarse y

en consecuencia la actuación de los gases del explosivo en la segunda etapa queda disminuida. Un ejemplo muy ilustrativo de estos extremos se presenta en el uso de cargas de explosivo adosadas a rocas para su taqueo.

En este caso el trabajo de los gases es nulo pues la carga no se encuentra confinada. Su rotura se debe tan solo a la energía cedida a la roca por efecto de la onda de choque.

Tabla 2.1. Rango de resistencia a la compresión por tipo de roca

Tipo de Roca	Resistencia a la compresión (kg/cm²)
Caliza terrosa blanda	130 - 250
Caliza grano medio	400 -450
caliza dura grano fino	700 - 1200
Pizarras	120 - 200
Cuarcitas	400 - 600
Granitos	900 - 1800
Basaltos	400 - 900

Fuente: Bernaola y otros (2013)

Tabla 2.2. Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura

Estratificación	Posibles efectos	
Buzamiento hacia el frente	Sobreexcavación en cresta de banco	
Buzamiento hacia atrás del frente	Posible repié	
Paralela a los estratos	Estratos de distinta dureza: frente irregular	
Perpendicular a los estratos	Dirección óptima de salida de la voladura	

Fuente: Bernaola y otros (2013)

Las rocas extremadamente duras pero frágiles rompen bien mientras que las rocas blandas elásticas apenas son

fragmentadas. Otro aspecto importante de la roca es la relación con la forma de rotura, que se explica por su configuración o estratificación, que es propia del macizo rocoso.

La existencia de planos de discontinuidad, fisuras en la propia roca, o su formación en estratos facilita la labor de actuación de los gases de voladura al trabajar en ellas, además de sobre las creadas por la propia onda de detonación (Véase la Tabla 2.2).

Esta existencia preliminar de fisuras puede ser una ventaja si se presentan en forma, dimensiones y situación en el espacio que coincidan con la granulometría que se desea obtener en la voladura. En caso contrario, representarían un notable inconveniente.

2.2.3 Influencia de las características de los explosivos

Cada tipo de explosivo tiene una formulación diferente que le proporciona un comportamiento también diferente

cuando es iniciado de manera adecuada. Aquellos parámetros que tienen mayor influencia en el mecanismo de fragmentación de la roca se detallan a continuación.

- **Presión de detonación**

De acuerdo con la expresión de cálculo de la presión de detonación, las presiones de detonación más elevadas corresponden a explosivos de alta densidad y crece además con el cuadrado de la velocidad de detonación. Siendo esta presión de detonación responsable de esa fisuración inicial, se puede observar que la misma ha de ser más efectiva para explosivos muy rompedores.

- **Volumen de gases**

Al igual que para la etapa de fisuración un explosivo de alta velocidad de detonación, la segunda etapa en la rotura de la roca depende en mayor grado del volumen de gases producido por el explosivo.

- **Impedancia**

La onda de detonación se transmite tanto mejor a la roca cuando más se acerca la impedancia del explosivo a la de la roca.

Para escoger el explosivo más adecuado, se debe igualar la impedancia de la roca con la del explosivo, de lo que se deduce que rocas blandas precisan explosivos de menor velocidad de detonación mientras que rocas duras precisan explosivos de alta velocidad de detonación.

2.3. Conceptos básicos en el diseño de voladuras en banco

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

Con esta definición no se especifica en dónde tiene lugar la voladura, siendo posible la ejecución de voladuras bien a cielo abierto o bien en interior (en trabajos subterráneos), teniendo cada una características diferentes. Además, en dicha definición se introducen varios conceptos que se desarrollarán de aquí en adelante, como son, entre otros:

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

2.3.1 Parámetros de las voladuras en banco

Antes de introducir cada uno de los conceptos anteriores es necesario establecer las definiciones de aquellos conceptos que se van a emplear de aquí en adelante en el desarrollo del diseño de voladuras. De este modo, para una voladura a cielo abierto se pueden definir, entre otros conceptos, los siguientes:

- **Banco:** lugar donde se ubican los barrenos de voladura que viene definido por la planificación establecida así como el método de explotación.

- **Altura de banco:** Distancia vertical entre dos bancos adyacentes.
- **Ángulo del frente:** ángulo del talud definido entre dos bancos adyacentes. Puede expresarse bien con respecto a la vertical, o bien respecto a la horizontal.
- **Burden:** Distancia entre el barreno y la cara libre.
- **Espaciamiento:** Distancia entre dos barrenos adyacentes en la misma fila.

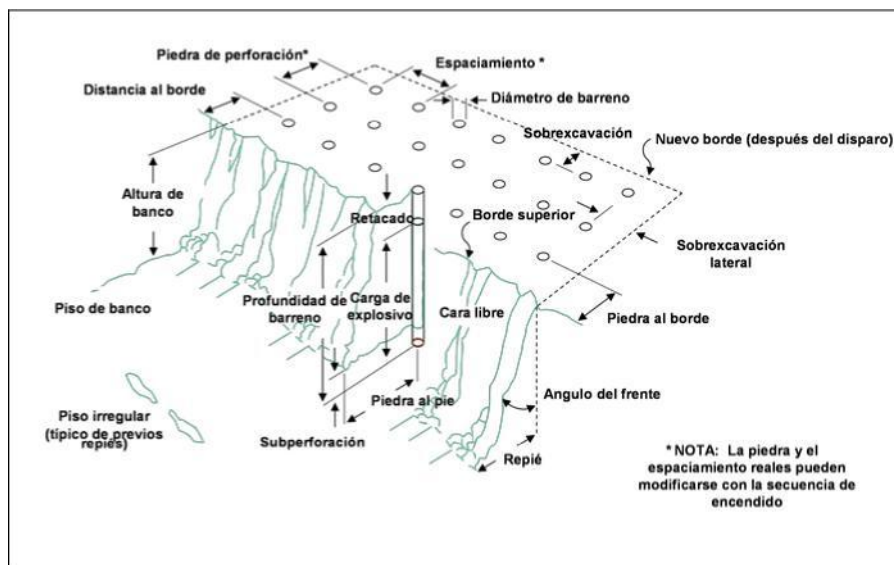


Figura 4: Parámetros de voladura en bancos

Fuente: Bernaola y otros (2013)

En la Figura 4 se representan gráficamente los conceptos definidos.

2.3.2 Factores que afectan al diseño de la voladura

El Diseño de Voladura es una técnica que se basa en la aplicación de cálculo en un medio heterogéneo, en el cual los resultados obtenidos pueden influir en gran medida en el desarrollo del método de explotación.

Así, es importante destacar que para saber si los resultados de una voladura son buenos o no, es necesario saber qué es lo que iba buscando cuando se diseñó la misma. Se puede decir que una voladura ha sido realizada con éxito si los resultados obtenidos coinciden con el objetivo buscado.

El objetivo de una voladura, de acuerdo a la definición establecida al principio del capítulo es aquella en la que se buscan unos resultados en fragmentación y desplazamiento, además, de no afectar a elementos ajenos a la voladura.

Para lograr este objetivo, y evaluar el correcto rendimiento de una voladura se deben tener en cuenta tres factores fundamentales que son clave en un correcto diseño y control, que son:

- **Una correcta cantidad de energía.** Para lograr los resultados deseados hace falta la cantidad de explosivo adecuada en cada caso.
- **Una correcta distribución de energía.** El explosivo es un producto que implica la transformación de energía química en energía mecánica, de modo que una mala distribución puede dar lugar a una fragmentación no deseada o bien, a concentraciones de energía tales que afecten a elementos ajenos a la misma.
- **Un correcto confinamiento de energía.** Para que el explosivo trabaje correctamente es necesario que los gases generados estén confinados en el barreno, de modo que la pérdida de energía por este hecho sea mínima.

Así se obtienen tres conceptos que están íntimamente relacionados entre sí, de modo que la falta de uno de ellos, hace que el rendimiento obtenido no corresponda con el deseado.

2.3.2.1 Factores geométricos

Dentro de los factores controlables de las voladuras pueden considerarse aquellos factores que están directamente relacionados con el método de explotación, de modo que se pueden definir a medida de los resultados buscados.

Estos son:

- Diámetro del barreno, o de la carga
- Altura de banco
- Longitud de barreno
- Inclinação de barreno
- Número de barrenos
- Distribución de los barrenos

2.3.2.2 Factores inherentes a la roca

A diferencia de los factores anteriores, y como se ha descrito anteriormente, el macizo rocoso es un medio heterogéneo por definición. Así, existen parámetros que no se pueden controlar, pero que sí es imprescindible tener en cuenta para la obtención de un rendimiento óptimo de voladura. Entre estos factores se encuentran los siguientes:

- Densidad de la roca
- Resistencia o dureza de la roca
- Velocidad sísmica del macizo rocoso

2.3.2.3 Factores inherentes al explosivo

Con los factores anteriores, bien controlables, bien impuestos, existen otro conjunto de factores sobre los que es necesario actuar para el diseño de una voladura. Estos son

los factores inherentes al explosivo empleado, que son los siguientes:

- Densidad del explosivo
- Velocidad de detonación
- Presión de detonación
- Potencia del explosivo
- Carga de explosivo
- Secuenciación de la voladura.

2.3.3 Voladura en bancos

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

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

La geometría de los barrenos en voladuras en banco tiene varias características entre las que se puede destacar la “sobreperforación” (J), que es la prolongación de la longitud de perforación por debajo del piso teórico de explotación. Esta sobreperforación viene motivada por la existencia de un mayor confinamiento en la parte inferior del banco a explotar, de modo que se aumenta la energía en dicha zona, para evitar que se genere una zona deficitaria de energía y que origine un “repié” en la cota del piso.

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

De acuerdo con lo expuesto, a cada barreno de longitud "L" le correspondería teóricamente el arranque y fragmentación de un bloque de roca paralelepípedo de base B x S y altura H.

La longitud del barreno vendría dada por:

$$L = (H + J) / \cos \alpha \quad (\text{Ec. 2.3})$$

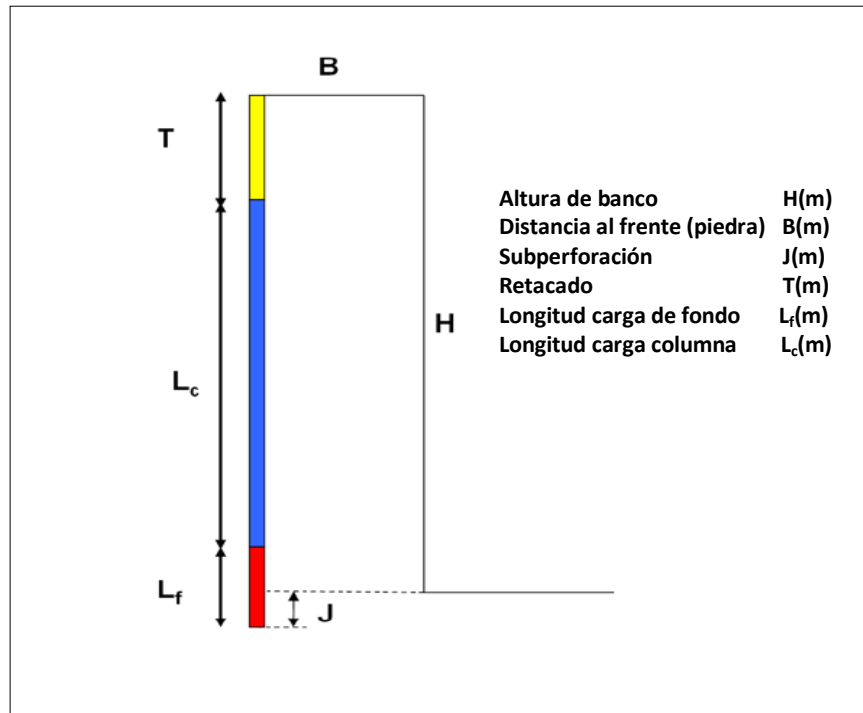


Figura 5: Parámetros geométricos de la voladura en bancos

Fuente: Bernaola y otros (2013)

Y se puede definir el "rendimiento de la perforación" "R", expresado en m^3/m , como el volumen de roca arrancado por cada metro lineal de perforación:

$$R = \frac{B \cdot S \cdot H}{L} = \frac{B \cdot S \cdot H \cdot \cos \alpha}{H + J} \quad (\text{Ec. 2.4})$$

Este factor, multiplicado por la velocidad de perforación, determinará la capacidad de arranque del equipo de perforación.

La sobreperforación aconsejable "J" será lógicamente función del grado de exactitud de las mediciones realizadas y de la dificultad que ofrezca la roca para su arranque. Sin embargo, es práctica común considerar

$$J = 0,3 \cdot B \quad (\text{Ec. 2.5})$$

En el paralelepípedo de altura "H" arrancado por cada barreno cabe distinguir al menos tres zonas diferentes.

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

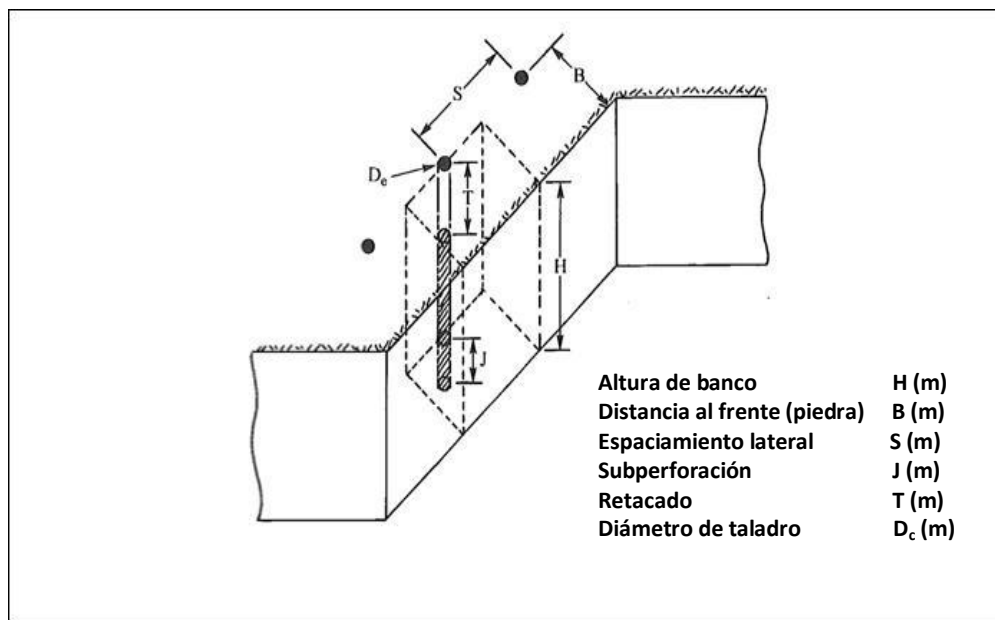


Figura 6: Bloque teórico de roca asociado a cada barreno

Fuente: Bernaola y otros (2013)

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

Por último, la parte más alta tendría la función de retener, al menos durante un corto espacio de tiempo, los gases producidos en la explosión para dirigir la acción de los mismos hacia la fragmentación de la roca. A esta zona le

corresponde la longitud de barreno "R", denominada "retacado", que se deja sin cargar y se rellena normalmente con material inerte. Este material suele ser el propio detritus de la perforación, aunque se obtienen mejores resultados con el uso de gravilla como material de confinamiento.

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

En principio, existen por tanto en el barreno dos cargas con misiones bien diferenciadas:

- La carga de fondo, generalmente de mayor concentración y potencia, necesaria para el arranque del pie de banco.
- La carga de columna, que puede tener una menor concentración y potencia, suficientes para el arranque de la parte superior.

Los explosivos más densos y potentes (dinamitas, hidrogeles, emulsiones, etc.) serían, por tanto, adecuados para carga de fondo, en tanto que aquéllos menos densos y de menor potencia (ANFOS, emulsiones, etc.), serían más útiles como carga de columna. El empleo de un tipo de explosivo u otro vendrá siempre definido por las condiciones geológicas de la roca, así como por el campo de aplicación de cada uno de los explosivos considerados.

Pero, lógicamente, la diferenciación entre carga de fondo y de columna será tanto más clara cuanto más dura y sana sea la roca. En tal caso será máxima la dificultad para arrancar el pie de banco. En cambio, con una roca blanda, con un bajo grado de fijación al terreno, la carga de fondo puede no diferenciarse sensiblemente de la de columna, pudiendo emplear incluso el mismo tipo de explosivo en ambas cargas.

Es obvio que no todo el explosivo del barreno contribuye en la misma medida al arranque del pie de banco. Lógicamente aquel explosivo situado más próximo a

la cota de la rasante, lo hará en mayor medida que el situado sensiblemente más arriba. Algunas investigaciones realizadas sobre modelos a escala parecen indicar que el grado de eficiencia de la carga de fondo como tal, es máximo hasta una altura de aproximadamente $0,3B$ sobre la rasante y que disminuye progresivamente hasta una altura B sobre el pie de banco, a partir de la cual, su contribución al arranque de la cota del piso es prácticamente nula.

Una propuesta razonable sería entonces, considerar como carga de fondo aquella cuyo centro de gravedad quedase a la altura de la rasante del pie de banco. En tal caso, si la sobre perforación quedaba a cota $-0,3B$, la carga de fondo será aquella comprendida entre dicha cota y la $+0,3B$.

