



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO DE PUNO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DE
VOLADURA CONTROLADA EN EL TALUD DE LA CARRETERA
CHONTABAMBA – CONCEVIDAYOC, PROGRESIVAS DEL
km 05+100 al km 06+300”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ROGER EMERSON CAHUANA COAQUIRA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2021



DEDICATORIA

La perseverancia y paciencia tienen un efecto sorprendente, ante ellos las dificultades desaparecen y los obstáculos se desvanecen. Dedicado con amor y gratitud a mis padres, Rogelio y Celia, a mis hermanos Judith, Deyssi, Hassan y Vanessa, y a mi hijo Aaron Kalid. Por el amor, la comprensión, las enseñanzas y el apoyo incondicional que me brindan continuamente, y que son muy importantes en mi vida.

Roger Emerson Cahuana Coaquira



AGRADECIMIENTOS

Al Señor Dios Todopoderoso, por ser el guía principal en mi vida y por haber puesto en mi camino a aquellas personas que me han brindado los conocimientos necesarios para orientar mi camino hacia el logro de mis objetivos; a mis padres, Rogelio Cahuana Flores y Celia Coaquira Cáceres; a mis hermanos Judith, Deyssi, Hassan y Vanessa por el amor, enseñanzas y apoyo incondicional que me brindan. A mi hijo, Áaron Kalid por la comprensión que siempre tiene y el amor que me brinda continuamente, para que yo pueda realizar mis sueños, es mi razón para luchar y seguir adelante.

A mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano – Facultad de Ingeniería de Minas, por haberme dado la oportunidad para formarme como profesional; a los docentes y personal administrativo, por haberme guiado con éxito en mi formación académica.

Agradezco a los señores miembros del jurado Dr. Oscar Eloy Llanque Maquera, Dr. Mario Serafín Cuentas Alvarado y M.Sc. Américo Arizaca Avalos; a mi director Dr. Jorge Gabriel Durant Broden, por las acertadas observaciones y sugerencias para el desarrollo de esta tesis de investigación.

Mi agradecimiento a la Municipalidad Distrital de Vilcabamba, por darme la oportunidad de desarrollar mi trabajo de investigación; especialmente al Ing. Félix Aldo Ramírez Ramírez y al Ing. Luis Frank Martínez Choquet, por su apoyo y disposición para la ejecución de la presente tesis.

A todos les digo desde el fondo de mi corazón gracias, mil gracias.



ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN 14

ABSTRACT..... 15

CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN

1.1. Planteamiento del problema 16

1.2. Formulación del problema..... 17

1.2.1. Pregunta general..... 17

1.2.2. Preguntas específicas 17

1.3. Hipótesis de la investigación 17

1.3.1. Hipótesis general..... 17

1.3.2. Hipótesis específicas 18

1.4. Objetivos de la investigación 18

1.4.1. Objetivo general..... 18

1.4.2. Objetivos específicos 18

1.5. Justificación de la investigación..... 19

1.6. Limitaciones del estudio..... 20

1.7. Viabilidad del estudio..... 20



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación	21
2.2. Marco Teórico	24
2.2.1. La mecánica de rocas y la geomecánica	24
2.2.1.1. Mapeos geomecánicos	25
2.2.1.2. Caracterización del macizo rocoso	42
2.2.1.3. Clasificación geomecánica de la masa rocosa	47
2.2.1.4. Zonificación geomecánica de la masa rocosa.....	56
2.2.1.5. Propiedades físico mecánicas de la roca.....	57
2.2.1.6. Condiciones de presencia de agua subterránea.....	62
2.2.1.7. Condiciones de esfuerzos in-situ	63
2.2.2. Voladura controlada.....	64
2.2.2.1. Voladura de pre-corte	64
2.2.2.2. Voladura de re-corte	65
2.2.2.3. Voladura amortiguada	66
2.2.2.4. Perforación en línea	67
2.2.2.5. Diseño de voladura de pre-corte	69
2.2.2.6. Características físico-químicas del explosivo para diseño de voladura.....	74
2.2.2.7. Evaluación del resultado de voladura de pre-corte.....	79
2.3. Marco Conceptual	82

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Ubicación geográfica del estudio	86
3.1.1. Ubicación y acceso.....	86
3.1.2. Geomorfología	88



3.1.2.1. Laderas.....	88
3.1.2.2. Quebradas	88
3.1.2.3. Terrazas	89
3.1.3. Geología regional.....	89
3.1.3.1. Grupo San José (ordovícico inferior - medio).....	90
3.1.3.2. Formación Sandia (ordovícico superior)	91
3.1.3.3. Formación Ananea (siluro- devoniano inferior).....	92
3.1.3.4. Grupo Cabanillas (devoniano medio superior).....	92
3.1.3.5. Grupo Tarma (carbonífero superior)	93
3.1.4. Geología local	93
3.1.4.1. Depósitos cuaternarios.....	93
3.1.4.2. Depósitos aluviales	93
3.1.4.3. Depósitos fluviales	94
3.1.5. Estratigrafía.....	94
3.2. Tipo y diseño metodológico	96
3.2.1. Tipo de investigación	96
3.2.2. Diseño de la investigación	97
3.2.2.1. Metodología de la evaluación geomecánica.....	97
3.2.2.2. Metodología del diseño y análisis de la voladura controlada de pre-corte.....	99
3.3. Población y muestra	101
3.3.1. Población.....	101
3.3.2. Muestra.....	102
3.4. Operacionalización de las variables	103
3.4.1. Variable independiente	103
3.4.2. Variable dependiente.....	103



3.5. Técnicas e instrumentación de recolección de datos	105
3.5.1. Recursos necesarios	105
3.5.1.1. Equipos e instrumentos de campo	105
3.5.1.2. Equipos e instrumentos de gabinete	106
3.5.1.3. Software e información	106
3.6. Técnicas para el procesamiento de información	106
3.6.1. Bases de datos	107
3.6.2. Hojas de cálculo de Excel	107
3.6.3. Software de proyección estereográficas (Dips 6.0)	107
3.6.4. Software de simulación de voladura (JK 2DBench).....	107