En cuanto a la altura de banco, según lo anteriormente expuesto, si $H < B$ se estaría ante una voladura en cráter con salida hacia arriba. Si $H < 1,3B$, la práctica totalidad de la carga sería carga de fondo. A partir de este valor, la relación entre carga de fondo y carga de columna

sería tanto menor cuanto mayor sea la altura de banco, Ello, en principio, puede parecer interesante desde un punto de vista económico. Sin embargo, bancos excesivamente altos dan lugar a desviaciones en la perforación que alteran sustancialmente el esquema inicialmente previsto y dificultan el control de la voladura. Por esta razón, la altura de banco rara vez supera el valor 5B en barrenos de pequeño diámetro y el valor 3B en barrenos de gran diámetro.

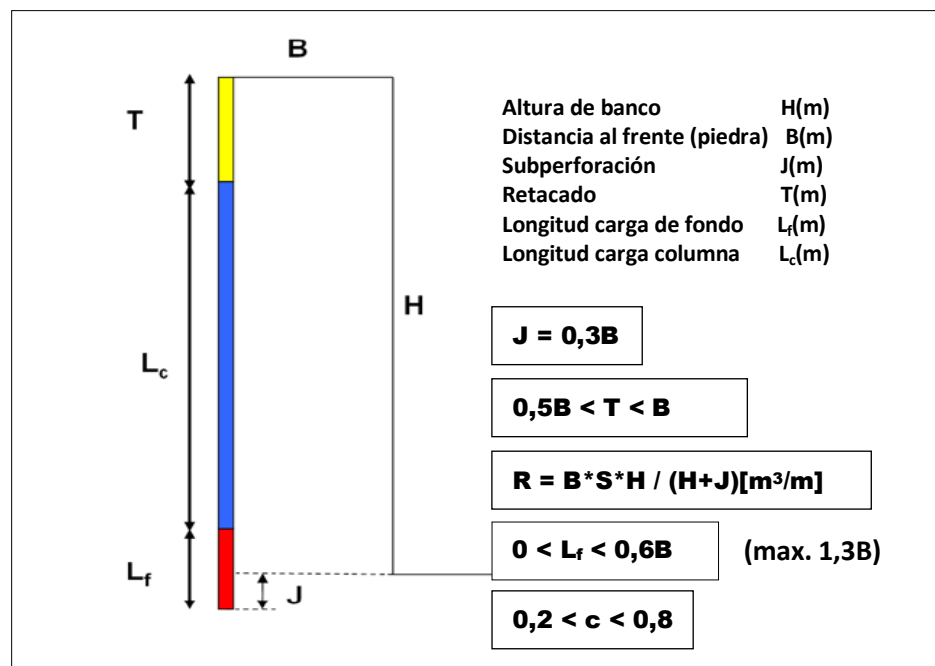


Figura 7: Parámetros de perforación y directrices de cálculo

Fuente: Bernaola y otros (2013)

A modo de resumen, puede decirse que la geometría del barreno viene determinada básicamente por el diámetro de perforación, y, en función de dicho parámetro se pueden establecer directrices para el resto de los parámetros de perforación, de acuerdo a la Figura 7

2.3.3.1 Influencia del ángulo de perforación en la voladura

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

Ambas opciones tienen ventajas e inconvenientes, que deben valorarse en cada caso. Si bien, a priori, como se ha descrito anteriormente, la disposición de los barrenos deben ser paralelos al frente de voladura, de manera general este tendrá cierto ángulo de inclinación, para asegurar la estabilidad del

mismo, en función de sus propiedades geotécnicas. En cambio, existen casos en los que la perforación vertical mejora el rendimiento global de la voladura.

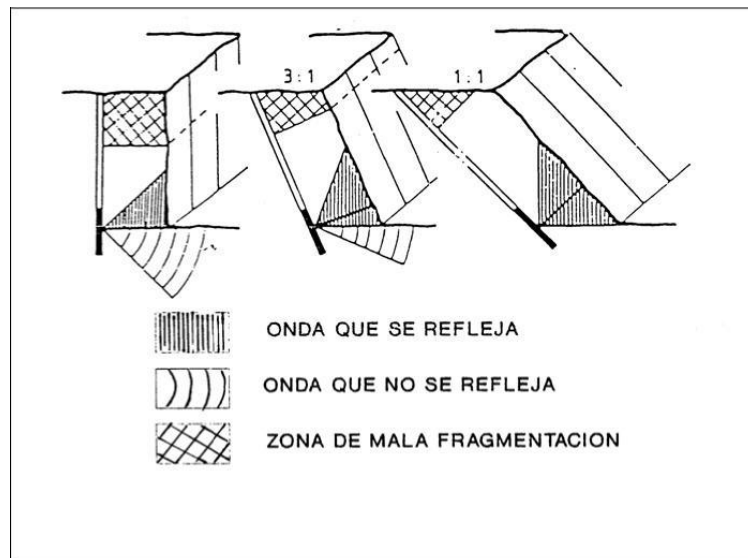


Figura 8: Perforación inclinada vs perforación vertical

Fuente: Bernaola y otros (2013)

La disposición de la carga de fondo en un barreno inclinado favorece un mejor aprovechamiento de su energía al reducir la porción de la misma que se pierde en vibraciones por debajo del pie de banco y sin encontrar una

superficie libre de reflexión. Esto permite, en general, utilizar una malla más amplia con la consiguiente reducción en el consumo de explosivo. Disminuye también la zona de influencia del retacado, zona en la que normalmente suelen aparecer sobretamaños y puede perjudicar algo la fragmentación.

Por otra parte, entre las desventajas de la perforación inclinada se puede destacar un incremento del consumo de fungibles en la perforación y una mayor dificultad para asegurar la correcta alineación de los barrenos.

En definitiva, según sea el explosivo o la perforación el factor de mayor incidencia en el coste total de la operación, el diseño de voladura será necesario realizarlo por una u otra alternativa.

2.3.3.2 Fórmulas de cálculo de esquemas de voladura en banco

Muchas son las fórmulas propuestas por distintos autores para el cálculo del esquema o malla de perforación en las voladuras en banco. Todas ellas manejan uno o varios de los factores vistos anteriormente, denominados factores geométricos, inherentes a la roca e inherentes al explosivo.

El problema que surge en el cálculo de voladura es que no todos estos parámetros pueden determinarse con igual facilidad y grado de precisión. Además, algunos de ellos, como la potencia del explosivo y la dureza de la roca, son conceptos genéricos que admiten interpretaciones diversas.

Por ello, se presentan tres enfoques para el cálculo de mallas de voladura en banco:

d. Enfoque de Langefors (1963)

Langefors y Kihlstrom proponen la siguiente expresión para calcular el valor de la piedra Máxima “Bmax”

$$B_{max} = \left(\frac{D}{33} \right) * \sqrt{\frac{P*S}{C*F*EV}} \quad (\text{Ec. 2.6})$$

Donde :

D: diámetro de perforación en mm

P: grado de retardo, que es la cantidad de carga en kg/dm³ del volumen nominal del tiro

S: Potencia relativa en Peso del explosivo y está entre 1 – 1,4

F: grado de fijación de los tiros. Depende de la inclinación de los tiros.

F = 1 Tiro vertical

F = 0,9 Tiros de 70 grados

F = 0,85 Tiros de 63 grados

C: constante específica de la roca. Es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ de roca, normalmente en voladuras a cielo abierto y rocas duras se toma

$$C = 0,4$$

Este valor se modifica de acuerdo con:

$$B = 1,4 - 1,5 \text{ m} \quad c = C + 0,75$$

$$B < 1,4 \text{ m} \quad c = 0,07 / B + C$$

EV : Relación Espaciamiento – Burden y puede estar entre 1 a 2

Profundidad del taladro (m)

$$H = (L + J) / \text{Sen } \alpha \quad (\text{Ec. 2.7})$$

α = inclinación del hoyo respecto a la horizontal

Burden Práctico (metros)

$$B1 = B * (1 - 0,03 * L) \quad (\text{Ec. 2.8})$$

Para voladuras con filas múltiples

$$B1 = B - 0,5 * L \quad (\text{Ec. 2.9})$$

Para voladuras con una fila

Concentración de Carga de Fondo (kg/m)

$$Q_{bk} = P * (D / 36)^2 \quad (\text{Ec. 2.10})$$

Espaciamiento (m)

$$S = EV * B \quad (\text{Ec. 2.11})$$

Largo carga de Fondo (m)

$$H_b = 1,3 * B \quad (\text{Ec. 2.12})$$

Taco (m)

$$T = B1 \quad (\text{Ec. 2.13})$$

Concentración carga Columna (kg/m)

$$Q_{pk} = 0,5 * Q_{bk} \quad (\text{Ec. 2.14})$$

Carga de Fondo (kg)

$$Q_b = H_b * Q_{bk} \quad (\text{Ec. 2.15})$$

Carga de Columna (kg)

$$Q_p = H_p * Q_{pk} \quad (\text{Ec. 2.16})$$

e. Enfoque de Ash

Consiste en aplicar, para el diseño de una voladura en banco cinco relaciones asociadas a la determinación del burden, la profundidad del taladro, la sobreperforación, el taco y el espaciamiento:

Burden

$$B = K_b * D * 0,0254 \quad (\text{Ec. 2.17})$$

B = Burden Máximo en metros

D = diámetro del taladro en pulgadas

K_b = depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado (Tabla 2.3.).

Tabla 2.3 Valores de Kb				
TIPO DE EXPLOSIVO	DENSIDAD (g/cm ³)	CLASE DE ROCA		
		BLANDA	MEDIA	DURA
Baja densidad y potencia	0,8 a 0,9	30	25	20
Densidad y potencia medias	1,0 a 1,2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1,2 a 1,6	40	35	30

Fuente: Exsa (2005)

Profundidad del taladro

$$L = K_I * B \quad (\text{Ec. 2.18})$$

L : Profundidad del taladro en metros

K_I: varía entre 1,5 y 4.

Espaciamiento

$$E = K_e * B \quad (\text{Ec. 2.19})$$

E = Espaciamiento en metros

K_e = 2,0 para iniciación simultánea de taladros.

K_e = 1,0 para taladros secuenciados con retardos largos.

K_e = 1,2 a 1,8 para taladros secuenciados con retardos cortos.

Longitud de taco

$$T = K_t * B \quad (\text{Ec. 2.20})$$

T: taco en metros

K_t = entre 0,7 y 1,6.

Sobreperforación

$$SP = K_s * B \quad (\text{Ec. 2.21})$$

SP = Sobreperforación en metros

K_s = entre 0,2 y 1,0.

El burden se mantiene para la primera y demás filas de taladros con salidas paralelas, pero se reduce cuando los taladros se amarran en diagonal (Corte "V" y Echelón).

f. Enfoque de López Jimeno para voladura en banco de pequeño diámetro

Se denominan voladuras de pequeño diámetro a aquellas que se encuentran en el rango de 65 mm a 165 mm de diámetro de

perforación y sus aplicaciones más importantes son: explotaciones de canteras, excavaciones de obras públicas y minería a cielo abierto de pequeña escala.

Las cargas de explosivos son cilíndricas alargadas con una relación “ $l/D > 100$ ” y se realizan generalmente con dos tipos de explosivos, uno por cargo de fondo y otro para la carga de columna.

Diámetro de perforación

La elección del diámetro de los barrenos depende de la producción horaria, o ritmo de excavación y de la resistencia de la roca.

Tabla 2.4.

Hay que tener presente que los costos de perforación disminuyen en la mayoría de los casos con el aumento de diámetro.

Tabla 2.4. Producción horaria media

DIÁMETRO DEL BARRENO(mm)	PRODUCCIÓN HORARIA MEDIA (m³b/h)	
	Roca Blanda Media <120MPa	Roca Dura-Muy Dura >120MPa
65	190	60
89	250	110
150	550	270

Fuente: IGME (1987)

Altura de banco

La altura de banco está en función del equipo de carga y del diámetro de perforación. Las dimensiones recomendadas teniendo en cuenta los alcances y características de cada grupo de máquinas se recogen en la Tabla 2.5.

Por cuestiones de seguridad, la altura máxima aconsejada en minas y canteras es de 15 m y solo para aplicaciones especiales, como en voladuras para escollera se deben alcanzar altura de 20 m.

Tabla 2.5. Altura de banco		
ALTURA DE BANCO H(m)	DIÁMETRO DEL BARRENO D(mm)	EQUIPO DE CARGA RECOMENDADO
8 a 10	65 a 90	Pala de ruedas
10 a 15	100 a 150	Excavadora hidráulica o de cables

Fuente: IGME (1987)

Esquema de perforación, sobreperforación y taco

El valor de la piedra “B” es función de diámetro de los barrenos, de las características de las rocas y de los tipos de explosivos empleados.

Si la distribución de carga es selectiva con un explosivo de alta densidad y potencia en el fondo otro de baja densidad y potencia media en la columna, los valores de la columna oscilan entre 33 y 39 veces el diámetro del barreno “D”, dependiendo de la resistencia de

la roca a la compresión simple y de la altura de la carga de fondo.

El espaciamiento entre barrenos de una misma fila varía entre 1,15 B para rocas duras y 1,30 para rocas blandas.

Tabla 2.6. Parámetros de voladura versus resistencia a la compresión

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE(MPa)			
	BLANDA	MEDIA	DURA	MUY DURA
	<70	70-120	120-180	>180
BURDEN - B	39 D	37 D	35 D	33 D
ESPACIAMIENTO - S	51 D	47 D	43 D	38 D
RETACADO - T	35 D	34 D	32 D	30 D
SOBREPERFORACIÓN - J	10 D	11 D	12 D	12 D

Fuente: IGME (1987)

La longitud de retacado y de sobre perforación se calculan en función del diámetro de los barrenos y de la resistencia de la roca.

En la Tabla 2.6, se indican los valores tentativos de los parámetros geométricos en función de la resistencia de la roca.

Inclinación de los barrenos

En la gama de diámetros de trabajo citada los equipos de perforación son habitualmente rotopercutivos de martillo de cabeza (neumáticos e hidráulicos) y de martillo en fondo. Estas máquinas permiten inclinaciones de las deslizaderas con algunos de hasta 20° e incluso mayores con respecto a la vertical.

La longitud de barreno “L” aumenta con la inclinación, pero por lo contrario la sobreperforación “J” disminuye con ésta. Para calcular “L” se utiliza:

$$L = (H/\cos\beta)+(1- (\beta/100))*J \quad (\text{Ec. 2.22})$$

siendo “ β ” el ángulo con respecto a la vertical en grados.

Distribución de cargas

Teniendo en cuenta la teoría de las cargas selectivas, en la categoría selectiva, en la que la energía por unidad de longitud en el fondo del barreno debe ser de 2 a 2,5 veces superior de la energía requerida para la rotura de la roca frente a la carga de columna, y en función de la resistencia de la roca se recogen en la Tabla 2.7., las longitudes de la carga de fondo recomendadas.

La altura de la carga de columna se calcula por diferencia entre la longitud del barreno y la suma de la dimensión del taco y de la carga de fondo.

Los consumos específicos de explosivos varían entre 250 y 550 g/m³.

Tabla 2.7. Longitud de carga de fondo

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE(MPa)			
	BLANDA	MEDIA	DURA	MUY DURA
	<70	70-120	120-180	>180
LONGITUD DE CARGA DE FONDO	30 D	35 D	40 D	46 D

Fuente: IGME (1987)

Considerando las condiciones del sitio bajo estudio, las fórmulas de los parámetros considerando la perforación de taladros verticales, roca blanda y los criterios de los párrafos anteriores, serían:

Longitud de Barreno:

$$L = H + J \quad (\text{Ec. 2.23})$$

Sobreperforación:

$$J = 10 * D \quad (\text{Ec. 2.24})$$

Taco:

$$T = 35 * D \quad (\text{Ec. 2.25})$$

Burden:

$$B = 39 * D \quad (\text{Ec. 2.26})$$

Espaciamiento:

$$S = 51 * D \quad \text{Ec. 2.27)}$$

Longitud carga de fondo:

$$l_r = 30 * D \quad (\text{Ec. 2.28})$$

Donde:

H, es altura de banco en metros.

D, diámetro de perforación en mm.

2.4 Marco conceptual

2.4.1 Cantera

Es el conjunto de labores que se llevan a cabo con la finalidad de explotar el material útil. En este caso se trata de recuperar las rocas duras para clasificarlas y transformarlas en arena, ripio, molones, material de base y sub base, etc.

2.4.2 Explotación de cantera

Aprovechando de la pendiente, el depósito de material pétreo, se divide en capas horizontales, con la finalidad de explotar varias capas (Bancos) simultáneamente. De esta manera, la cantera va adquiriendo la forma escalonada.