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Evaluación geomecánica del macizo rocoso	108
4.1.1. Caracterización del macizo rocoso	108
4.1.1.1. Registro de mapeos geomecánicos	108
4.1.1.2. Aspectos litológicos.....	109
4.1.1.3. Propiedades de la roca intacta	109
4.1.1.4. Distribución de las discontinuidades	111
4.1.2. Clasificación del macizo rocoso	114
4.1.3. Zonificación geomecánica de masa rocosa	117
4.2. Diseño de la voladura controlada de pre-corte	120
4.2.1. Presión de detonación para taladros de pre-corte.....	122
4.2.2. Factor de carga para taladros de pre-corte	125
4.2.3. Espaciamiento de taladros de pre-corte	127
4.3. Evaluación del resultado de la voladura controlada de pre-corte.....	132



4.3.1. Perfil del talud conformado sin voladura controlada	132
4.3.2. Perfil del talud conformado con voladura controlada de pre-corte.....	133
4.3.3. Comparación de niveles de daño en el talud por voladura	134
V. CONCLUSIONES.....	137
VI. RECOMENDACIONES	139
VII. BIBLIOGRAFIA	140
ANEXOS.....	143

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Mecánica de Rocas, Geomecánica y Geotecnia

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 04 de enero del 2021



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Esquema de clasificación de las rocas simplificado.....	27
Figura 2.2. Discontinuidades durante la formación de la roca.	28
Figura 2.3. Discontinuidades posteriores a causas tectónicas – esquistosidad.....	29
Figura 2.4. Discontinuidades posteriores a causas tectónicas – fallas y diaclasas.	30
Figura 2.5. Medida de la orientación de las discontinuidades.....	30
Figura 2.6. Sistema o familia de discontinuidades.	31
Figura 2.7. Espaciado entre discontinuidades.....	32
Figura 2.8. Persistencia o continuidad de las discontinuidades.....	33
Figura 2.9. Apertura de las discontinuidades.....	34
Figura 2.10. Rugosidad de las discontinuidades.....	35
Figura 2.11. Caracterización de los diferentes tipos de rugosidad.	36
Figura 2.12. Relleno en las discontinuidades.	37
Figura 2.13. Meteorización de los labios de las discontinuidades.....	38
Figura 2.14. Presencia de agua en los macizos rocosos.....	39
Figura 2.15. El ciclo geoquímico de las rocas.	43
Figura 2.16. Estructura del macizo rocoso.	45
Figura 2.17. Planos de estratificación.....	45
Figura 2.18. Planos estructurales del macizo rocoso.....	46
Figura 2.19. Parámetros de RMR.	50
Figura 2.20. Tipos de sostenimiento según el índice Q.....	53
Figura 2.21. Índice de resistencia geológica en macizos rocosos fracturados.....	54
Figura 2.22. Índice de resistencia geológica en macizos rocosos estratificados.	55
Figura 2.23. Cohesión y ángulo de fricción para bloques de roca.....	60
Figura 2.24. Voladura de pre-corte.....	65



Figura 2.25. Voladura de re-corte.....	66
Figura 2.26. Voladura amortiguada.....	67
Figura 2.27. Perforación en línea.....	69
Figura 2.28. Inclinación de los taladros de pre-corte.....	74
Figura 2.29. Desarrollo de una detonación.....	75
Figura 2.30. Cálculo de factor de cañas visibles.....	80
Figura 2.31. Obtención de perfiles mediante equipo laser.....	82
Figura 3.1. Ubicación de la zona de estudio.....	87
Figura 3.2. Mapa geológico de la zona.....	90
Figura 3.3. Estratigrafía de la zona de estudio.....	95
Figura 3.4. Diagrama de flujo de la evaluación geomecánica.....	98
Figura 3.5. Diagrama de flujo del diseño y evaluación de la voladura de pre-corte. ...	101
Figura 4.1. Diagrama estereográfico de dispersión de polos.....	112
Figura 4.2. Diagrama estereográfico de contornos y círculos máximos.....	112
Figura 4.3. Diagrama de roseta.....	113
Figura 4.4. Valoración RMR y número de mapeos geomecánicos.....	117
Figura 4.5. Zonificación según RMR y calidad del macizo rocoso.....	118
Figura 4.6. Presión de detonación y UCS de la roca.....	125
Figura 4.7. Factor de carga y diámetro de la carga explosiva.....	127
Figura 4.8. Distancia entre taladros y diámetro de la carga explosiva.....	128
Figura 4.9. Diseño y distribución de la carga explosiva en taladros de pre-corte.....	130
Figura 4.10. Fotografía de presencia de sobrerotura hacia atrás (back break).....	132
Figura 4.11. Fotografía de presencia de bloques suspendidos en el talud.....	133
Figura 4.12. Fotografía de la voladura de pre-corte con talud definido.....	133
Figura 4.13. Fotografía de la pared del talud estable con voladura de pre-corte.....	134



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Condición de espaciado de las discontinuidades.	32
Tabla 2.2. Condición de persistencia de las discontinuidades.	33
Tabla 2.3. Condición de apertura de las discontinuidades.	34
Tabla 2.4. Filtraciones en macizos rocosos sin relleno.	40
Tabla 2.5. Filtraciones en macizos rocosos con relleno.	40
Tabla 2.6. Características resistentes de las rocas.	41
Tabla 2.7. Interpretación de los valores de RQD.	42
Tabla 2.8. Sistema de clasificación de RMR.	48
Tabla 2.9. Interpretación de los valores de RMR.	50
Tabla 2.10. Interpretación del índice Q.	52
Tabla 2.11. Sensitividad de los explosivos.	76
Tabla 2.12. Velocidad de detonación (m/s).	77
Tabla 2.13. Presión de detonación (Kbar).	78
Tabla 2.14. Densidad de productos explosivos (g/cm ³).	78
Tabla 2.15. Niveles de daño por voladura en taludes rocosos.	81
Tabla 3.1. Coordenadas geográficas UTM.	86
Tabla 3.2. Ruta de acceso a la zona de estudio.	87
Tabla 3.3. Matriz de operacionalización de las variables.	104
Tabla 4.1. Resumen de datos de mapeo geomecánico obtenidos en campo.	108
Tabla 4.2. Litología de la zona de estudio.	109
Tabla 4.3. Resultado del ensayo de peso específico de la roca.	110
Tabla 4.4. Resultado del índice de rebote del martillo Schmidt.	110
Tabla 4.5. Resultado al corte directo en discontinuidades.	111
Tabla 4.6. Resultados de los sistemas de discontinuidades estructurales.	111