2.4.3 Elementos de una cantera

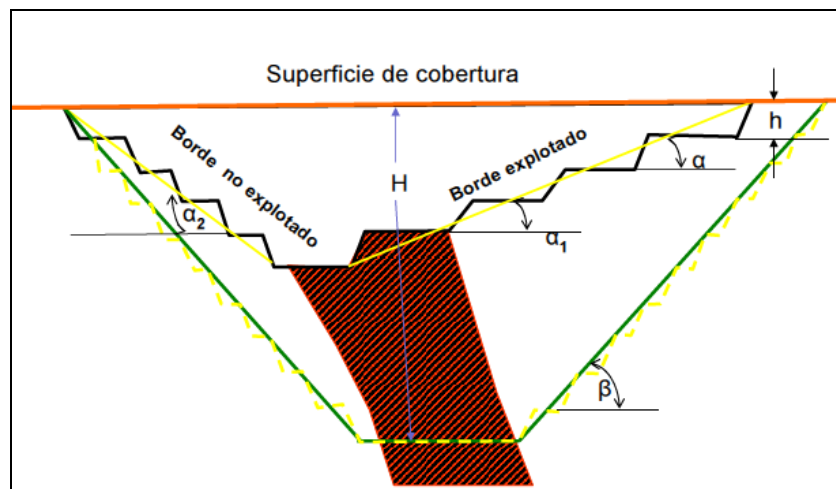


Figura 9: Elementos de una cantera

Fuente: Barragán (2007)

2.4.4 Elementos de un banco

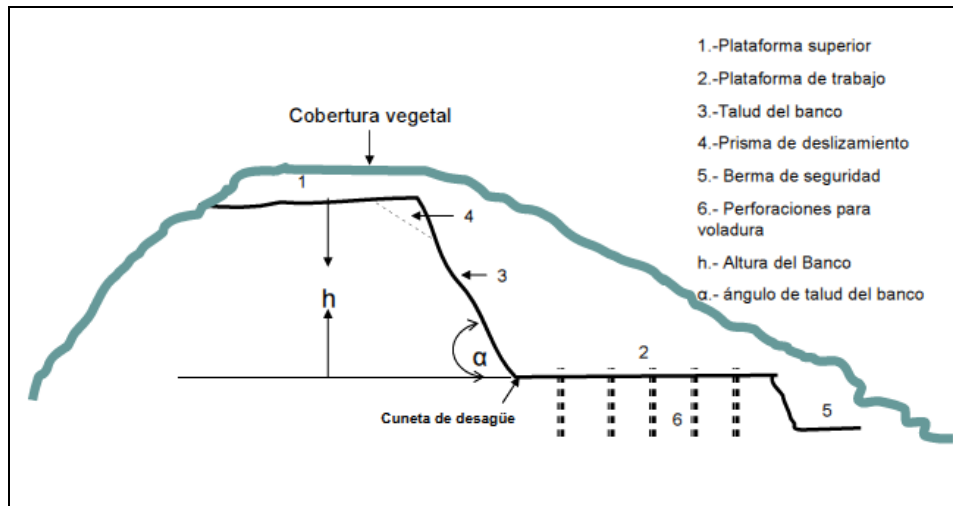


Figura 10: Elementos de un banco

Fuente: Barragán (2007)

2.4.5 Plataformas de trabajo

Se denomina así a la superficie horizontal limitada por la altura del banco. Elementos 1 y 2 de la Figura 10.

2.4.6 Talud del banco

Se denomina así a la superficie inclinada del banco delimitada por un lado con el espacio explotado y por el otro por la planta superior e inferior. Elemento 3 de la Figura 10.

2.4.7 Ángulo de talud del banco

Es el ángulo que forma el talud del banco con el plano horizontal. Elemento (alfa) de la Figura 10.

2.4.8 Altura de la cantera

Es la distancia vertical comprendida entre la superficie de cobertura y el fondo de la misma. Elemento H de la Figura 9.

2.4.9 Altura de banco

Es la distancia vertical comprendida entre la plataforma superior e inferior. Elemento h de la Figura 10.

2.4.10 Dirección del frente de trabajo

En el proceso de construcción de los bancos se debe distinguir entre el frente de arranque y el frente de trabajo, los que gráficamente se muestran en la Figura 11.

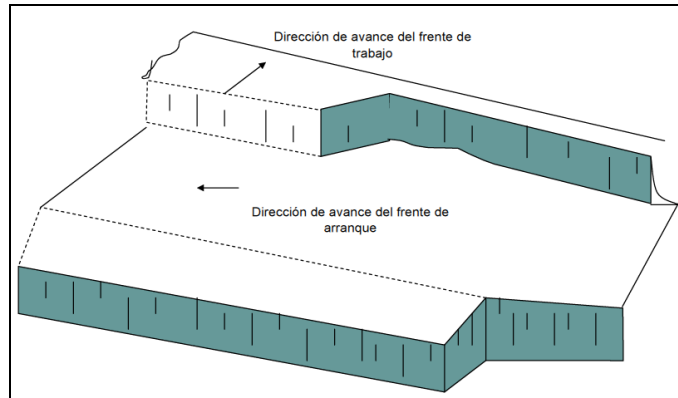


Figura 11: Dirección del frente de trabajo y de avance

Fuente: Barragán (2007)

2.4.11 Franja de explotación

Se denomina a la parte del banco a cuyo ancho se explota sin cambiar de posición el transporte.

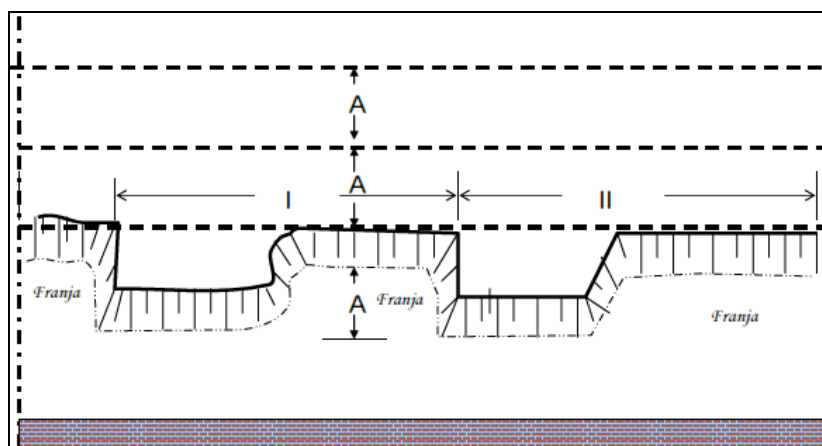


Figura 12: Franja de explotación

Fuente: Barragán (2007)

2.4.12 Ángulo de talud final

Representa el ángulo de inclinación con que queda la pared final del tajo, incluyendo todas las singularidades geométricas existentes. Este ángulo se mide desde la pata del banco más profundo hasta la cresta del banco más alto de la explotación. Debemos destacar que como el ángulo de talud restringe nuestra explotación, su variación (por pequeña que sea) generará dos efectos directos: cambios en la estabilidad del talud y la explotación, y cambios en los beneficios económicos de la explotación.

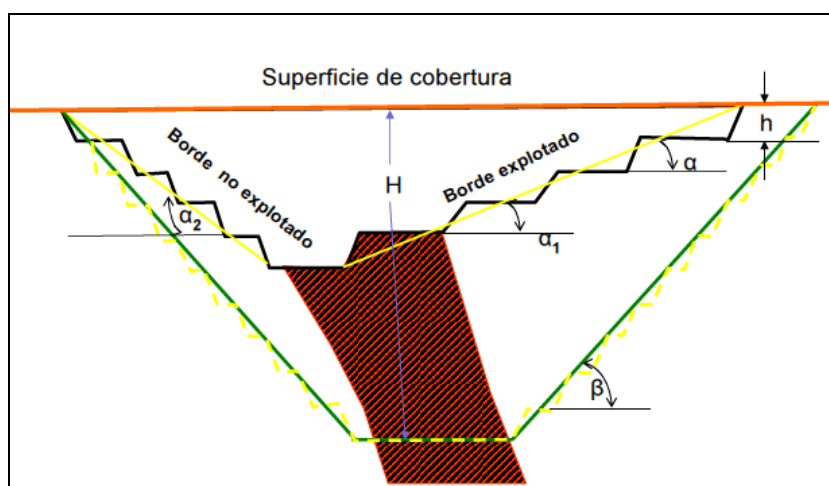


Figura 13: Ángulo de talud final

Fuente: Barragán (2007)

2.5 Descripción de la Cantera Caliza

La Cantera Caliza R&V está emplazada dentro de la concesión minera Acumulación Pucamarca de la empresa MINSUR, registrada con el código 0110000405LA del Catastro Minero Nacional y que en la fecha de realización de la investigación, la explotación estaba a cargo, bajo contrato de cesión minera, de la empresa Transportes Zúñiga S.R.L.

2.5.1 Ubicación y accesibilidad

Políticamente, la Unidad de Producción “Cantera Caliza R & V”, se ubica en el paraje faldas del cerro Jachoco y Ventillacorral, distrito de Palca, Provincia y Departamento de Tacna, Región Tacna (ver **Plano 01**); geográficamente, se ubica en la Costa Sur del Perú, en las estribaciones del Flanco Occidental de la Cordillera de los Andes.

Geográficamente, está comprendida entre los paralelos 17°50'14” y 17°50'44” de Latitud Sur y entre el meridianos 69°49'23” y 69°49'56” de Longitud Oeste. Las características más importantes de la concesión minera son las siguientes:

Tabla 2.8. Características de la concesión minera

NOMBRE PUCAMARCA"	Concesión Minera "ACUMULACIÓN
TITULAR	Empresa Minera MINSUR S.A.
EXTENSIÓN	100 Hectáreas
TIPO DE ROCA	Calizas (CaCO₃)
PRODUCCIÓN	1 500 Toneladas/mes

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 2.9. Ubicación de la concesión minera

PARAJE	Faldas C° Jachoco y C° Ventillacorral
DISTRITO	Palca
PROVINCIA	Tacna
DEPARTAMENTO	Tacna
REGIÓN	Tacna
ALTITUD	4 050 msnm

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 2.10. Coordenadas UTM PSAD56

VERTICE	NORTE	ESTE
1	8'028 000.000	413 000.000
2	8'027 000.000	413 000.000
3	8'027 000.000	412 000.000
4	8'028 000.000	412 000.000

Fuente: Elaboración propia.

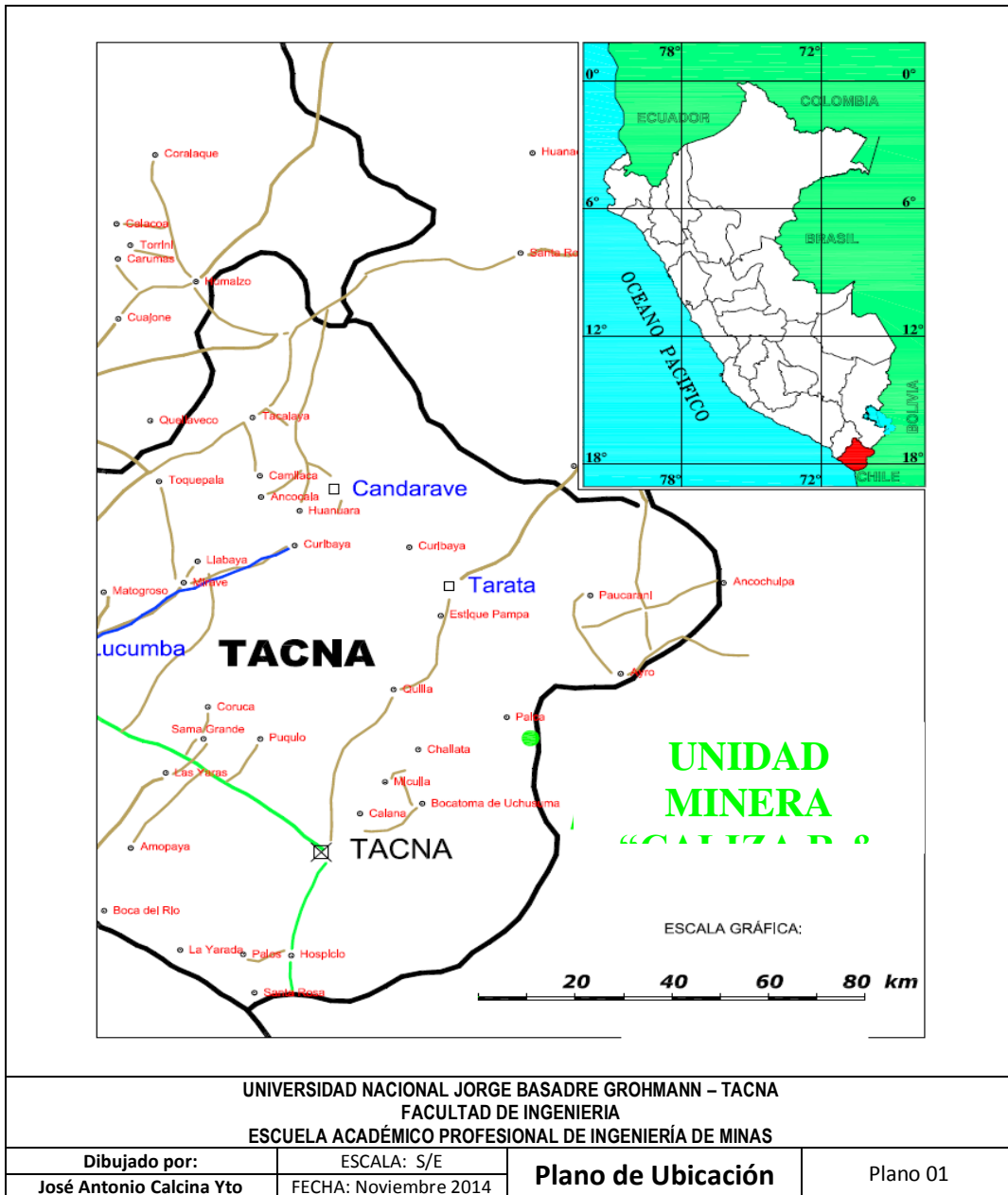


Figura 14: Plano de Ubicación

Fuente: Elaboración propia

La mina “Cantera Caliza R & V” es accesible por medio de la carretera asfaltada de 42 km que parte de la ciudad de Tacna hacia Palca, la que continúa con una carretera afirmada de 43 km y llega a las inmediaciones de la concesión minera pasando por el control Tango 2.

Tabla 2.11. Accesibilidad

TRAMO	DISTANCIA (km)	TIEMPO	TIPO
Tacna – Palca	52	01h 00m	Asfaltada y Afirm.
Palca – Tango2	155	01h 30m	Afirmada y trocha
Tango2 - Cantera	8	00h 25m	Afirmada
Tacna - Cantera	215	02h 55m	

Fuente: Elaboración propia.

2.5.2 Geología Regional

Geológicamente, el área de estudio en la que se emplaza el yacimiento, se ubica en la vertiente pacífica de la Cordillera Occidental Andina, entre 3 725 y 4 420 msnm. Se caracteriza por presentar un conjunto pétreo característico con un desarrollo geohistórico particular en sus estructuras, altitud y litología. El relieve, mayormente agreste, se encuentra conformado por una secuencia rocosa plegada con complejas

estructuras falladas que tienen una dirección dominante noroeste-sureste.

La Cordillera Occidental Andina meso-cenozoica está considerada como la de mayor altitud y volumen del territorio andino. La región es típicamente árida con cauces secos encañonados que se activan sólo en la época de lluvias estacionales. Los lechos presentan depósitos detríticos escasos y localizados.

Estratigrafía

La columna estratigráfica de la zona de estudio comprende rocas sedimentarias y volcánicas de origen marino o continental de edades que corresponden al periodo Jurásico, Cretáceo, Terciario y Cuaternario.

Las rocas más antiguas identificadas en la zona corresponden a la formación Volcánicos Junerata, a las cuales subrayasen los sedimentos calcáreos de la formación Pelado.

Sobre esta unidad descansan los clásticos del Grupo Yura (formaciones Ataspaca y Chachacumane). En

discordancia angular, sobre este grupo se encuentran los conglomerados Chulluncane y los volcánicos sedimentarios Toquepala y, sobre ellos, la serie volcánica Huilacollo de suma importancia económica para el proyecto.

Posteriormente, se asientan los tufos riolíticos Huaylillas y la serie volcánica del Barroso.

Un manto discontinuo de materiales poco o nada consolidados de naturaleza aluvial, coluvial y fluvio-glacial constituyen los depósitos más recientes.

A continuación, se detallan los aspectos litológicos, estructurales y morfológicos más resaltantes de cada una de las unidades estratigráficas que afloran en el área.

➤ **Formación Pelado (Ji – p)**

La Formación Pelado consiste de calizas y calizas silicificadas, en parte bituminosas, de color gris a negro, con tendencia a desprenderse en lascas, intercaladas con gruesos paquetes de lutitas y limolitas calcáreas de estratificación delgada. En la base, presenta un paquete

de conglomerados con clastos volcánicos de color marrón oscuro y de consistencia maciza. Por sus características litológicas, se considera que los sedimentos de esta unidad fueron depositados en un mar transgresivo de extensión considerable pero de poca profundidad. Morfológicamente desarrolla laderas suaves, pero la sección silicificada conforma relieves abruptos con taludes prominentes.

Esta unidad sobreyace con discordancia paralela a la Formación Junerata e infrayace del mismo modo a la Formación Ataspaca. Por su contenido fosilífero, se considera que su edad corresponde al Jurásico Inferior. Una sección medida en la localidad típica alcanzó los 510 m.