Tabla 4.7. Clasificación RMR del macizo rocoso.	115
Tabla 4.8. Clasificación índice Q del macizo rocoso.	116
Tabla 4.9. Clasificación GSI del macizo rocoso.....	117
Tabla 4.10. Resultado de la zonificación geomecánica del macizo rocoso.....	118
Tabla 4.11. Resultados por el tipo de carga y presión de detonación.....	124
Tabla 4.12. Resultado de cantidad de carga de explosivo.	126
Tabla 4.13. Resultado del espaciamiento según diámetro del explosivo.....	128
Tabla 4.14. Comparación de daños por voladura en taludes rocosos.	134



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

UCS	:	Resistencia a la compresión uniaxial
MPa	:	Megapascales
RMR	:	Valoración de la masa rocosa
Kbar	:	Kilobares
FCV	:	Factor de cañas visibles
Kg/m ²	:	Kilogramos por metro cuadrado
VOD	:	Velocidad de detonación
Buffer	:	Taladros de amortiguación
RQD	:	Designación de la calidad de roca
GSI	:	Índice de resistencia geológica
ISRM	:	Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas
ASTM	:	Asociación Americana de Ensayo de Materiales
ANFO	:	Explosivo formado por nitrato de amonio y combustible
KN/m ³	:	Kilonewton por metro cubico
ρ	:	Peso específico
IR	:	Índice de rebote del martillo Schmidt
Pbi	:	Presión en las paredes del taladro
δ_{exp}	:	Densidad del explosivo
f	:	Razón de desacoplamiento
Dh	:	Diámetro del taladro
De	:	Diámetro del explosivo
S	:	Espaciamiento entre taladros



RESUMEN

El presente estudio de investigación, se realizó durante la construcción de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicada en la cuenca de San Miguel, distrito de Vilcabamba – La Convención – Cusco. El problema es que no se tenía un control adecuado de la voladura en la excavación del macizo rocoso, que se ubica entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, lo cual genera sobrerotura hacia atrás (back break) en la conformación del talud. Es así que el objetivo fue evaluar geomecánicamente dicho macizo rocoso, para diseñar y evaluar adecuadamente una voladura controlada de pre-corte, y así minimizar la sobrerotura hacia atrás; la metodología de investigación utilizada es de tipo aplicada – cuantitativa, y de nivel experimental, la misma que contiene la caracterización del macizo rocoso con 47 mapeos geomecánicos, determinando que la roca predominante es pizarra con un UCS de 135 MPa, y según la clasificación RMR de Bieniawski (1989) la roca es regular – IIIA; además, según la disponibilidad del equipo, el diámetro de perforación utilizado fue de 3.0 pulgadas, y en base a ello se determinó que para los taladros de pre-corte corresponde utilizar explosivo ANFO con un factor de carga de 0.74 Kg/m^2 , un diámetro de carga explosiva de 1.5 pulgadas (carga desacoplada) y un espaciamiento de 1.0 m, generándose una presión de detonación de 136.54 MPa, el mismo que corresponde al orden del UCS de la roca, esto según Enaex (2002) y GeoBlast S.A. (2008). En ese sentido es que se aplicaron 03 pruebas de voladura controlada de pre-corte, que se evaluaron en base a López (1994) y Ashby (1980), mediante lo cual se concluyó que los resultados conseguidos en la conformación del talud son satisfactorios, lográndose minimizar la sobre rotura hacia atrás y obteniendo un talud definido.

Palabras Clave: Geomecánica, Voladura controlada, Macizo rocoso, Discontinuidades, Fallas.



ABSTRACT

The present research study, was carried out during the construction of the Chontabamba – Concevidayoc highway, located in the San Miguel basin, Vilcabamba district – La Convención – Cusco. The problem is that there was not adequate control of the blasting in the excavation of the rock mass, which is located between the progressives from km 05 + 100 to km 06 + 300, which generates back break in the conformation of the slope. Thus, the objective was to geomechanically evaluate said rock mass, to design and properly evaluate a controlled pre-splitting blasting, and thus minimize back break; the research methodology used is applied – quantitative, and experimental level, the same one that contains the characterization of the rock mass with 47 geomechanical mappings, determining that the predominant rock is slate with a UCS of 135 MPa, and according to the RMR classification of Bieniawski (1989) the rock is regular – IIIA; also, depending on the availability of the equipment, the drilling diameter used was 3.0 inches, and based on this, it was determined that for the pre-splitting blastholes it corresponds to use ANFO explosive with a load factor of 0.74 Kg/m², an explosive load diameter of 1.5 inches (uncoupled load) and a spacing of 1.0 m, generating a detonation pressure of 136.54 MPa, the same that corresponds to the order of the UCS of the rock, this according to Enaex (2002) and GeoBlast S.A. (2008). In this sense, 03 tests of controlled pre-splitting blasting were applied, which were evaluated based on López (1994) and Ashby (1980), whereby it was concluded that the results obtained in the conformation of the slope are satisfactory, achieving to minimize back break and obtaining a defined slope.

Keywords: Geomechanics, Controlled blasting, Rock mass, Discontinuities, Failures.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Planteamiento del problema

En la construcción de carreteras u obras viales, es de gran importancia la selección de la maquinaria más idónea para realizar la excavación mecanizada, este proceso se da mediante la acción directa de arranque de materiales que ofrecen menor resistencia a ser excavados. El uso de la maquinaria se complica ante la presencia de macizos rocosos como es el caso en la construcción de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, en este caso es necesario emplear las técnicas de perforación y voladura para su excavación, debido a que el macizo rocoso presenta determinadas propiedades elásticas o de resistencia dinámica, físicas, mecánicas y condiciones geológicas que influyen directamente sobre la determinación del sistema de arranque. Por lo que hoy en día es de gran importancia que antes de iniciar con los trabajos de perforación y voladura, se determinen los índices de las clasificaciones geomecánicas, que se han convertido en una herramienta universal para el diseño y cierre de labores mineras, y en los últimos años se están aplicando con éxito en la elección del método de voladura a emplear en la excavación de macizos rocosos. Con esto se busca minimizar la sobrerotura hacia atrás (back break) y también el daño a la resistencia estructural del macizo rocoso (creación de nuevas fracturas y planos de debilidad antes no críticos), durante la conformación del talud. Motivo por el cual se deben determinar el tipo de explosivo a utilizar y controlar las cargas explosivas en los taladros para así poder minimizar los daños en la pared del talud final.



1.2. Formulación del problema

1.2.1. Pregunta general

¿Cómo la evaluación geomecánica del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, nos permitirá diseñar y evaluar adecuadamente la voladura controlada de pre-corte, para minimizar la sobrerotura hacia atrás en la conformación del talud final?

1.2.2. Preguntas específicas

- ¿Cómo se evalúa geomecánicamente el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, para definir sus condiciones físico – mecánicas y estructurales?
- ¿Cómo se diseña adecuadamente la voladura controlada de pre-corte, para minimizar la sobrerotura hacia atrás en la conformación del talud en el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc?
- ¿Cómo es la evaluación del resultado de la voladura controlada de pre-corte, para indicar si se logró minimizar la sobrerotura en la pared del talud del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc?

1.3. Hipótesis de la investigación

1.3.1. Hipótesis general

La evaluación geomecánica del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, nos permitirá diseñar y evaluar adecuadamente la voladura controlada de pre-corte, para minimizar la sobrerotura hacia atrás en la conformación del talud final.



1.3.2. Hipótesis específicas

- Evaluando geomecánicamente el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, se definirán sus características físico – mecánicas y estructurales.
- Diseñando adecuadamente la voladura controlada de pre-corte, se minimizará la sobrerotura hacia atrás en la conformación del talud en el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.
- Evaluando el resultado de la voladura controlada de pre-corte, se indicará si se logró minimizar la sobrerotura en la pared del talud del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.

1.4. Objetivos de la investigación

1.4.1. Objetivo general

Evaluar geomecánicamente el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, lo que permitirá diseñar y evaluar adecuadamente la voladura controlada de pre-corte, para minimizar la sobrerotura hacia atrás en la conformación del talud final.

1.4.2. Objetivos específicos

- Evaluar geomecánicamente el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, para definir sus condiciones físico – mecánicas y estructurales.
- Diseñar adecuadamente la voladura controlada de pre-corte, para minimizar la sobrerotura hacia atrás en la conformación del talud en el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.



- Evaluar el resultado de la voladura controlada de pre-corte, para indicar si se logró minimizar la sobrerotura en la pared del talud del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.

1.5. Justificación de la investigación

La aplicación de voladuras inadecuadas en macizos rocosos, durante la construcción de carreteras u obras viales causan inestabilidad a la pared del talud final a obtener, ya que dicho procedimiento está sujeto a las condiciones geológico – geomecánicas del macizo rocoso, y que son necesarias conocer para contribuir al conocimiento del comportamiento estructural, físico, mecánico y tensional del mismo, a la vez que se identifican las fallas y se analiza el esfuerzo – deformación en la excavación. Por ende, es de suma importancia minimizar el daño que se pueda ocasionar a la pared del talud final del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300. Por lo que la evaluación geomecánica previa del macizo rocoso es fundamental al momento de determinar el tipo de excavación a emplear, para así proceder con el diseño de los parámetros de perforación adecuados y de las propiedades de los explosivos a utilizar en la aplicación del método de voladura controlada por pre-corte para minimizar la sobrerotura hacia atrás, la concentración de carga por taladro, el debilitamiento de la pared del talud final y consecuentemente la reducción de costos. Dicho debilitamiento de la pared del talud final puede causar la necesidad de invertir en sistemas de sostenimiento artificial muy costosos o de lo contrario en la sobreexcavación de la pared del talud hasta que presente la estabilidad necesaria. Con la obtención de un talud final estable se mitiga el peligro potencial que implica la ocurrencia de fenómenos de geodinámica externa, que pueden causar accidentes por deslizamientos y/o caída de rocas provocando pérdidas de vidas humanas



y de bienes muebles e inmuebles. Además, de garantizar el tráfico seguro y permanente de los usuarios.

1.6. Limitaciones del estudio

En el presente estudio de investigación titulado “Evaluación geomecánica para el diseño de voladura controlada en el talud de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300”, se considera una limitación metodológica los escasos estudios de evaluaciones geomecánicas en macizos rocosos realizados en la zona, para determinar la voladura controlada a aplicar en la construcción de carreteras u obras viales, ya que la mayoría de estudios relaciona la evaluación geomecánica en taludes con el tipo de sostenimiento a utilizar. Indicar además que no tiene limitaciones metodológicas respecto al tamaño de muestra, a los datos disponibles y/o confiables y a la recolección de datos.

1.7. Viabilidad del estudio

El trabajo de investigación es viable, puesto que en relación al aspecto económico se cuenta con el apoyo de la empresa Aaron Ingenieros Constructores & Consultores E.I.R.L., la misma que realiza los trabajos de perforación y voladura en el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300. Así mismo, es viable porque la investigación servirá para que el personal colaborador adquiera conocimientos y/o capacitación, y de esa forma podrán realizar los trabajos operacionales de forma segura y confiable, lo cual será reflejado en la reducción de sus índices de accidentabilidad y costos de las operaciones.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación

Huallpachoque (2018), centra su estudio en el diseño y evaluación de voladuras para obras civiles en el proyecto minero Las Bambas, donde concluye que el uso de la técnica de voladura de precorte sirvió para obtener taludes con paredes uniformes en el contorno de la obra civil; también, sirvió como un filtro para reducir la vibración tras el impacto de detonación de los taladros de producción. Así mismo, el uso de factores de carga mínimos entre 0.20 – 0.30 Kg/m³, resultaron adecuados para controlar la voladura, pero se compromete la fragmentación de la roca, resultando de tamaño regular ó excavable.