La Formación Pelado es una unidad de mediana extensión en el área de estudio. Sus afloramientos se ubican en el sector centro occidental del mapa geológico, donde sus capas presentan buzamientos desde moderados hasta casi verticales, constituyendo localmente pliegues sinclinales.

➤ **Formación Ataspaca (Js – a)**

Esta unidad consiste de areniscas cuarcíferas pardas, intercaladas con lutitas de color gris oscuros o rojos y algunas capas de calizas color gris, presentándose el conjunto en capas delgadas. Es una serie clástica bastante homogénea depositada en un ambiente marino de tipo nerítico. Morfológicamente conforma vertientes de superficie suave.

Su edad ha sido determinada en el Jurásico Superior y una sección medida por los geólogos de la Carta Geológica alcanza los 1 250 m. Sobreyace con discordancia paralela a los sedimentos calcáreos del Jurásico Inferior y es concordante con las cuarcitas de la Formación Chachacumane.

Sus afloramientos son de carácter reducido y se presentan en el sector nor-occidental del área de estudio, constituyendo el tercio inferior de los cerros Chachacumane y Quillapampa donde sus capas presentan buzamientos moderados a fuertes.

➤ **Formación Huilacollo (Ti-vh)**

La Formación Huilacollo es una formación volcánica continental. Consiste en una secuencia monótona de derrames andesíticos de textura porfirítica de color verde a violeta, dispuestos en bancos medianos a gruesos que se intercalan con brechas andesíticas finas a gruesas, aglomerados, y tufos dacíticos y riolíticos de color blanquecino y crema altamente coherentes. Su color claro, así como su buena estratificación, permite reconocerla en el campo. En el área de estudio, esta formación conforma una topografía de vertientes moderadas a empinadas, pero de superficie suave en su mayoría.

Por su posición estratigráfica, la edad de la formación es asignada al Terciario Inferior. Su espesor es de 200 m en el paso Huaylillas, aunque regionalmente alcanza los 1 000 m. Sus capas presentan un buzamiento sub-horizontal en el área del proyecto, pero se conoce que aumenta hacia el norte en dirección de la Cordillera del Barroso.

En el cerro Checocollo, lugar donde se ubica el proyecto, las rocas de esta formación se hallan fuertemente diaclasadas, silicificadas y con cierta alteración hidrotermal. En algunos sectores, la formación se encuentra atravesada por diques de andesita y dacita de diferentes dimensiones.

➤ **Formación Huaylillas (Ts-vhu)**

La Formación Huaylillas consiste en una potente serie de tufos ácidos de composición dacítica y riolítica de grano fino a grueso y sin estratificación aparente. Las riolitas son de color blanquecino, y las dacitas son de color rosado o rojo. Esta formación ha sido dividida en tres miembros. Siendo los miembros superior e inferior tufos riolíticos friables. El miembro medio es más resistente y consiste de tufos dacíticos compactos que localmente contiene capas de brechas de material volcánico rojo de grano fino.

Morfológicamente, estos volcánicos conforman una extensa y conspicua superficie de erosión (Superficie Huaylillas) de contornos escarpados, cruzados por numerosas quebradas rectas y casi paralelas entre sí, en forma de “V”.

Por su posición estratigráfica su edad ha sido asignada al Terciario Superior, alcanzando, en la zona del estudio, un espesor de 500 m a 600 m. Reposa en discordancia angular sobre las formaciones más antiguas, Formación Huilacollo, Formación Toquepala, etc, e infrayace en discordancia paralela bajo los volcánicos Barroso. Es una formación de amplia exposición en la región, hallándose sus mejores afloramientos al sur de Vilavilani y los Cerros Totorani, Mollepujo, Viscachune y Caroco Grande.

➤ **Volcánicos Barroso (Ts-vba)**

Los Volcánicos Barroso consisten en tufos y lavas de composición traquítica con cantidades menores de andesita, depositados en bancos bien definidos.

Litológicamente, la roca es una traquita de color gris con fenocristales de sanidina y cristales microscópicos de biotita. En la secuencia, los tufos predominan sobre las lavas y localmente contienen mucho material clástico que imprimen a la roca una textura terrosa. Estos volcánicos constituyen antiguos conos erosionados por acción glacial pleistocénica, cuyas vertientes presentan numerosos taludes escarpados.

Sus relaciones estratigráficas permiten establecer que esta secuencia volcánica es de edad Terciaria Superior. Su espesor máximo se estima en 1 500 m. Sobreyace en discordancia paralela a la Formación Huaylillas y es cubierto en forma parcial por depósitos morrénicos y fluvio-glaciares del Pleistoceno y Holoceno.

Esta unidad es de gran extensión regional, pero en el área de estudio presenta exposiciones limitadas, ocurriendo principalmente en la sección superior del cerro Huaylillas.

➤ **Depósitos Aluviales (Qr-a)**

➤ **Rocas Intrusivas**

En la zona de estudio, este tipo de rocas se presentan en forma limitada, siendo representadas por un conjunto de intrusiones marginales del Batolito de la Costa, cuyas clasificaciones petrológicas varían desde dioritas a granodioritas. Por lo general, estas intrusiones conforman cerros prominentes, desprovistos de cobertura detrítica gruesa, salvo al pie de las vertientes. Asimismo, destacan de las rocas volcánicas por sus colores claros y superficies suaves hasta algo redondeadas.

Las rocas intrusivas presentan un grado de fisura moderada a alta, así como una alteración intempérica superficial moderada a intensa, que produce exfoliación y desintegración gradual granular, pero también presentan gran dureza cuando se hallan “frescas”. Son estables en los taludes, pero en ocasiones son proclives a la formación de bloques. La caída de estos fragmentos forma acumulaciones de coluvios con matriz arenosa en las bases y laderas de los cerros. Los afloramientos característicos de estas rocas se presentan en los cerros

Chontacollo, Junerata, Vilavilani y Guañacahua, entre otros.

Volcánicos Junerata	(Ji -j)	Riolita y andesita en bancos gruesos.	2 560,65
Formación Pelado	(Ji -p)	Calizas recristalizadas, en parte silificadas, de color gris, intercaladas con lutitas calcáreas. Estratificación delgada.	2352,38
Formación Ataspaca	(Js -a)	Areniscas pardas intercaladas con lutitas grises, calcáreas y algunas capas de calizas. Estratificación delgada.	666,14
Formación Chachucumane	(Ki -cha)	Cuarcitas blancas intercaladas con lutitas carbonosas y areniscas grises. Estratificación delgada a gruesa.	1 130,05
Formación Chulluncane	(Ks -chu)	Conglomerado brunáceo, compactado en bancos gruesos.	2 379,85
Formación Toquepala	(KsTi -to)	Andesita y riolita marrón, con intercalaciones de conglomerados y areniscas.	710,41
Formación Huilacollo	(Ti -vh)	Derrames, brechas y tufos andesíticos de color verdes a violeta. Bancos medianos y gruesos.	5 860,39
Formación Huaylillas	(Ts -vhu)	Tufos riolíticos blancos, blandos de grano fino a grueso. En bancos potentes.	10 485,04
Volcánicos Barroso	(Ts -vba)	Derrames piroclásticos traquíticos, andesíticos, pardos, violetas y rojizas.	213,84
Depósitos Fluvio glaciares	(Qp -fj)	Limos, arenas y gravas finas.	475,99
Depósitos Coluviales	(Qr -co)	Gravas y bloques angulosos a sub-angulosos, distribuidos en forma aleatoria.	229,44
Depósitos Aluviales	(Qr -a)	Cantos y gravas redondeadas, envueltos por una matriz areno limosa.	95,12
Rocas Intrusivas Dioríticas	(KsTi -di)	Constituidos por minerales plagioclasas, hornblenda, ortosa y cuarzo.	19,10
Rocas Intrusivas ranodioríticas	(KsTi -gd)	Constituidos por minerales plagioclasa, hornblenda, biotita y cuarzo.	344,94

Figura 15: Incidencia de las unidades geológicas en el área de estudio

Fuente: AMEC (2006)





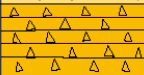

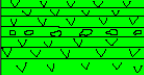
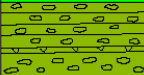
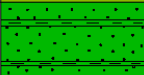
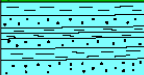
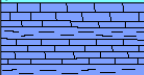

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD ESTRATIGRAFICA	SECCION	DESCRIPCION Y LITOLOGIA
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Depósitos Aluviales		Limos, arenas y grava redondeada sueltas a inmediatamente consolidadas.
			Depósitos Coluviales		Mezcla caótica de gravas y bloques angulosos a subangulosos.
		PLEISTOCENO	Depósitos Fluvioglaciales		Limos, arenas y grava fina con escasa selección.
	TERCIARIO	SUPERIOR	Volcánicos Barroso		Derrames y piroclastos traquíticos andesíticos.
			Volcánicos Huayillas		Tufos riolíticos de grano fino o grueso en bancos gruesos.
		INFERIOR	Volcánicos Huilacollo		Derrames lávicos, brechas y tufos andesíticos.
MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	Formación Toquepala		Andesita o riolita con algunas intercalaciones de conglomerados y areniscas.
			Formación Chulluncane		Conglomerado compacto en bancos gruesos.
		INFERIOR	Formación Chechacumane		Cuarcitas blancas, con algunas intercalaciones de lutitas, estratos delgados a gruesos.
	JURASICO	SUPERIOR	Formación Ataspaca		Intercalaciones de areniscas y lutitas calcáreas en estratos delgados.
		INFERIOR	Formación Pelado		Calizas grises en parte marmolizada, intercalaciones de lutitas calcáreas; estratificación delgada.
			Volcánicos Junerata		Riolita y andesita en bancos gruesos.

Figura 16: Columna Estratigráfica

Fuente: AMEC (2006)

Las dioritas (KsTi-di) se presentan como pequeños apófisis que se localizan en la zona central del área de estudio. Consisten en rocas de color gris verdoso, de grano medio a fino, holocristalino que intruyen a la formación Chachacumane.

2.5.3 Geología local

El mapeo geológico local del área circundante a la cantera Caliza, en un área de 400 x 600 m, permite apreciar la presencia de formaciones muy recientes del Cuaternario, pasando por el Terciario, el Cretáceo y el Jurásico.

Hacia el sur, el depósito está cubierto de materiales recientes coluviales. Hacia el este y norte del área bajo estudio afloran los volcánicos Huilacollo, y entre estos y las calizas de la formación Pelado se presenta una secuencia delgada de lutitas y areniscas de la formación Chachacumane.

Así mismo, con el Plano Geológico Local se han planteado puntos de control del rumbo y buzamiento de las estructuras calcáreas y el contacto geológico que se muestra es característico de la presencia de un sinclinal.

De acuerdo con Tejada (1994), el sinclinal es la parte cóncava de un pliegue de la corteza terrestre debido a las fuerzas de compresión de un movimiento orogénico, cuyos estratos convergen hacia abajo, es decir, en forma de cuenca. Los nombres de sus partes son similares a los del anticlinal:

flancos y charnela o cuenca sinclinal. Y al igual que en el anticlinal se puede destacar: el plano axial, el eje y el buzamiento o inclinación de los estratos. Por su plano axial puede ser también: recto o simétrico, o inclinado -tumbado- o asimétrico. Y por su forma: en cuenca, pinzado, de V, de cubeta o braquisinclinal.

2.5.4 Geología económica

Es un depósito de roca sedimentaria, con una formación de estratos fracturados, su formación de este depósito son producto de una precipitación química y/o por la decantación de sustancias mineralizadas en suspensión que mayormente forman depósitos calcáreos y silíceos.

Estas rocas calizas tienen una dureza y tenacidad media, su textura es de grano fino y se rompen con cierta facilidad en láminas. Estos depósitos sometidos a fuerzas tectónicas en el tiempo dieron lugar a la formación de un anticlinal y sinclinal de ahí su fracturamiento.

En la zona de estudio se puede apreciar recursos No-Metálicos, predominantemente calizas, que se emplazan en la

formación Pelado del Jurásico Inferior. La amplia secuencia sedimentaria predominantemente clástica, con areniscas, cuarcitas, calizas y en menor proporción lutitas, constituye el principal interés económico del área de estudio.

Se han efectuado labores de prospección en el Sector Millune mediante calicatas y trincheras, tomando 09 muestras representativas de tipo “chips” cuyos análisis químicos nos permiten determinar un valor promedio de 68,44 % de CaCO_3 ; los resultados de dichos análisis permiten considerar al depósito No-Metálico Cantera Caliza R & V, de la Acumulación Pucamarca, como atractivo y factible de ser aprovechado económicamente en el corto y mediano plazo, dando soporte a los requerimientos de diseño del botadero de desmontes del Proyecto Pucamarca.

Del muestreo efectuado se desprende que las calizas de la Acumulación Pucamarca tienen un alto contenido de CaCO_3 en rangos que van de 60,00 % al 81,00 %.

Tabla 2.12. Estimación de reservas Cantera Caliza

RESERVAS	Volumen (m ³)	Densidad	Tonelaje (t)
Probadas	280 000	2,79	781 200
Probables	370 000	2,79	1 032 300
TOTAL	650 000	2,79	1 813 500

F
Fuente: Elaboración propia

2.5.5 Mineralogía y paragénesis

El mineral predominante es el Carbonato de Calcio en su variedad Caliza. La caliza es una roca sedimentaria compuesta mayormente por calcita (CaCO_3) u ocasionalmente por aragonita, la cual posee la misma composición química que la calcita, pero diferente estructura cristalina, y sólo es económicamente importante en los depósitos modernos o recientes. La dolomía es una roca sedimentaria similar donde predomina la dolomita ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$). La mayoría de las dolomías se forman por la sustitución temprana de la caliza a través de la acción de aguas ricas en magnesio. También se encuentran asociados a la caliza y dolomía otros carbonatos como siderita (FeCO_3), ankerita ($\text{Ca}_2\text{MgFe}(\text{CO}_3)_4$), y magnesita (MgCO_3) pero en menores cantidades.

Las impurezas en rocas carbonáticas varían considerablemente en tipo y cantidad, pero son importantes desde el punto de vista económico sólo si afectan la utilidad de la roca. Las impurezas más comunes son las arcillas, la sílice, los minerales orgánicos y los oxidados de hierro.

El tamaño, la pureza y otras características económicamente importantes de los depósitos de rocas de carbonato dependen de su ambiente de deposición y subsecuente historia diagenética. Las calizas formadas en zonas de alta energía, generalmente, contienen pequeñas cantidades de material no carbonoso y pueden ser fuentes de material de carbonato de alta pureza.

2.6 Propiedades de las rocas y del macizo rocoso

Las propiedades de los macizos rocosos que influyen más directamente en el diseño de las voladuras según (Osorio. A., 2001) son:

- Resistencias dinámicas de las rocas.
- Espaciamiento y orientación de las discontinuidades.
- Litologías y potencias de los estratos en formaciones

sedimentarias.

- Velocidades de propagación de ondas.
- Propiedades elásticas de las rocas.
- Tipos de relleno y apertura de las discontinuidades.
- Índices de anisotropía y heterogeneidad de los macizos, etc.

Se obtuvieron algunas de estas propiedades por métodos directos de campo o de laboratorio (ver Anexo I), con los siguientes resultados:

2.6.1 Resistencia a compresión de las rocas

La resistencia a la compresión uniaxial se realizó sobre tres muestras cúbicas de roca de 5 centímetros de arista, sin duda este ensayo de laboratorio es uno de los más confiables que existen, obteniendo la Resistencia a Compresión Uniaxial de la roca mediante la ecuación 2.29.

$$R_c = PR/F \quad (\text{Ec. 2.29})$$

Donde:

R_c : Resistencia a compresión uniaxial de la roca (kgf/cm^2)

PR : Fuerza de ruptura de la muestra de roca (kgf)

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

Los resultados de laboratorio obtenidos se muestran en la Tabla 2.13.

Tabla 2.13. Resistencia a la compresión simple

Muestra	Diámetro cm	Longitud cm	Fuerza kg	Res. Comp. kg/cm²
1	3,8	4,09	4536,0	399,96
2	3,8	7,36	5443,2	479,95

Fuente: Informe Interno. Transportes Zúñiga S.R.L. (2013).

De acuerdo a los resultados obtenidos, se puede obtener la resistencia de la roca mediante la ecuación 2.30.

$$f = R_c/100 \quad (\text{Ec. 2.30})$$

Donde:

f : Coeficiente de fortaleza de la roca.

Rc : Resistencia a compresión uniaxial de la roca
(kgf/cm²)

Tabla 2.14. Factor de Resistencia según Protodiákonov

CATEGORÍA	DESCRIPCIÓN	"f"
Excepcional	Cuarcita, Basalto y rocas de resistencia excepcional	20
Alta resistencia	Granito, areniscas silíceas y calizas muy competentes	15 - 20
Resistencia media	Calizas, granito algo alterado y areniscas	8-6
	Areniscas medias y Pizarras	5
	Lutitas, areniscas flojas y conglomerados friables	4
	Lutitas, esquistos y margas compactas	3
Resistencia baja	Calizas, lutitas blandas, margas, areniscas friables, Gravas, bolos cementados	2
	Lutitas fisuradas y rotas, gravas compactas y arcillas	
	Preconsolidadas	1.5

Fuente: Vorisov y otros (1976)

La ecuación 3.2 es muy utilizada para obtener de una manera aproximada el coeficiente de resistencia de la roca y la recomendada por Vorisov y otros (1976), aunque existen otras ecuaciones, se utilizó la descrita anteriormente por su simplicidad y confiabilidad. En tal caso, el coeficiente de resistencia de la roca (f) obtenido es de 3,9 y 4,7, respectivamente, con dichos valores y según la Tabla 3.7. se puede caracterizar a la roca como semidura y medianamente dura, respectivamente; de acuerdo con los parámetros determinados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la

ESMI (Anexo I Propiedades físicas y mecánicas de rocas de la Cantera Caliza).