Un estudio acerca del diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el tajo Pomarani – Untuca – Coripuno SAC. 2016 en Ramos (2017), indica que los resultados de las pruebas de voladura controlada en los taladros de pre-corte realizado en el tajo Pomarani para un tipo de roca DE-IIIB (Dominio estructural) con resistencia del macizo rocoso de 101 MPa los taladros de pre-corte deben ser cargados con ANFO utilizando bolsas especiales de plástico de 2.0 pulg. de diámetro (carga desacoplada) y también se concluye que los taladros de pre-corte con espaciamientos mayores a 1.0 m presentaron rocas colgadas en las paredes del talud final, que ocasionó trabajos adicionales de limpieza, en cambio con espaciamiento entre taladros de pre-corte igual o menores a 1.0 m han resultado ser satisfactorios por ende se concluye que la distancia óptima es de 1.0 m de taladro a taladro para voladura de pre-corte con una carga explosiva de 3.2 kg por taladro. Además, En la evaluación del resultado de voladura de pre-corte, acorde al



método visual, López (1994), y la comparación de niveles de daño por voladura en taludes rocosos Ashby (1980), los resultados obtenidos se encuentran en el nivel de daños 2 – moderado, por consiguiente, son satisfactorios para el diseño de voladura de pre-corte, logrando minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final.

Nina (2017), estudia la evaluación geomecánica y estabilidad de labores en el proyecto San Gabriel de la Cia. De minas Buenaventura, donde concluyo que se realizó la evaluación de las características geomecánicas del sitio, a través de la realización de ensayos de laboratorio y mapeo de campo de 40 estaciones geomecánicas por el método de celdas o ventanas, obteniéndose las características típicas del macizo rocoso presente en el Proyecto San Gabriel. Teniendo las siguientes características: Se presentan 5 familias de discontinuidades relevantes, con un RQD de valor medio a bueno, espaciados muy junto a extremadamente junto, persistencia media a alta, con superficies rugosa, apertura angosta, relleno típico de óxido y condición de humedad. La clasificación geomecánica nos muestra que el Proyecto San Gabriel presenta un tipo de roca regular a buena calidad.

Un estudio realizado para la aplicación de voladura controlada de pre-corte en Montesinos (2017), concluye que el método de la voladura controlada por el procedimiento pre – corte en el proceso constructivo de la carretera Lima – Canta – La viuda Unish a nivel del sub rasante se ha llegado a establecer resultados aceptables desde el punto de vista técnico – normativo del proceso constructivo de vías, evitando operaciones de corrección que lo por general demandan innecesariamente costos adicionales que evita a su vez una demanda social; por los riesgos que generalmente presentan las carreteras de la red vial”.

Del Solar (2014), realizo el estudio de control de talud en fase 4 de División Andina, donde considera que lo más importante de la línea de precorte es generar el plano



de discontinuidad en el macizo rocoso, sin este, el precorte no producirá el efecto de amortiguamiento deseado y no se obtendrán los parámetros de diseño establecidos para la pared (línea de programa, distancia pata-pata, altura de banco, inclinación del talud, etc.).

Un informe de diseño de pre-corte en Southern Perú (2014), concluye que el resultado de diseño de pre corte obtenido en la mina Toquepala, obtuvo una presión de detonación de 123.06 MPa (considerando en taladros secos) para roca dacita, con espaciamiento de 2.1 m y con diámetro de perforación de 5.0 pulg, obteniendo en el resultado de la voladura un talud estable, para ello realizó la evaluación de la voladura usando el método cuantitativo factor de cañas visible FCV.

Llanco (2012), evaluó la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CIA. Consorcio Minero Horizontes-U/P Culebrillas, en donde considera que la aplicación de las clasificaciones geomecánicas en la voladura ha reducido el factor de potencia, consumo específico, número de taladros como también ha mejorado la distribución de la malla de perforación. Como objeto de estudio es determinar la influencia de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas y demostrar que si se puede involucrar la variable geomecánica (RMR, GSI y RQD) en las ecuaciones de diseño de voladura.

Córdova (2008), realizó el estudio de la geomecánica en el minado subterráneo caso mina Condestable, en el que concluyo que la zonificación geomecánica de la masa rocosa ha indicado que los dominios estructurales están asociados al tipo de roca, según este criterio, se han establecido cuatro zonas o dominios geomecánicos: Dominio A conformado por lava andesítica, Dominio B conformado por pórfido dacítico andesítico, Dominio C por tufos y Dominio D por brechas. Las características de calidad de estos



dominios, corresponden a las características de calidad del tipo de rocas que lo conforman, con los valores de RMR dados en la conclusión anterior.

2.2. Marco Teórico

2.2.1. La mecánica de rocas y la geomecánica

En *Practical Rock Engineering* indica que, desde el punto de vista de aplicación a los problemas prácticos de ingeniería, la mecánica de rocas está relacionada con la aplicación de los principios de la mecánica ingenieril al diseño de estructuras rocosas. La estructura en este caso estará constituida por la masa rocosa en la que, por efecto de haber practicado en la misma una excavación, se ha producido un cambio de esfuerzos con respecto a su situación original, lo que trae como consecuencia la necesidad de garantizar la estabilidad de toda la zona. (Hoek, 2006).

De igual manera en *Introduction to Rock Mechanics* dice que, la experiencia ha demostrado que la estabilidad de una excavación rocosa depende de los esfuerzos de campo pre-existentes, de la forma, orientación y dimensiones de la excavación, de la estructura, y calidad del macizo rocoso. Obviamente, estos conceptos indican claramente que la mecánica de rocas está relacionada a la línea principal de la mecánica clásica y a la mecánica continua, pero varios factores específicos la identifican como un campo de la ingeniería distinta y coherente. (Goodman, 1989).

También Oyanguren (2004), en *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes* se define que, desde que la mecánica de rocas es una disciplina distinta y coherente, su aplicación práctica efectiva demanda su integración filosófica con otras áreas que tratan con la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos, todo esto en conjunto es lo que se denomina la *Geomecánica*. Luego, la mecánica de rocas vendrá acompañada principalmente por la geología estructural, la hidrogeología y la geofísica; juntos conforman la base conceptual y verdadera, a partir de la cual se puede desarrollar



procedimientos para la predicción y control del comportamiento de estructuras rocosas. Además, se debe tener presente que, a pesar de tener algunos principios básicos comunes, existe marcada diferencia entre la mecánica de rocas y la mecánica de suelos, por lo que estas deben ser consideradas como disciplinas complementarias más que mutuamente inclusivas.

De los conceptos dados, una definición ampliamente aceptada en la actualidad es aquella ofrecida inicialmente por U.S. National Committee on Rock Mechanics en 1964 y luego modificada en 1974: ... “La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada que estudia el comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos. Sería pues la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno” ...

Uno de los aspectos importantes al realizar la evaluación geomecánica para el minado es preparar la información geomecánica básica, tema a donde va dirigido la presente tesis. Por lo que se dan los siguientes aspectos:

2.2.1.1. Mapeos geomecánicos

El primer paso es el acopio de la información geomecánica que se debe llevar a cabo mediante diferentes tipos de mapeos geotécnicos. Los métodos de mapeo geotécnico más confiables son los que se realizan directamente sobre afloramientos de macizos rocosos, estos métodos son los convencionales y comprenden el “método de líneas en detalle” y el “método de celdas en detalle”. En el primer caso el mapeo se lleva a cabo a través de una línea extendida a través del afloramiento rocoso, y en el segundo caso el mapeo se realiza sobre un área de afloramiento rocoso de extensión variable, sea en superficie o en subterráneo. Los lugares del mapeo, denominados también estaciones de medición, deberán ser colocados en los planos geológicos – geomecánicos. (Córdova, 2008).



El mismo, Córdova (2008), indica que cuando no se dispone de afloramientos rocosos, se pueden aprovechar los testigos de las perforaciones diamantinas para realizar sobre ellos el mapeo geotécnico de la masa rocosa en donde se ubican estas perforaciones. Quedan también las alternativas de realizar el mapeo geotécnico en el interior de taladros perforados en la masa rocosa, utilizando mecanismos de endoscopia, y el mapeo geotécnico utilizando la fotogrametría.

Finalmente, lo recomendable es que los parámetros de observación y medición deben ser obtenidos en formatos de registro diseñados para cada evaluación, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM – International Society for Rock Mechanics). Los parámetros más importantes a ser mapeados, sin ser limitativos, son: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se deben registrar datos sobre el UCS y la frecuencia de fracturamiento, en este último caso para obtener el RQD.

a. Tipo de roca

Las rocas se pueden definir como agregados o conjunto de una o varias sustancias minerales que forman macizos, que ocupan grandes extensiones de la corteza terrestre o lo que es lo mismo, que son el principal elemento constructivo de la litosfera. (Alejano, et al., 2018).

En geología se denomina roca a cada uno de los diversos materiales sólidos, formados por cristales o granos de uno o más minerales, de que está hecha la parte sólida de la Tierra y otros cuerpos planetarios. En la Tierra la corteza está hecha de roca. El estudio de las rocas se denomina petrología. Las rocas se forman mediante varios mecanismos (procesos petrogénicos), según un ciclo cerrado, llamado ciclo litológico o ciclo de las rocas, en el cual pueden intervenir incluso seres vivos. Las rocas están

constituidas, en general, por mezclas heterogéneas de diversos materiales homogéneos y cristalinos, es decir, minerales. (Oyanguren, 2004). Las rocas se pueden clasificar atendiendo a sus propiedades, como la composición química, la textura, la permeabilidad, entre otras. En cualquier caso, el criterio más usado es el origen (Figura 2.1), es decir, el mecanismo de su formación. De acuerdo con este criterio se clasifican en ígneas (o magmáticas), sedimentarias y metamórficas.

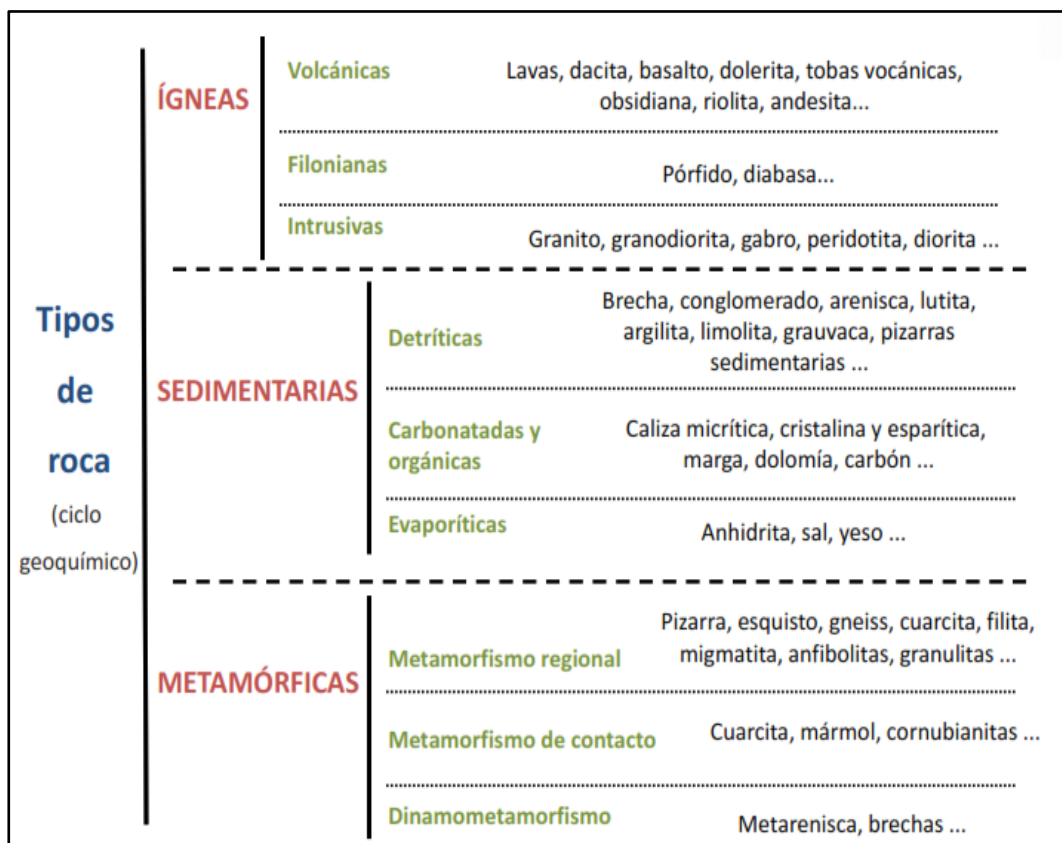


Figura 2.1. Esquema de clasificación de las rocas simplificado.

Fuente: Alejano, et al., (2018).

b. Tipo de sistema de discontinuidad

Una discontinuidad es aquella superficie del macizo rocoso que, o bien está abierta, o bien puede abrirse fácilmente a causa de las tensiones inducidas en el macizo por la excavación, es decir, no en todos los casos la discontinuidad es un plano de separación preexistente. (Alejano, et al., 2018).