2.6.2 Evaluación de las discontinuidades

La Figura 20 nos permite apreciar los rasgos estructurales del yacimiento Caliza en el área circundante a la muestra 88526.



Figura 17: Bancos en construcción, mirando al este

Fuente: Elaboración propia

La evaluación de campo nos permite describir las discontinuidades en el siguiente orden:

Elementos de yacencia. Se midieron tres sistemas de discontinuidades. El buzamiento y la dirección de buzamiento de las discontinuidades es variable, en tanto que el yacimiento aflora asociado a un sinclinal. Las medidas en el plano de estratificación central son de acimut 236 ° y buzamiento 56 ° NE

Tabla 2.15. Características de las discontinuidades

Sistema	Dirección del Buzamiento (grados)	Ángulo del Buzamiento	Espaciamiento (cm)
1	342	N 41 W	79
2	112	S 32 E	27
3	160	S 10 E	24

Fuente: Elaboración Propia

Rugosidad. Se ha medido en campo por comparación visual de las discontinuidades con los perfiles estándar de rugosidad colocando una regla sobre las rugosidades. La rugosidad se ha clasificado como **plana - lisa** para todas las discontinuidades.

Continuidad. La continuidad en las familias se la realizó con cinta métrica. Su valor está en el rango de 150 a 200 metros, presentando una **continuidad alta**.

Abertura. Las aberturas de las discontinuidades se midieron directamente con el calibrador pie de rey, éstas se encuentran en el rango de 0,1 - 1 milímetros tratándose de una abertura que varía de **parcialmente abierta a abierta**.

Espaciamiento. La medida del espaciado se realizó con una cinta métrica y con la ayuda de una estadía.

Relleno. El relleno proviene de la alteración del material en las paredes de las discontinuidades, debido a la fricción que existe entre ellas y al arrastre de finos por el agua que se filtra por las mismas, encontrándose rellenas de arcilla seca, con tamaño menor a 0,06 milímetros de grano en promedio.

Alteración. Se observó que en las paredes de las discontinuidades hay cambios en el color original de la matriz rocosa debido a la oxidación de los minerales que componen la roca producto de agentes atmosféricos, el color observado es

crema rojizo claro. Al presentar dichos cambios se ha clasificado como **levemente meteorizada de grado II**.

2.7 Aspectos operacionales de la Cantera Caliza

Es una explotación en superficie que extrae el mineral y estéril en franjas horizontales llamadas bancos, en forma descendente a partir del banco que está en la superficie. Normalmente para la remoción de un banco de mineral es necesario extraer el material estéril que lo cubre, lo que se llama desbroce y expresa una relación de tonelaje de desmonte a mineral, este ratio es totalmente variable entre las minas ya que dependen netamente de la posición y tipo de yacimiento, que es totalmente variable. Este tipo de explotación es de gran volumen y se aplica en yacimientos masivos de gran tamaño, cerca de la superficie, puesto que a mayor profundidad aumentará la cantidad de material estéril a remover (radio de desbroce) aumentando en consecuencia el costo de producción.

Este método se utiliza en yacimientos de mineral no metálico y se basa en la extracción de todo el material donde se ubica el mineral. Ello supone mover grandes volúmenes, y, lógicamente, utilizar equipos de gran capacidad.

El ciclo de vida de un proyecto minero incluye las actividades o procesos de exploración, desarrollo, preparación, explotación y cierre de mina.

En la etapa de explotación el ciclo de minado consiste en la perforación y voladura, el carguío y el acarreo o transporte; cuya descripción es la siguiente:

- **Perforación y voladura (disparos):** Mediante equipos de perforación a rotación y percusión de tipo 'trackdrill' especiales y utilizando barrenos de 76,2 mm de diámetro, se hacen perforaciones en las zonas mineralizadas, cuyos huecos o 'blasthole' son rellenos con explosivos granular de tipo ANFO (nitrato de amonio + petróleo diesel), con los cuales se remueven grandes volúmenes de material, resultando rocas de diferentes tamaños. Si éstas fueran tan grandes que dificulten el carguío o tienen la dimensión inadecuada para el chancado primario, se ejecutaría un segundo disparo (voladura secundaria), que tuviera por finalidad fragmentar las rocas grandes en rocas más chicas para facilitar su carguío (con el consiguiente incremento en el costo).

- **Carguío:** Con equipos de gran capacidad como es el caso de la excavadora CAT 336DL y un cargador frontal CAT 960H, se carga el material a los camiones volquetes Volvo, para que sean trasladados a la zona de chancado dentro del área de la concesión, directamente en caso del mineral y a los accesos en caso de material estéril. En esta operación, sobre los bancos, se incluyen tareas de remoción mecánica y acopio del material fragmentado con apoyo de un tractor CAT D7.
- **Acarreo o transporte:** Corresponde a esta actividad, el acarreo o transporte del material que se encuentra en los bancos, hacia los diferentes destinos:
 - El Mineral, con contenido no metálico económicamente explotable, se traslada a la chancadora de la cantera y luego, a la plataforma de acopio.
 - El Desmonte (material estéril y sin valor económico) que se envía a los accesos utilizándolos en la construcción de las bermas de seguridad.

El transporte se realiza a en camiones volquetes Volvo, desde los bancos hasta la plataforma de acopio, la chancadora o los accesos respectivamente.

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1 Parámetros de perforación y voladura

En el periodo de ejecución del proyecto de investigación, la explotación de la Cantera Caliza estuvo a cargo de la empresa Transportes Zúñiga S.R.L.

La malla de voladura utilizada por la empresa fue diseñada para generar una producción diaria de 600 m³/día con una producción de 15 000 m³/mes, cuyo cumplimiento se supeditó a las condiciones del clima y a la disponibilidad de volquetes.

Las primeras perforaciones y disparos se ejecutaron a partir de la cota 4060, construyendo el nivel 4055, es decir, con una altura de 5 metros por banco, cuyos parámetros se muestran en la Tabla 3.1. Protocolo de voladura aplicado al Nivel 4060, considerando un factor de carga de 0,4 kg/m³.

Tabla 3.1. Protocolo de voladura aplicado al Nivel 4060

Item	Descripción	Unidad	Cantidad
1	Diámetro tal.	mm (pulg)	76,2 (3)
2	Nº de taladros	und	518
3	Altura de banco	m	5,00
4	Altura de tal.	m	5,60
5	Burden	m	2,50
6	Espaciamiento	m	2,50
7	Sobreperforación	m	0,60
8	Vol. Prom/tal.	m ³	31,25
9	Vol. Aprox. Total	m ³	16 187,50
10	Cebo	und	2,0
11	Longitud de carga	m	3,30
12	Longitud de taco	m	2,30
13	Carga de fondo	kg	0,20
14	Carga de columna	kg	12,30
15	Carga lineal	kg/m	4,00
16	Densidad de expl.	gr/cc	0,9
17	Densidad del ANFO	gr/cc	0,8
18	Factor de Carga	kg/m ³	0,4

Fuente: Elaboración propia

La fragmentación obtenida en los primeros disparos obligó la utilización al 100 % de la planta de chancado, conseguida con una malla de 2,50 m de burden por 2,50 m de espaciamiento y con un factor de carga de 0,40 kg/m³. Esta situación motivó una oportunidad de mejora tomando en consideración un mejor conocimiento del macizo rocoso y como resultado de la evaluación de campo se planteó el incremento del factor de carga vía un recálculo de la malla de voladura.

3.2 Equipos utilizados en la perforación

La operación unitaria de perforación se ha ejecutado con el uso de un equipo 'Crackler drill' autopropulsado, marca **Jun Jin**, modelo SD1300e, con compresora incorporada, la misma que se muestra en la Figura 18.



Figura 18: Crawler drill modelo SD1300e

Fuente: Propia

Las características técnicas del 'crawler drill' **Jun Jin** son:

- **Motor:** marca Cummins, modelo 6cta83, con potencia nominal de 152,87 kw (205 hp).

- **Perforadora:** Modelo Sp-6/Jet-9, de 270 kg de Peso, con presión de impacto 170 kg/cm² y N° de golpes de 2 600 a 3 000 BMP.
- **Pluma:** de 3 metros y extensible hasta 4,1 metros,
- **Capacidad de trabajo:** con barrenos de 6 metros y perforación desde 76,2 mm (3") hasta 114,3 mm (4,5").
- **Intercambiador de barrenos:** acepta hasta 6 unidades y es comandado desde la cabina,
- **Cabina:** con calefacción y radio, asiento del operador es ajustable, la cabina es ROPS y FOPS,
- **Sistema de perforación:** con 1 pre-filtro para la eliminación del polvo, colector de polvo con 4 filtros, pre-limpiador de aire para el motor y el compresor.

3.3 Cálculo del costo de operación (o producción)

Está demostrado que la efectividad de una organización minera depende en gran medida de cuán bien pueda gestionar su costo de operación. Cada empresa tiene su particular estimación del costo de operación, en el caso del Proyecto Caliza se debe

establecer el escenario particular considerando en principio los datos generales mostrados en la Tabla 3.2.

Tabla 3.2. Datos generales

Elemento	Unid. Med.	Descripción
Nombre del cliente		Transportes Zúñiga S.R.L.
Nombre del proyecto		Cantera Caliza
Ubicación del proyecto		Palca - Tacna
Altitud del proyecto	m.s.n.m.	4000
Fecha de evaluación		15 de abril de 2013
Tipo de moneda a presupuestar		S/. o US\$
Tipo de cambio a la fecha		2,80

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.3. Producción

Elemento	Unid. Med.	Cantidad
Volumen total del contrato	m ³	270 000
Plazo ejecución del minado	meses	18
Fragmentación requerida	cm	15,3
Etapa de excavación		Banqueo
Producción mensual requerida	m ³ /mes	15 000
Producción diaria requerida	m ³ /día	600
Turnos por día		1

Fuente: Elaboración propia

El Plan de Producción está condicionado por las especificaciones técnicas del contrato de concesión otorgado por MINSUR S.A., a Transportes Zúñiga S.R.L., para el abastecimiento requerido para la construcción del Botadero de Desmonte, dichas especificaciones se presentan en la Tabla 3.3. Producción.

Estos horizontes de producción se fijaron considerando una etapa de chancado, por lo que, la producción diaria tiene dos ciclos de carguío: uno en la cantera y otro en la chancadora. Para el efecto del cálculo de la perforación y voladura son requeridos los datos de la roca, que se muestran en la Tabla 3.4.

Tabla 3.4. Datos de la roca

Elemento	Unid. Med.	Cantidad
Tipo de roca		Caliza
Peso específico de la roca	t/m ³	2,8
Grado de fracturamiento		Moderado
Resistencia a la compresión	Mpa	43,15
Grado de abrasividad		Moderado

Fuente: Elaboración propia

Los costos asociados a este escenario de producción se pueden desagregar de acuerdo con el ciclo de minado, el mismo que consiste en:

- Perforación
- Disparo o voladura
- Carguío en banco
- Transporte cantera – chancadora
- Carguío en chancadora
- Transporte chancadora – plataforma de acopio

Para el efecto se debe tomar en consideración los sueldos de personal mostrados en la Tabla 3.5., las tarifas de los equipos seleccionados mostradas en la Tabla 3.6. y los precios de los materiales explosivos se muestran en la Tabla 3.7.

Tabla 3.5. Planillas proyecto Caliza

Elemento	Sueldo S/.
Gerente del proyecto	7 000,0
Jefe de mina	5 000,0
Jefe de seguridad	5 000,0
Jefe de guardia	3 500,0
Topógrafo	3 000,0
Administrador-Almacenero	2 000,0
Capataz	2 500,0
Mecánico	2 500,0
Ayudantes	1 500,0

Fuente: Contabilidad Transportes Zúñiga S.R.L.

Tabla 3.6. Costo de alquiler horario del equipo

Elemento	Tarifa S./h
Perforadora trackdrill autopropulsada	420,00
Cargador frontal CAT 960F	210,00
Excavadora CAT 336DL	330,00
Tractor CAT D7R	320,00
Volquete Volvo FM15	77,50
Chancadora	150,00
Camioneta 4 x4 Toyota Hilux	30,00

Fuente: Contabilidad Transportes Zúñiga S.R.L.

Tabla 3.7. Precios de material explosivo

Elemento	Unidad	Precio S/.
Dinamita	cartuch.	0,44
ANFO	kg	2,80
Cordón detonante	m	0,79
Guía de seguridad	m	0,50
Fulminante	pza.	0,14
Retardo	pza.	8,40

Fuente: Contabilidad Transportes Zúñiga S.R.L.

3.3.1 Costo de la perforación

Tabla 3.8. Costo unitario perforación						
	Rendimiento	1531	m ³ /día			
Item	Concepto	U.M.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S./ m³
1.0	Mano de obra					
	Jefe de mina	HH	0,25	0,0013	20,83	0,03
	Jefe de seguridad	HH	0,25	0,0013	20,83	0,03
	Jefe de guardia	HH	1	0,0052	14,58	0,08
	Capataz	HH	1	0,0052	12,50	0,07
	Operador de perforadora	HH	1	0,0052	14,58	0,08
	Ayudante	HH	1	0,0052	6,25	0,03
	Subtotal					0,30
2.0	Equipos					
	Trackdrill Autopropulsado(Alquilado)	HM	1	0,0052	420	2,19
	Subtotal					2,19
	TOTAL COSTO DE PERFORACIÓN				S./m³	2,50

Fuente: Elaboración propia

Como se muestra en la Tabla 3.8. Costo unitario perforación, el elemento más caro está constituido por los materiales que se consumen en esta operación unitaria.

3.3.2 Costo de la voladura

Tabla 3.9. Costo unitario voladura						
	Rendimiento	16188	m ³ /día			
Item	Concepto	U.M.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S./m ³
1.0	Mano de obra					
	Jefe de mina	HH	0,25	0,0001	20,83	0,003
	Jefe de seguridad	HH	0,25	0,0001	20,83	0,003
	Jefe de guardia	HH	1	0,0005	14,58	0,007
	Capataz	HH	1	0,0005	12,50	0,006
	Manipulador de explosivo	HH	20	0,0099	6,25	0,062
	Subtotal					0,08
2.0	Materiales					
	Dinamita SEMEXSA 65%	Und	1036	0,0640	0,44	0,02816
	ANFO	kg	6475	0,4000	2,80	1,12000
	Cordón detonante 3G	m	5074	0,3135	0,79	0,24763
	Retardos	pza.	0	0,0000	0,00	0,00000
	Fulminante N° 6	pza.	2	0,0001	0,14	0,00002
	Guía de seguridad	m	4	0,0002	0,50	0,00012
	Herramientas	%	5			0,07
	Subtotal					1,47
	TOTAL COSTO UNITARIO VOLADURA				S./m³	1,55

Fuente: Elaboración propia

Como se muestra en la Tabla 3.9. Costo unitario voladura, el elemento más caro de esta operación de minado está constituido por los materiales de explosivos que se

consumen en esta operación unitaria, representando el 94,8 % del total parcial.

3.3.3 Costo de carguío en banco

Como se muestra en la Tabla 3.10. Costo unitario del carguío en banco, el elemento más caro de ésta operación de minado está constituido por los equipos pesados utilizados para abastecer a los equipos de transporte, en este caso volquetes.

Tabla 3.10. Costo unitario del carguío en banco						
	Rendimiento	663 m ³ /día				
Item	Concepto	U.M.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S./m³
1.0	Mano de obra					
	Jefe de mina	HH	0,25	0,0030	20,83	0,06
	Jefe de seguridad	HH	0,25	0,0030	20,83	0,06
	Jefe de guardia	HH	0,33	0,0040	14,58	0,06
	Capataz	HH	0,33	0,0040	12,50	0,05
	Operador de Excavadora	HH	1	0,0121	12,50	0,15
	Operador de Tractor	HH	1	0,0121	12,50	0,15
	Vigía	HH	2	0,0241	6,25	0,15
	Subtotal					0,69
2.0	Equipos					
	Excavadora 336 DL (Alquilada)	HM	1	0,0121	330,00	3,98
	Tractor D7R	HM	1	0,0121	320,00	3,86
	Subtotal					7,84
	TOTAL COSTO UNITARIO CARGUÍO				S./m³	8,53

Fuente: Elaboración propia

3.3.4 Costo transporte o acarreo cantera – chancadora

Tabla 3.11. Costo unitario del acarreo cantera a chancadora						
Rendimiento		663	m ³ /dia			
Item	Concepto	U.M.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S./m³
1.0	Mano de obra					
	Operador de volquete	HH	3	0,0362	10,42	0,38
	Subtotal					0,38
2.0	Equipos					
	Volquete	HM	3	0,0362	77,50	2,81
	Subtotal					2,81
3.0	Mantenimiento					
	Mecánico	HH	0,00603	18,23	0,1100	
	Ayudante Mecánico	HH	0,00603	15,63	0,0943	0,20
	Combustible (Petróleo)	GLN	0,01980	14,00	0,2771	
	Aceite Motor	GLN	0,00034	13,00	0,0044	
	Aceite de Transmisión	GLN	0,00003	10,00	0,0003	
	Aceite Hidráulico	GLN	0,00001	10,00	0,0001	
	Grasa	Kg	0,00014	7,00	0,0010	
	Filtro de Aceite	UND.	0,00002	80,00	0,0018	
	Filtro de Aire	UND.	0,00002	120,00	0,0027	
	Filtro de Combustible	UND.	0,00002	100,00	0,0023	
	Llantas traseras	UND.	0,00002	800,00	0,0193	
	Llantas delanteras	UND.	0,00001	800,00	0,0075	0,32
	Herramientas Manuales e Implementos % M.O.	% M.O.	5,0000			0,02
	Subtotal					0,54
TOTAL COSTO UNITARIO ACARREO CANTERA A CHANCADORA					S./m³	3,72

Fuente: Elaboración propia

Como se muestra en la Tabla 3.11. Costo unitario del acarreo cantera a chancadora, el elemento más caro de esta operación de minado también está constituido por los equipos pesados de acarreo o transporte, en este caso volquetes.

3.3.5 Costo de chancado

Como se muestra en la Tabla 3.12. Costo unitario del chancado, el elemento más caro de esta operación de minado está constituido por la tarifa de alquiler del equipo de chancado, la chancadora de quijadas.

Tabla 3.12. Costo unitario del chancado						
	Rendimiento	663	m ³ /dia			
Item	Concepto	U.M.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S./m ³
1.0	Mano de obra					
	Jefe de mina	HH	0,25	0,0030	20,83	0,06
	Jefe de seguridad	HH	0,25	0,0030	20,83	0,06
	Jefe de guardia	HH	0,33	0,0040	14,58	0,06
	Capataz	HH	0,33	0,0040	12,50	0,05
	Operador de chancadora	HH	2	0,0241	8,33	0,20
	Operador de generador de corriente	HH	1	0,0121	8,33	0,10
	Subtotal					0,54
2.0	Equipos					
	Chancadora (alquilada)	HM	1	0,0121	150	1,81
	Subtotal					1,81
	TOTAL COSTO UNITARIO CHANCADO				S./m³	2,35

Fuente: Elaboración propia

3.3.6 Costo de carguío en chancadora

Como se muestra en la Tabla 3.13. Costo unitario del carguío de material en chancadora, el elemento más caro de esta operación de minado está constituido por la tarifa de alquiler del cargador frontal que alimenta a los volquetes.

Tabla 3.13. Costo unitario del carguío de material en chancadora						
	Rendimiento	663	m ³ /dia			
Item	Concepto	U.M.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S/./m ³
1.0	Mano de obra					
	Jefe de mina	HH	0,25	0,0030	20,83	0,06
	Jefe de seguridad	HH	0,25	0,0030	20,83	0,06
	Jefe de guardia	HH	0,33	0,0040	14,58	0,06
	Capataz	HH	0,33	0,0040	12,50	0,05
	Operador de cargador frontal	HH	1	0,0121	12,50	0,15
	Vigía	HH	1	0,0121	6,25	0,08
	Subtotal					0,46
2.0	Equipos					
	Cargador frontal (alquilado)	HM	1	0,0121	210,00	2,53
	Subtotal					2,53
	TOTAL COSTO UNITARIO CARGUÍO EN CHANCADORA				S/./m³	2,99

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.14. Costo unitario del acarreo de chancadora a plataforma - acopio						
	Rendimiento	663	m ³ /dia			
Item	Concepto	U.M.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S/./m ³
1.0	Mano de obra					
	Operador de volquete	HH	3	0,0362	10,42	0,38
	Subtotal					0,38
2.0	Equipos					
	Volquete (Alquilado)	HM	3	0,0362	77,50	2,81
	Subtotal					2,81
3.0	Mantenimiento					
	Mecánico	HH	0,00603	18,23	0,1100	
	Ayudante Mecánico	HH	0,00603	15,63	0,0943	0,20
	Combustible (Petróleo)	GLN	0,01980	14,00	0,2771	
	Aceite Motor	GLN	0,00034	13,00	0,0044	
	Aceite de Transmisión	GLN	0,00003	10,00	0,0003	
	Aceite Hidráulico	GLN	0,00001	10,00	0,0001	
	Grasa	Kg	0,00014	7,00	0,0010	
	Filtro de Aceite	UND.	0,00002	80,00	0,0018	
	Filtro de Aire	UND.	0,00002	120,00	0,0027	
	Filtro de Combustible	UND.	0,00002	100,00	0,0023	
	Llantas traseras	UND.	0,00002	800,00	0,0193	
	Llantas delanteras	UND.	0,00001	800,00	0,0075	0,32
	Herramientas Manuales e Implementos % M.O.	% M.O.	5,0000			0,02
	Subtotal					0,54
	TOTAL COSTO UNITARIO ACARREO A PLATAFORMA - ACOPIO				S/./m³	3,72

Fuente: Elaboración propia

3.3.7 Costo de transporte chancadora – plataforma de acopio

Como se muestra en la Tabla 3.14. Costo unitario del acarreo de chancadora a plataforma – acopio, el elemento más caro de esta operación de minado está constituido por la tarifa de alquiler de los volquetes que transportan el material chancado.

Item	Concepto	P. Parcial S./m³
1	Perforación	2,50
2	Voladura	1,55
3	Carguío en banco	8,53
4	Acarreo cantera a chancadora	3,72
5	Chancado	2,35
6	Carguío en chancadora	2,99
7	Acarreo chancadora a acopio	3,72
TOTAL COSTO UNITARIO DE OPERACIÓN		25,35

Fuente: Elaboración propia

3.3.8 Resumen del costo de operación con chancado

Como se muestra en la Tabla 3.15. Costo unitario de operación con chancado, el elemento más caro de éste ciclo de minado está constituido por el carguío para chancadora (carguío en banco), debido a que son requeridos una

excavadora y un tractor, para el abastecimiento de los volquetes.

3.3.9 Resultados de la línea base

La Figura 19 muestra una imagen del primer disparo efectuado en la mina Caliza, que tuvo por objeto la construcción del Banco 4055.



Figura 19: Muestra el momento inicial del primer disparo
Fuente: Propia

Las figuras 20, 21 y 22, muestran, desde diferentes ángulos, el resultado del primer disparo. Dicho disparo presenta una mala fragmentación del macizo rocoso, lo cual ha obligado un chancado del 100%.



Figura 20: Mirando hacia el norte, muestra los fragmentos más grandes (40 cm x 30 cm x 30 cm), considerado como un mal disparo
Fuente: Propia



Figura 21: Mirando hacia el oeste, muestra los fragmentos más grandes (40 cm x 30 cm x 30 cm), considerado como un mal disparo
Fuente: Propia



Figura 22: Mirando hacia el sur, muestra los fragmentos más grandes (40 cm x 30 cm x 30 cm), considerado como un mal disparo
Fuente: Propia

CAPÍTULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1 Cálculo de malla de perforación

Para el cálculo de la malla de perforación existe una serie de algoritmos, como los mostrados en el marco teórico; pero, para el caso del análisis y determinación de los nuevos parámetros de voladura se aplican las técnicas de Langefors, López Jimeno, Ash y la propuesta en el Manual de Voladura EXSA, de acuerdo con los siguientes datos:

Tabla 4.1. Datos

Altura de banco (m)	5,0
Diámetro de perforación (mm)	76,2
Compresión simple (Mpa)	45,0
Densidad de la roca (tn/m ³)	2,8
Densidad del ANFO [explosivo] (t/m ³)	0,8
Densidad del dinamita [explosivo] (t/m ³)	0,9
Ángulo de perforación [vertical] (grados)	90,0

Fuente: Elaboración propia

4.1.1 Cálculo según Langefors

Aplicando las ecuaciones 2.6 a 2.16 mostradas y descritas, en el Capítulo II Marco Teórico, se obtienen los parámetros listados en la Tabla 4.2. Técnica de Langefors para voladuras de diámetro pequeño.

Tabla 4.2 Técnica de Langefors para voladuras de pequeño diámetro

Piedra Máxima teórica (m)	1,6
Sobreperforación (m)	0,5
Profundidad del Taladro (m)	5,8
Error de Perforación (m)	0,2
Piedra Práctica (m)	1,4
Espaciamiento Práctico (m)	1,7
Concentración Carga de Fondo (kg/m)	5,6
Altura de carga de Fondo (m)	2,1
Carga de Fondo (kg)	11,8
Concentración de Carga de Columna (kg/m)	2,3
Altura de la carga de Columna (m)	2,3
Carga de Columna (kg)	5,1
Retacado (m)	1,4
Carga Total de explosivo (kg)	16,9
Carga específica (kg/m ³)	0,9
Perforación Específica (m perforación/ m ³)	0,3
Ancho de la pega(m)	20,0

Fuente: Elaboración propia

4.1.2 Cálculo según López Jimeno

Aplicando las ecuaciones 2.23 a 2.28 especificadas en el Capítulo II Marco Teórico se obtienen los parámetros listados en

la Tabla 4.3. Técnica de López Jimeno para voladuras de diámetro pequeño.

Tabla 4.3. Técnica de López Jimeno para voladuras de diámetro pequeño

Sobreperforación [J] (m)	0,90
Longitud de Barreno (m)	5,90
Retacado [T] (m)	2,40
Burden (m) [B]	2,93
Espaciamiento[S] (m)	3,23
Volumen arrancado (m ³)	47,17
Rendimiento de arranque	7,99
longitud de carga de fondo (m)	3,00
Concentración de la Carga de Fondo (kg/m)	4,00
Carga de fondo (kg)	12,00
Longitud de la carga de Columna (m)	0,50
Concentración de la Carga de columna (kg/m)	12,00
Carga de columna (kg)	6,00
Carga de Barreno(kg)	18,00
Consumo Específico (kg/m ³)	0,43
Perforación Específica (m/m ³)	0,1

Fuente: Elaboración propia

4.1.3 Cálculo según Ash

Aplicando las ecuaciones 2.17 a 2.21 mostradas y descritas en el Capítulo II Marco Teórico se obtienen los parámetros listados en la Tabla 4.4. Técnica de Ash para voladuras de diámetro pequeño.

Tabla 4.4. Técnica de Ash para voladuras de diámetro pequeño

Relación de Burden	27,7
Burden	2,1
Profundidad del Barreno	6,2
Relación de profundidad del Barreno	3,0
Pasadura	0,6
Relación de Pasadura	0,3
Taco	1,5
Relación de Taco	0,7
Espaciamiento	2,5
Relación de espaciamiento	1,2
Concentración Carga de Fondo (kg/m)	4,4
Altura de carga de Fondo (m)	2,7
Carga de Fondo (kg)	11,9
Concentración de Carga de Columna (kg/m)	3,8
Altura de la carga de Columna (m)	2,1
Carga de Columna (kg)	7,9
Ancho de la pega(m)	20,0
Carga Total de explosivo (kg)	19,8
Carga específica (kg/m ³)	0,7
Perforación Específica (m perforación/ m ³)	0,2

Fuente: Elaboración propia

4.1.4 Protocolo optimizado aplicando el Manual EXSA

Datos:

Altura de banco (H)	:	5 m
Ancho de la voladura (A)	:	16 m
Diámetro de perforación (Ø)	:	76,2 mm
Densidad de la roca	:	2,8 t/m ³

1. Burden máximo:

Para el caso se ha considerado el factor 26.

$$B_{\max} = 26 \times 76,2 = 1,98 \text{ m} = 2,0 \text{ m}$$

2. Sobreperforación:

$$SP = 0,3 \times B_{\max} = 0,3 \times 2,0 = 0,60 \text{ m}$$

3. Longitud de taladro:

$L = \text{altura de banco (H)} + \text{sobreperforación (SP)} + 5 \text{ cm/m}$

(altura de banco + sobreperforación), debido a la inclinación

3:1

$$L = H + SP + 0,05\text{m} (H + SP)$$

$$L = 5 + 0,60 + 0,05 (5 + 0,60) = 5,88 \text{ m}$$

Si el taladro es vertical

$$L = 5 + 0,60 = 5,60 \text{ m}$$

4. Error de perforación:

$F = 5 \text{ cm de error de emboquille} + 3 \text{ cm/m de desviación de taladro}$

$$F = 0,05 + 0,03 \times L = 0,05 + 0,03 \times 5,60 = 0,22 \text{ m}$$

5. Burden práctico:

$$B1 = B_{\max} - F = 2,0 - 0,22 = 1,8 \text{ m}$$

6. Espaciamiento práctico:

$$E1 = 1,25 \times B1 = 1,25 \times 1,8 = 2,3 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ espacios} = \frac{\text{Ancho de voladura}}{E1} = \frac{16}{2,3}$$

$$N^{\circ} \text{ espacios} = 6,95 = 7$$

$$E1 = \frac{\text{ancho de voladura}}{N^{\circ} \text{ espacios}} = \frac{16}{7} = 2,3 \text{ m}$$

7. Concentración de carga de fondo Q_{bH}:

$$Q_{bH} = \frac{1,25 \times \pi \times \emptyset^2}{4 \times 1000} = \frac{76,2^2}{1000} = 5,8 \text{ kg/m}$$

8. Altura de carga de fondo:

$$(hb) = 1,3 \times B_{\max} = 1,3 \times 2,0 = 2,60 \text{ m}$$

9. Carga de fondo:

(CF) = Altura de carga de fondo x concentración de carga de fondo

$$(CF) = hb \times Q_{bH} = 2,60 \times 5,8 = 11,6 \text{ kg}$$

10. Concentración de carga de columna:

$(QpH) = (0,4 \text{ a } 0,5) \times \text{concentración de la carga de fondo}$

$(QpH) = (0,4 \text{ a } 0,5) \times QbH = 2,32 \text{ a } 2,90 \text{ kg/m}$

11. Altura de la carga de columna:

$(hp) = \text{Longitud de taladro} - (\text{altura de la carga de fondo} + \text{taco inerte})$

$(hp) = L - (hb + ho)$

Donde:

$ho = B1 \text{ (o } Bmax), \text{ luego:}$

$(hp) = L - (hb + Bmax)$

$(hp) = 5,60 - (2,60 + 2,00) = 1,00 \text{ m}$

12. Carga de columna:

$(CC \text{ ó } Qb) = hp \times QpH, \text{ luego:}$

$Qb = (1,0 \times 2,32) = 2,32 \text{ kg}$

13. Carga total:

$(CT) = CF + Qb = 11,6 + 2,32 = 13,92 \text{ kg/taladro}$

Con los datos calculados se elaboró el Protocolo de Voladura Optimizado estandarizando la malla de 2,0 m de

burden por 2,0 m de espaciamiento, que se presenta en la Tabla 4.5. Protocolo de voladura.

Tabla 4.5. Protocolo de voladura aplicado

Item	Descripción	Unidad	Cantidad
1	Diámetro tal.	mm (pulg)	76,2(3)
2	Nº de taladros	und	854
3	Altura de banco	m	5,00
4	Altura de tal.	m	5,60
5	Burden	m	2,00
6	Espaciamiento	m	2,00
7	Sobreperforación	m	0,60
8	Vol. Prom/tal.	m ³	20,00
9	Vol. Aprox. Total	m ³	17080
10	Cebo	und	3,0
11	Longitud de carga	m	3,60
12	Longitud de taco	m	2,00
13	Carga de fondo	kg	11,60
14	Carga de columna	kg	2,32
15	Carga lineal	kg/m	4,00
16	Densidad de expl.	gr/cc	0,9
17	Densidad del ANFO	gr/cc	0,8
18	Factor de Carga	kg/m ³	0,7

Fuente: Elaboración propia

4.1.5 Comparación de esquemas de voladura calculados

Para efectos de justificar la estandarización de la malla perforación y voladura, en la Tabla 4.6. Comparación de cálculos de esquemas de voladura en banco, se muestra los resultados obtenidos. Se aprecia que la técnica de Ash, muy popular en el diseño de esquemas de voladura de gran diámetro, es muy

aproximada al esquema estandarizado. Y que la técnica de EXSA, en alguna medida, proporciona valores muy próximos al promedio de los obtenidos aplicando los algoritmos de Langefors, López Jimeno y Ash.

Tabla 4.6. Comparación de cálculos de esquemas de voladura en banco

Técnica	Langefors	Lopez Jimeno	Ash	EXSA
Altura de banco (m)	5,0	5,0	5,0	5,0
Profundidad del Taladro (m)	5,8	5,8	6,2	5,6
Piedra Práctica (m)	1,4	2,6	2,1	2,0
Espaciamiento Práctico (m)	1,7	3,2	2,5	2,0
Carga de Fondo (kg)	11,8	12,0	11,9	11,6
Carga de Columna (kg)	5,1	6,0	7,9	2,3
Carga específica (kg/m ³)	0,9	0,4	0,7	0,7
Perforación Específica (m perforación/ m ³)	0,3	0,1	0,2	0,2

Fuente: Elaboración propia.