Las superficies de discontinuidad pueden aparecer durante la formación de la roca (Figura 2.2) como: planos de estratificación (litología homogénea, origen deposicional, superficies de erosión), planos de laminación (aspecto laminar), foliación primaria de rocas plutónicas y como contactos litológicos (separación entre rocas distintas).

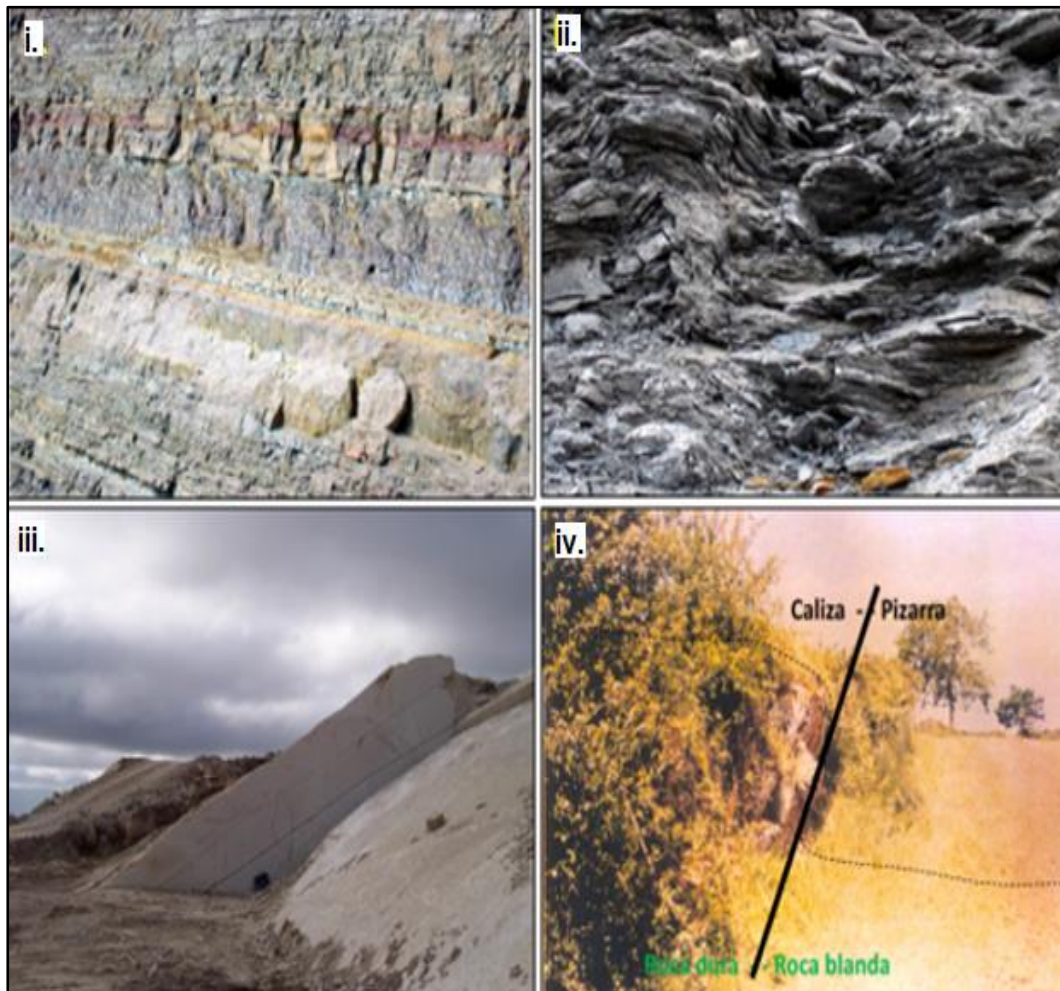


Figura 2.2. *Discontinuidades durante la formación de la roca.*

Fuente: Oyanguren, (2004).

Así como también, las superficies de discontinuidad pueden aparecer posterior a la formación de la roca, por causas tectónicas donde se da: la esquistosidad y las fracturas. (Alejano, et al., 2018).

De la esquistosidad (Figura 2.3) se tiene cuatro tipos y son: esquistosidad de fractura (producida por multitud de microfallas o micropliegues-falla muy próximos),

esquistosidad de flujo (producida por el aplastamiento más reajuste en la textura de la roca), foliación metamórfica y pizarrosidad.

De las fracturas (Figura 2.4) se tiene dos tipos los cuales son: fallas (existe desplazamiento) y diaclasas (denominadas vulgarmente “juntas”).



Figura 2.3. *Discontinuidades posteriores a causas tectónicas – esquistosidad.*

Fuente: Oyanguren, (2004).

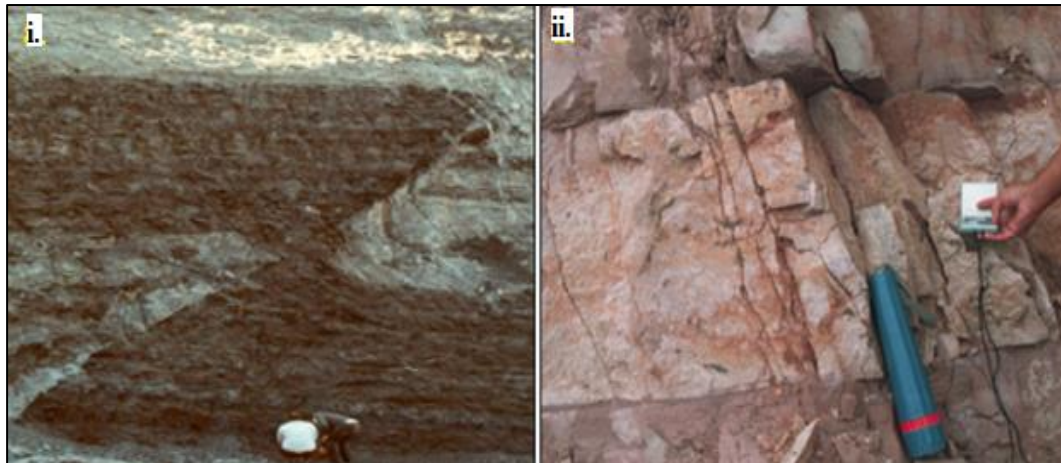


Figura 2.4. *Discontinuidades posteriores a causas tectónicas – fallas y diaclasas.*
Fuente: Oyanguren, (2004).

c. Orientación

Es la posición de la discontinuidad en el espacio, la tendencia es definir las discontinuidades por la dirección de buzamiento (o rumbo) y el buzamiento. El buzamiento se define como la inclinación de la línea de máxima pendiente del plano medio de discontinuidad, medida desde la horizontal. La dirección de buzamiento se mide desde el norte verdadero en el sentido de las agujas del reloj (Figura 2.5).