Los resultados obtenidos teóricamente muestran el parámetro sobreperforación alto, excepto la técnica de EXSA; la que al mismo tiempo nos proporciona los parámetros espaciamiento y burden en cifras enteras, en consecuencia, aptas para su estandarización. Los resultados del disparo verifican la bondad de la selección.



Figura 23: Cantera Caliza

Fuente: Propia

4.2 Costo de operación

Los costos de operación asociados al escenario de producción con malla de voladura optimizada, se pueden desagregar de acuerdo con el ciclo de minado también optimizado, el mismo que consiste en:

- Perforación
- Disparo o voladura
- Carguío en banco
- Transporte cantera – plataforma de acopio

4.2.1 Costo de la perforación

Como se muestra en la Tabla 4.7. Costo unitario perforación, el elemento más caro está constituido por el alquiler del equipo de perforación, representando el 87,9 % del total.

Tabla 4.7. Costo unitario perforación						
	Rendimiento	980	m ³ /dia			
Item	Concepto	U.M.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S./ m³
1.0	Mano de obra					
	Jefe de mina	HH	0,25	0,0020	20,83	0,04
	Jefe de seguridad	HH	0,25	0,0020	20,83	0,04
	Jefe de guardia	HH	1	0,0082	14,58	0,12
	Capataz	HH	1	0,0082	12,50	0,10
	Operador de perforadora	HH	1	0,0082	14,58	0,12
	Ayudante	HH	1	0,0082	6,25	0,05
	Subtotal					0,48
2.0	Equipos					
	Trackdrill autopropulsado	HM	1	0,0082	420	3,43
	Subtotal					3,43
	TOTAL COSTO DE PERFORACIÓN				S./m³	3,90
Fuente: Elaboración propia						

4.2.2 Costo de la voladura

Como se muestra en la Tabla 4.8. Costo unitario voladura, el elemento más caro está constituido por los materiales explosivos y herramientas que se consumen en esta operación unitaria, representando el 96,9 % del total.

Tabla 4.8. Costo unitario voladura						
	Rendimiento	17080	m ³ /dia			
Item	Concepto	U.M.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S./ m³
1.0	Mano de obra					
	Jefe de mina	HH	0,25	0,0001	20,83	0,002
	Jefe de seguridad	HH	0,25	0,0001	20,83	0,002
	Jefe de guardia	HH	1	0,0005	14,58	0,007
	Capataz	HH	1	0,0005	12,50	0,006
	Manipulador de explosivo	HH	20	0,0094	6,25	0,059
	Subtotal					0,08
2.0	Materiales					
	Dinamita SEMEXSA 65%	Und	2562	0,1500	0,44	0,06600
	ANFO	kg	11956	0,7000	2,80	1,96000
	Cordón detonante 3G	m	7515	0,4400	0,79	0,34759
	Retardos 17 ms	pza.	10	0,0006	8,40	0,00492
	Retardos 35 ms	pza.	2	0,0001	11,20	0,00131
	Fulminante N° 6	pza.	2	0,0001	0,14	0,00002
	Guía de seguridad	m	4	0,0002	0,50	0,00012
	Herramientas	%	5			0,12
	Subtotal					2,50
	TOTAL COSTO UNITARIO VOLADURA				S./m³	2,58

Fuente: Elaboración propia

4.2.3 Costo de carguío en banco

Como se muestra en la Tabla 4.9. Costo unitario del carguío de material para plataforma - acopio, el elemento más caro está constituido por las tarifas de los equipos alquilados, representando el 91,9 % del costo unitario correspondiente.

Tabla 4.9. Costo unitario del carguío de material para plataforma-acopio						
	Rendimiento	1170	m ³ /dia			
Item	Concepto	Unid. Med.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario S/.	P. Parcial S./m³
1.0	Mano de obra					
	Jefe de mina	HH	0,25	0,0017	20,83	0,04
	Jefe de seguridad	HH	0,25	0,0017	20,83	0,04
	Jefe de guardia	HH	0,33	0,0023	14,58	0,03
	Capataz	HH	0,33	0,0023	12,50	0,03
	Operador Excavadora	HH	1	0,0068	12,50	0,09
	Operador Tractor	HH	1	0,0068	12,50	0,09
	Operador Cargador Frontal	HH	1	0,0068	12,50	0,09
	Vigía	HH	3	0,0205	6,25	0,13
	Subtotal					0,52
2.0	Equipos					
	Excavadora 336 DL (Alquilado)	HM	1	0,0068	330,00	2,26
	Tractor D7R	HM	1	0,0068	320,00	2,19
	Cargador frontal	HM	1	0,0068	210,00	1,44
	Subtotal					5,88
	TOTAL COSTO UNITARIO CARGUÍO				S/./m³	6,40
Fuente: Elaboración propia						

4.2.4 Costo de transporte cantera – plataforma de acopio

Como se muestra en la Tabla 4.10. Costo unitario del acarreo de cantera a plataforma - acopio, el elemento más caro está constituido por las tarifas de los volquetes alquilados, representando el 78,8 % del costo unitario correspondiente.

Tabla 4.10. Costo unitario del acarreo cantera a plataforma- acopio						
	Rendimiento	1170	m ³ /dia			
Item	Concepto	Unid. Med.	Cantidad	Incidencia	P. Unitario \$/.	P. Parcial \$/m ³
1.0	Mano de obra					
	Operador de volquete	HH	9	0,0615	10,42	0,64
	Subtotal					0,64
2.0	Equipos					
	Volquete	HM	9	0,0615	77,50	4,77
	Subtotal					4,77
3.0	Mantenimiento					
	Mecánico	HH	0,00226	18,23	0,04	
	Ayudante Mecánico	HH	0,00226	15,63	0,04	0,08
	Combustible (Petróleo)	GLN	0,03365	14,00	0,47	
	Aceite Motor	GLN	0,00058	13,00	0,01	
	Aceite de Transmisión	GLN	0,00005	10,00	0,00	
	Aceite Hidráulico	GLN	0,00001	10,00	0,00	
	Grasa	Kg	0,00024	7,00	0,00	
	Filtro de Aceite	UND.	0,00004	80,00	0,00	
	Filtro de Aire	UND.	0,00004	120,00	0,00	
	Filtro de Combustible	UND.	0,00004	100,00	0,00	
	Llantas traseras	UND.	0,00004	800,00	0,03	
	Llantas delanteras	UND.	0,00002	800,00	0,01	0,54
	Herramientas Manuales e Ir	% M.O.	5,0000			0,03
	Subtotal					0,64
	TOTAL COSTO UNITARIO ACARREO CANTERA A PLATF.ACOF				\$/m³	6,05

Fuente: Elaboración propia

4.2.5 Resumen del costo de operación sin chancado

Como se muestra en la Tabla 4.11. Costo unitario de operación sin chancado, el elemento más caro del ciclo de minado está constituido por la operación de perforación que sumado a la operación de voladura totalizan S/. 6,48, representando un 34,2 % del costo unitario de operación.

Item	Concepto	P. Parcial S./m³
1	Perforación	3,90
2	Voladura	2,58
3	Carguío en cantera	6,40
4	Acarreo cantera-plataforma de acopio	6,05
TOTAL COSTO UNITARIO DE OPERACIÓN		18,93
Fuente: Elaboración propia		

4.2.6 Resultados de la voladura

La Figura 23, muestra una imagen del segundo disparo efectuado en la mina Caliza, que tuvo por objeto el minado del Banco 4055 y la construcción del Banco 4050. Y las figuras 25 y 26, muestran, desde diferentes ángulos, el resultado del segundo disparo. Dicho disparo presenta una buena fragmentación del

macizo rocoso y al cumplir con los requerimientos del cliente, ya no requiere chancado.



Figura 24: Muestra el momento inicial del segundo disparo
Fuente: Propia



Figura 25: Muestra el resultado del disparo de la malla 2 x 2, con clastos menores a 15 cm, mirando al norte
Fuente: Propia



Figura 26: Muestra el resultado del disparo de la malla 2 x 2, con clastos menores a 15 cm, mirando al oeste

Fuente: Propia

CAPÍTULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1 Presentación de los resultados

El objetivo general de la presente tesis consiste en mejorar la fragmentación, analizando y modificando los parámetros de voladura en la Cantera Caliza de MINSUR. La mejora se alcanza a partir de un mejor conocimiento del macizo rocoso y la aplicación de la metodología prueba-error, principalmente en las operaciones unitarias de la perforación y voladura de rocas; en otras palabras, se trata de mejorar el diseño de la voladura.

La mejora se expresa, para el caso del Proyecto Caliza en la calidad (en términos de fragmentación adecuada) del material calcáreo.

5.1.1 Las características mineralógicas, estructurales y geomecánicas del yacimiento Caliza, son favorables para el minado en cantera

Los estudios topográficos, la prospección superficial del depósito calcáreo y la observación detallada del corte producido por la primera voladura, permitieron definir las características mineralógicas, estructurales y geomecánicas del depósito calcáreo.

Se verificó que una de las principales características del yacimiento calcáreo es su limitada cobertura de suelo (top soil), alcanzando a lo más unos 20 cm de espesor. Por otro lado, se verificó la existencia de un sinclinal producto del plegamiento local de la corteza terrestre, cuyos estratos convergen hacia abajo tomando la forma de una cuenca, probablemente como consecuencia de las fuerzas de compresión de un movimiento orogénico. El buzamiento hacia el frente, en el flanco oeste del yacimiento, se presenta desfavorable para la formación de las crestas de los bancos; por tal razón se ha aplicado una 'sui generis' voladura controlada con taladros de precorte.

Desde el punto de vista de la resistencia a la compresión simple, el valor promedio 43,15 Mpa (tomado del Anexo 1), corresponde una roca blanda; sin embargo, luego del primer

corte se ha verificado un comportamiento irregular de la roca a un proceso de escarificado con 'ripper', por lo que se confirma la necesidad de aplicar la voladura de rocas.

Desde el punto de vista de la resistencia de la roca, se ha caracterizado según el criterio de Protodiákonov, como semidura a medianamente dura.

En cuanto a las discontinuidades, se ha verificado un comportamiento no uniforme, dado que su espaciamiento varía desde 24 cm a 79 cm. Mientras que, la rugosidad se ha clasificado como plana-lisa para todas las discontinuidades, los estratos mantienen una continuidad alta y se presentan levemente meteorizados de grado II.

Considerando las propiedades del macizo rocoso en los párrafos previos, se establecieron los parámetros de diseño de la cantera en términos de límites de minado, taludes, dimensiones de bancos de seguridad, malla de perforación y factor de carga, para su explotación sistemática en bancos.

5.1.2 La aplicación de cambios en los parámetros de la voladura mejora la producción en Cantera Caliza

En el periodo de estudio del Proyecto Caliza, se han aplicado modificaciones o cambios en las variables, dichas modificaciones están asociados a los indicadores que se establecieron:

- Metros perforados
- Factor de carga
- Costo operativo

El resultado de los cambios se muestra en la Tabla 5.1. Costos de Voladura con chancado y sin chancado, en la que se comparan los datos de línea base (con chancado), tomados de la Tabla 3.1, versus los datos optimizados (sin chancado), tomados de la Tabla 4.5. Por comparación de los valores mostrados se aprecia: una reducción en el burden y el espaciamiento, un incremento en el factor de carga (ambos aspectos están íntimamente relacionados) y un incremento en el costo unitario de la voladura.

Tabla 5.1. Costos de Voladura con chancado y sin chancado

Item	Descripción	Unidad	Con Chancado	Sin Chancado
1	Diámetro taladro	mm	76,2	76,2
2	N° de taladros	und	518	854
3	Altura de banco	m	5	5
4	Altura de taladro	m	5,60	5,60
5	Burden	m	2,50	2,00
6	Espaciamiento	m	2,50	2,00
7	Sobreperforación	m	0,60	0,60
8	Vol. Prom./taladro	m ³	31,25	20
9	Vol. Aprox.Total	m ³	16 188	17 080
10	Cebo	und	2	3
11	Longitud de carga	m	3,30	3,60
12	Longitud de taco	m	2,30	2,00
13	Carga de fondo	kg	0,20	11,60
14	Carga de columna	kg	12,3	2,32
15	Carga lineal	kg/m	4,00	4,00
16	Densidad de expl.	gr/cc	0,90	0,90
17	Densidad del ANFO	gr/cc	0,80	0,80
18	Factor de carga	kg/m ³	0,40	0,70
19	Costo Unit. Voladura	S/./m ³	1,55	2,58

Fuente: Elaboración propia

Sin embargo, los cambios más dramáticos se observan en la Tabla 5.2. Comparación de costos operacionales, en la que se comparan los costos operacionales de línea base (con chancado) versus los costos operacionales optimizados (sin chancado), calculados en la Tablas 3.15. y 4.11., respectivamente.

Concepto	Costo con Chancado S./m ³	Costo sin Chancado S./m ³
Costo Unitario de Operación	25,35	18,93
DIFERENCIA	6,42	

Fuente:Elaboración propia

Aun cuando, la operación unitaria de perforación ha sufrido un incremento desde 2,50 S./m³ hasta 3,90 S./m³, igualmente, la operación unitaria de voladura ha sufrido un incremento de 1,55 S./m³ hasta 2,58 S./m³; el ahorro obedece a que en el ciclo de minado se han suprimido básicamente las operaciones de chancado y carguío en chancadora.

5.2 Discusión de resultados

Los resultados obtenidos en el estudio del Proyecto Caliza reflejan el nivel de la información disponible durante el periodo de evaluación, la prospección superficial por medio de calicatas de muestreo no fue suficiente para la caracterización geotécnica, en consecuencia, los parámetros de la perforación y voladura utilizados fueron muy holgados; una estimación más precisa se obtuvo utilizando el procedimiento propuesto en el Manual de Voladura de EXSA, incorporando la calidad de la roca como ligeramente blanda.

Por lo que se ha constatado que es muy importante la caracterización del macizo rocoso que permita incorporar los componentes estructurales y geomecánicos al cálculo de los protocolos de voladura.

En la Tabla 5.3 Ahorro por diferencia de costos, se aprecia que globalmente se puede alcanzar un ahorro de S/. 1 733 400 Nuevos Soles, si se minaran los 270 000 m³ contenidos en la cantera Caliza de MINSUR. Y los resultados así obtenidos, validan la hipótesis propuesta originalmente para la presente tesis.

Tabla 5.3. Ahorro por diferencia de costos

		Costo Unit. Operación S./m³	Volumen Material Calcáreo m³	Costo Total S/.
Reserva	270 000m³			
Primera Malla		25,35	16 188	410 365,80
Segunda Malla		18,93	16 188	306 438,84
Primera Malla versus Malla Óptima				
Ahorro por cada 16 188 m³			S/. 103 926,96	
Ahorro Total en toda la Reserva			S/. 1 733 400,00	

Fuente: Elaboración Propia

El desarrollo de la presente tesis ha permitido verificar que uno de los principales afectados con el resultado de la voladura es el ítem de costos, ya que hemos visto que un mal resultado de la voladura desencadena muchos problemas en operaciones posteriores, bajando sus rendimientos y por ende incrementando los costos.

Es importante destacar que al incrementar los costos de la voladura se puedan bajar los costos de operación globales de la cantera, como se muestran en las tablas 5.2 y 5.3.

5.3 Comparación de resultados con antecedentes

Los resultados obtenidos demuestran que para un diseño racional de las voladuras se requiere conocer las propiedades físicas de las rocas así como la acción de la explosión en el medio rocoso, tal como lo declaran Pedro-Alexandre y otros (2006); ambas condiciones se han tomado en consideración a partir de la caracterización del macizo rocoso como roca blanda y la modificación de los parámetros o protocolo de voladura a partir de los cálculos utilizando el modelo de EXSA.

De acuerdo al análisis realizado de los diferentes métodos de cálculo de los parámetros de voladura, así como los aplicados por Caguana Gutiérrez y otro (2013), quienes consideran que el método de López Jimeno es el más adecuado, en este caso se demostró que el método de EXSA es el más confiable y puede ser utilizado para el cálculo de un adecuado patrón de voladura. Y se observó que aumentando la cantidad de carga de fondo por barreno y disminuyendo la separación entre barrenos, el tamaño de fragmentación disminuye en la Cantera Caliza.

CONCLUSIONES

1. El método de minado superficial en cantera es el más adecuado para la explotación de los materiales calcáreos del Proyecto Caliza, debido a sus características mineralógicas, estructurales y geomecánicas. Es aceptable, para efectos de la construcción del botadero del Proyecto Pucamarca, un material con 60 % o más de carbonato de calcio.
2. Los resultados nos indican que la malla de perforación (B = 2,5 m y E = 2,5 m) aplicada al inicio de las operaciones, con un factor de carga de $0,40 \text{ kg/m}^3$, ha sido adecuada incorporando al ciclo de minado una etapa de chancado, para cumplir con la granulometría objetivo de 15 cm de diámetro. Por el contrario, la malla de perforación (B = 2,0 m y E = 2,0 m) aplicada y estandarizada en el estudio incrementando el factor de carga a $0,70 \text{ kg/m}^3$, ha permitido cumplir con la fragmentación objetivo, sin necesidad de chancado y en consecuencia reduciendo el ciclo del proceso de 7 a 4 elementos.
3. Se obtuvo un ahorro de $6,42 \text{ S/./m}^3$ en el costo operacional unitario.

RECOMENDACIONES

1. Actualizar la caracterización estructural y geotécnica del depósito calcáreo, a efectos de incorporar nuevos parámetros para ajustar con más precisión la malla de perforación y voladura.
2. Evaluar la posibilidad de utilizar explosivos más densos para carga de fondo a efectos de satisfacer plenamente la fragmentación exigida por el cliente, en nuestro caso MINSUR.
3. El nivel de ahorro obtenido da holgura para reducir aún más la malla de perforación y voladura.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AMEC. (2006). “ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL DEL PROYECTO PUCAMARCA DEPARTAMENTO DE TACNA – PERU. MINSUR S.A. 359-368.

Bernaola, J., Castilla, J. y Herrera, J. (2013). PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN MINERÍA. E.T.S. DE INGENIEROS DE MINAS DE MADRID. UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID. 131-137.

Borisov, S., Klovov, M. y Gornovoi, B. (1976). LABORES MINERAS. EDITORIAL MIR. Moscú. 12-13.

Caguana Gutiérrez, A. y Tenorio Tupacyupanqui, M. (2013). OPTIMIZACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CANTERA “LAS VICTORIAS”. Tesis. Facultad de Ingeniería. Escuela de Ingeniería Civil. UNIVERSIDAD DE CUENCA. Ecuador. 12-13.

EXSA, (2005). “Manual Práctico de Voladura”, Lima-Perú, 4ta Edición
Capítulo 10-12-14.

Guamán García, V. y Mendieta Girón, F. (2013). EVALUACIÓN
GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO EN LA CANTERA DE
MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN “LAS VICTORIAS”. Tesis. Facultad
de Ingeniería. Escuela de Ingeniería Civil. UNIVERSIDAD DE CUENCA.
Ecuador. 2.

**Hernández Jatib, N.; Rosario Ferrer, Y.; Almaguer Carmenates, Y. y
Otaño Noguel, J. (2013).** PROCEDIMIENTO PARA LA ELECCIÓN DEL
MÉTODO DE ARRANQUE DE LA ROCA EN LAS CANTERAS DE
ÁRIDOS. Instituto Superior Minero-Metalúrgico “Dr. Antonio Núñez
Jiménez”, Las Coloradas s/n, Moa, Holguín. V CONGRESO CUBANO DE
MINERIA (MINERIA 2013).12.

Langefors, U., y Kihlström, B. (1968). TÉCNICA MODERNA DE
VOLADURA DE ROCAS. Ediciones URMO. Bilbao. ESPAÑA. 52-53.

López C. (2000). Manual de Perforación y Voladura de Rocas.
INSTITUTO GEOLÓGICO Y MINERO DE ESPAÑA. Madrid. España. 173-
249. 229-234.

Pedro-Alexandre, A. Joe-Boy, S. y Otaño Nogel, J. (2006). ANÁLISIS DEL DISEÑO DE VOLADURAS CON CARGAS COMPACTAS EN LA CANTERA DE ÁRIDOS EL CACAO. Instituto Superior Minero-Metalúrgico “Dr. Antonio Núñez Jiménez”, Las Coloradas s/n, Moa, Holguín. Red de Revistas Científicas de América Latina, el Caribe, España y Portugal. 22.

Ponce R., Fredy. (2010). “COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN OBRAS Y PROYECTOS DE CONSTRUCCIÓN”. Curso de Actualización. INSTITUTO DE CAPACITACIÓN MINERA. Lima. Perú.30-35.

Zúñiga Iriarte, Waldo. (2013). “Planeamiento a corto plazo de la Cantera Caliza”. Informe Interno. Transportes Zúñiga S.R.L. 01-14.

ANEXO I

ESTUDIO DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DE LA ROCA

A.1 Ensayo de las propiedades físicas

A.1.1 Densidad

Tabla A.1: Densidad

Nº	MUESTRA	PESO g	DIÁMETRO cm	ALTURA cm	VOLUMEN cm ³	DENSIDAD g/cm ³
1	M1	102,7	3,8	3,58	40,60	2,53
2	M2	231,1	3,8	7,36	83,47	2,82

A.1.2 Humedad

Tabla A.2: Humedad

Nº	MUESTRA	PESO HÚMEDO (W _h) g	PESO SECO (W _s) g	W _w = W _h - W _s	HUMEDAD W = (W _w /W _s)*100%
1	M1	102,6	101,9	0,70	0,69
2	M2	235,1	234,8	0,30	0,13

A.1.3 Volumen de poros, porosidad, porcentaje de absorción

Tabla A.3: Volumen de poros, porosidad, porcentaje de absorción

Nº	CARACTERÍSTICAS		MUESTRA	MUESTRA
			M1	M2
1	Peso saturada	M_{SAT} (g)	103,8	239,6
2	Peso seco	M_s (g)	102,9	238,1
3	Densidad del agua	P (g/cm ³)	1	1
4	Volumen del cilindro	V (cm ³)	40,60	83,47
5	VOLUMEN DE POROS	$V_V = (M_{SAT} - M_s)/P$ cm ³	0,9	1,5
6	POROSIDAD	$n = (V_V/V)*100$ %	2,22	1,80
7	PORCENTAJE DE ABSORCIÓN	$W = ((M_{SAT} - M_s)/M_s) * 100$. . . %	0,87	0,63

A.2 Ensayo de las propiedades mecánicas

A.2.1 Índice de carga puntual

Tabla A.4: Índice de carga puntual

Nº	MUESTRA	FUERZA APLICADA kg	DIÁMETRO DE LA MUESTRA cm	LONGITUD cm	I_s kg/cm ²
1	M1	1 500	3,8	3,5	103,88
2	M2	515	3,8	5,6	35,66

A.2.2 Tracción brasileño

Tabla A.5: Tracción brasileño

Nº	MUESTRA	DIÁMETRO DE LA MUESTRA cm	LONGITUD DE LA MUESTRA cm	FUERZA APLICADA kg	σ_c kg/cm ²	σ_c Mpa
1	M1	3,8	1,83	650	59,51	5,84
2	M2	3,8	2,07	1 100	89,03	8,73

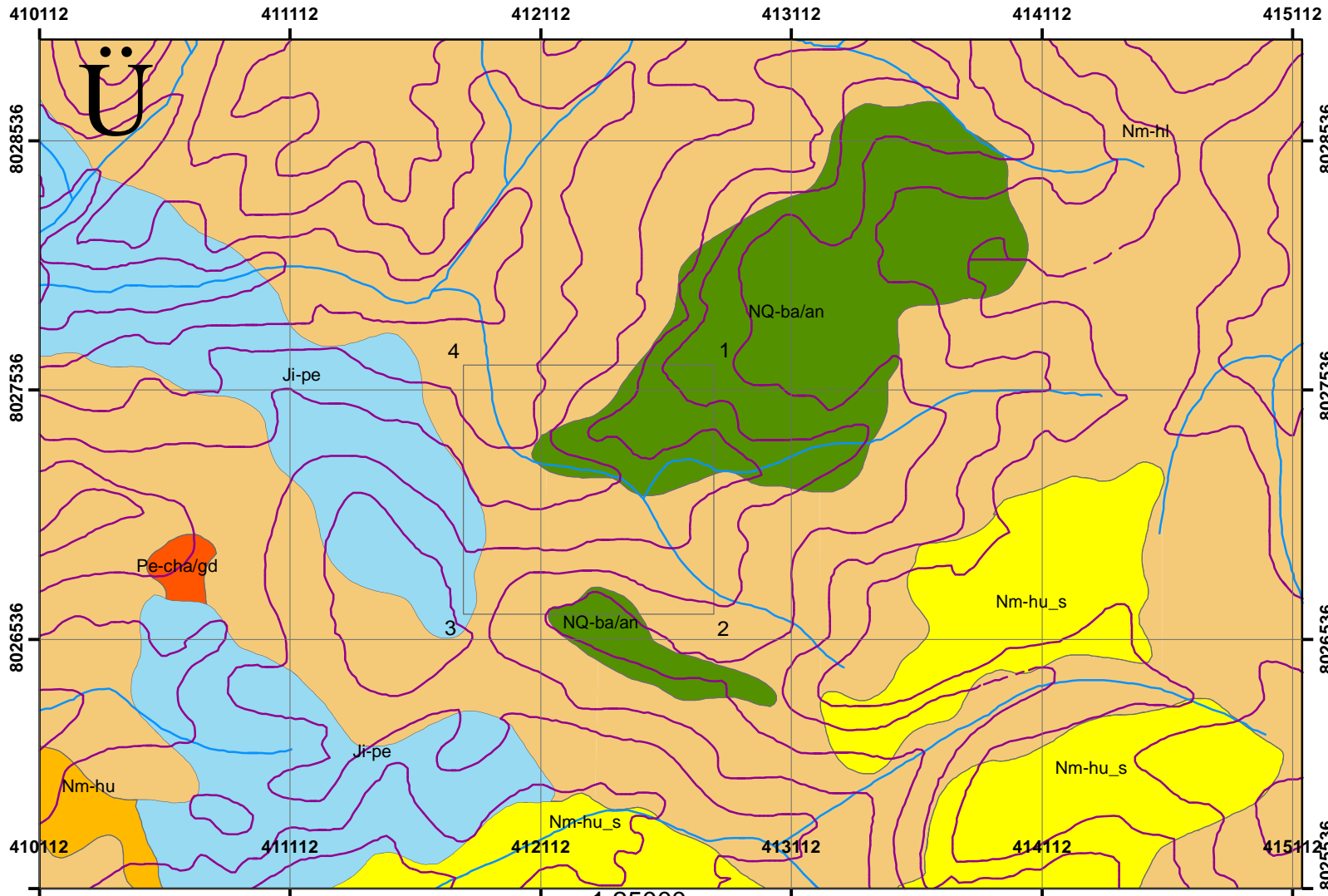
A.2.3 Compresión simple

Tabla A.6: Compresión simple

Nº	MUESTRA	DIÁMETRO DE LA MUESTRA cm	LONGITUD DE LA MUESTRA cm	FUERZA APLICADA kg	σ_c kg/cm ²	σ_c Mpa
1	M1	3,8	4,09	4 536	399,96	39,23
2	M2	3,8	7,36	5 443,2	479,95	47,07

PLANOS

GEOLOGÍA REGIONAL



LEYENDA

-  TOPOGRAFIA
-  Concesion
- Geología Regional**
- FORMACIÓN**
-  Ji-pe
-  NQ-ba/an
-  Nm-hl
-  Nm-hu
-  Nm-hu_s
-  Pe-cha/gd

CONCESIÓN ACUMULACIÓN PUCAMARCA A

COORDENADAS UTM

VERTICE	ESTADUM PSURTE	ESTADUM PSURTE	ESTADUM WGRTE	ESTADUM WGRTE
1	413000.000	8028000.000	412803.807	8027635.902
2	413000.000	8027000.000	412803.808	8026635.919
3	412000.000	8027000.000	411803.825	8026635.918
4	412000.000	8028000.000	411803.824	8027635.901

DATUM WGS84 - ZONA 19S

1000 500 0 1000 Meters



UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN		
FACULTAD DE INGENIERÍA ESMI		
GEOLOGIA REGIONAL		
DISTRICTO: PUCALLPA PROVINCIA: TACNA REGION: TACNA	ESCALA : 1/25000	LA M: 02
J.A.C.Y.	TACNA A NOV EMBRE DE L 2014	

MUESTREO DE CALIZAS SECTOR MILLUNE

MUESTRA N°	COORDENADAS UTM		MUESTRA		RESULTADO ANALITICO	DESCRIPCION
	NORTE	ESTE	ANCHO	TIPO		
88519	8027400	412125	4x4	CHIP	64%	Caliza gris azulina, fosilifera, venillas de
88520	8027413	412095	4x4	CHIP	67%	Caliza gris azulina, algo margosa, venilla:
88521	8027432	412110	5x5	CHIP	81%	Caliza gris azulina, superficie carstica, fo
88522	8027478	412100	5x5	CHIP	67%	Caliza gris azulina, con fuerte venileo di
88523	8027482	412033	5x5	CHIP	62%	Caliza gris azulina, algo fosilifera, venile
88524	8027504	412051	5x5	CHIP	72%	Caliza gris azulina, de grano medio fosil
88525	8027554	412067	5x5	CHIP	60%	Caliza gris azulina, fosilifera, venillas de
88526	8027590	412018	5x5	CHIP	74%	Caliza gris azulina, con fuerte venileo di
88527	8027500	412000	5x5	CHIP	67%	Caliza gris azulina, fosilifera, venillas de
88528	8027680	411860	5x5	CHIP		Caliza gris azulina, de grano medio, fosil
PROMEDIO					68.4%	

LEYENDA

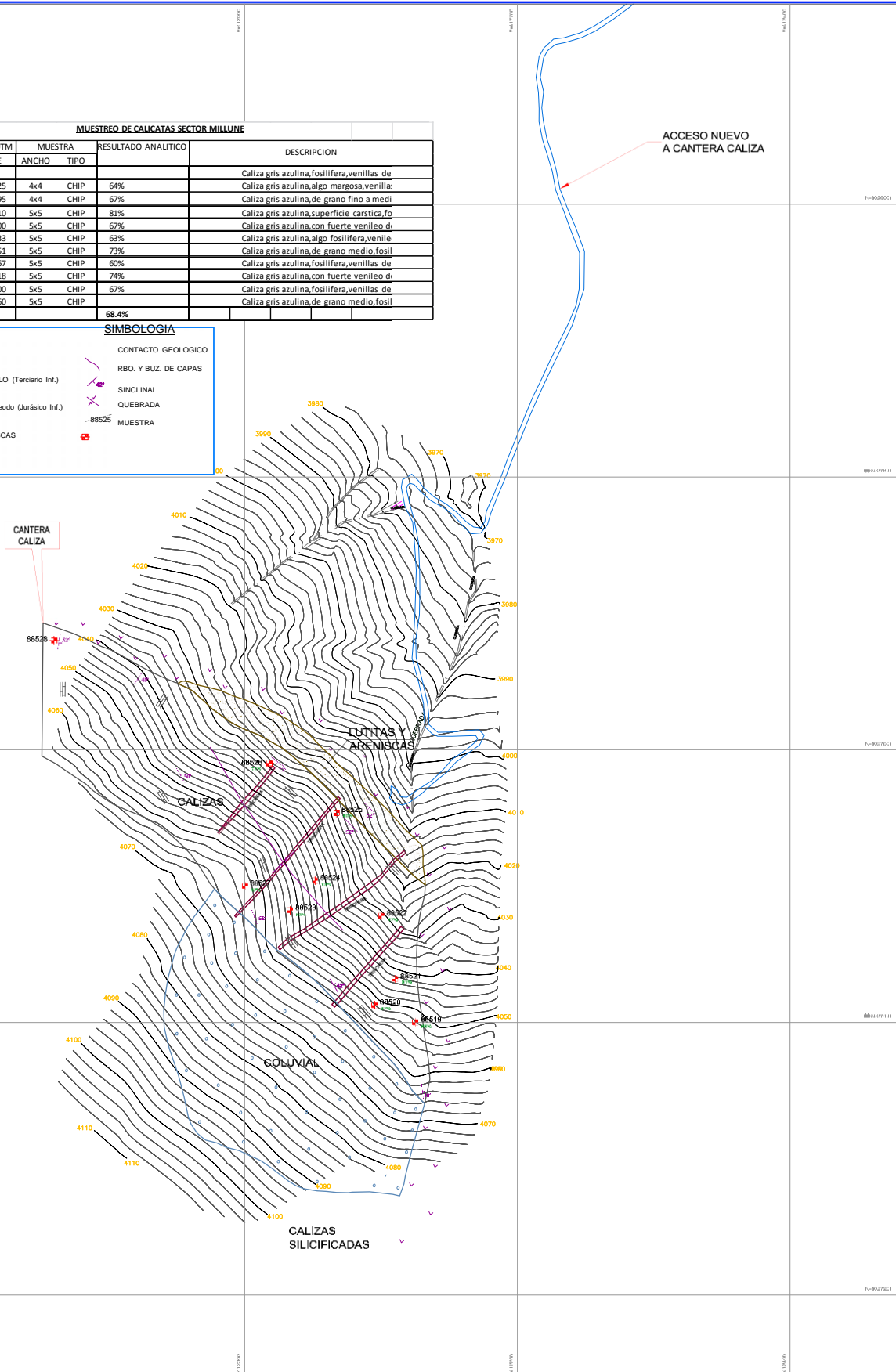
COLUVIAL

- VOLC. HUILACOLLO (Terciario Inf.)
- CALIZAS Form. Paleozoico (Jurásico Inf.)
- LUTITAS Y ARENISCAS

SIMBOLOGÍA

CONTACTO GEOLÓGICO

- RBO. Y BUZ. DE CAPAS
- SINCLINAL QUEBRADA
- MUESTRA



PLANTA GENERAL
ESC. 1: 2,000

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN TACNA FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACAD. PROF. DE INGENIERIA DE MINAS			
TITULO: CONCESION ACUMULACION PUCAMARCA A CANTERA DE CALIZA PLANO GEOLÓGICO			
SISTEMA UTM PSAD56	FECHA 2011/14	PLANO NO. 03	REVISION A