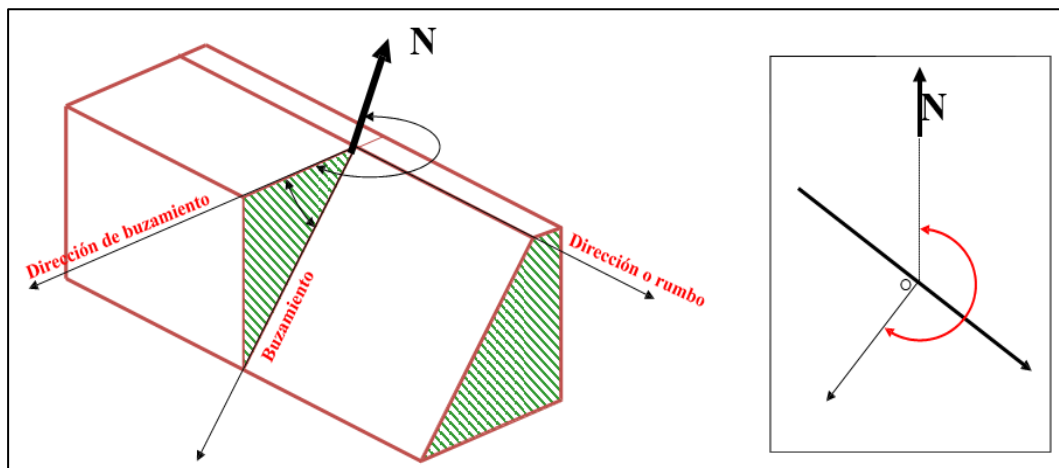


Figura 2.5. *Medida de la orientación de las discontinuidades.*
Fuente: Oyanguren, (2004).

Conviene medir un buen número de discontinuidades para poder definir distintas familias. Cuando un grupo de discontinuidades se presentan con similar orientación o

dicho en otras palabras son aproximadamente paralelas, se dice que éstas forman un “sistema” o una “familia” de discontinuidades (Figura 2.6). (Alejano, et al., 2018).

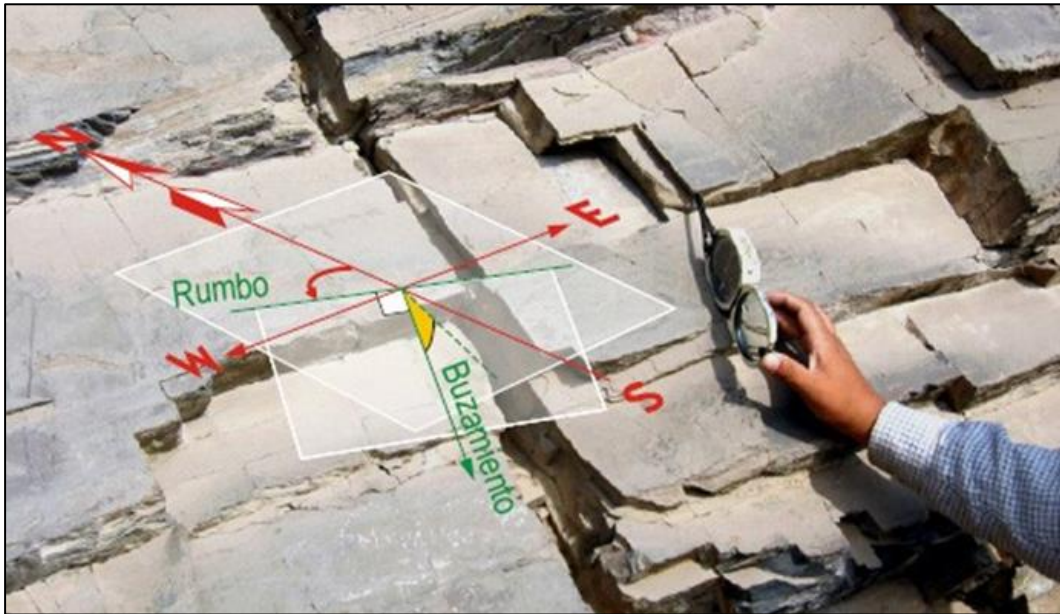


Figura 2.6. Sistema o familia de discontinuidades.

Fuente: Oyanguren, (2004).

d. Espaciado

Es la distancia entre discontinuidades de una misma familia, medida perpendicularmente a los planos de esta.

El espaciado marca el tamaño de los bloques de roca, así como la deformación del macizo y su resistencia al corte. También marca la circulación de agua (figura 2.7). (Alejano, et al., 2018).



Figura 2.7. *Espaciado entre discontinuidades.*

Fuente: Oyanguren, (2004).

De la misma manera Bieniawski (1989) define que: El espaciado de las discontinuidades es el promedio entre los planos de debilidad en el macizo rocoso en la dirección perpendicular al plano de la discontinuidad.

Tabla 2.1. *Condición de espaciado de las discontinuidades.*

Descripción	Espaciado
Espaciado muy cerrado	< 6 cm.
Espaciado cerrado	6 – 20 cm.
Espaciado moderado	20 – 60 cm.
Espaciado abierto	60 cm. – 2 m.
Espaciado muy abierto	> 2 m.

Fuente: Brown, (1981).

e. Persistencia

La dimensión se refiere a la extensión en área de las juntas (Figura 2.8). Para cuantificarla es necesario observar las longitudes de las superficies estudiadas en los afloramientos. En función del tamaño medio observado in-situ, las diferentes familias de juntas se clasifican en: continuas, subcontinuas y discontinuas. (Alejano, et al., 2018).

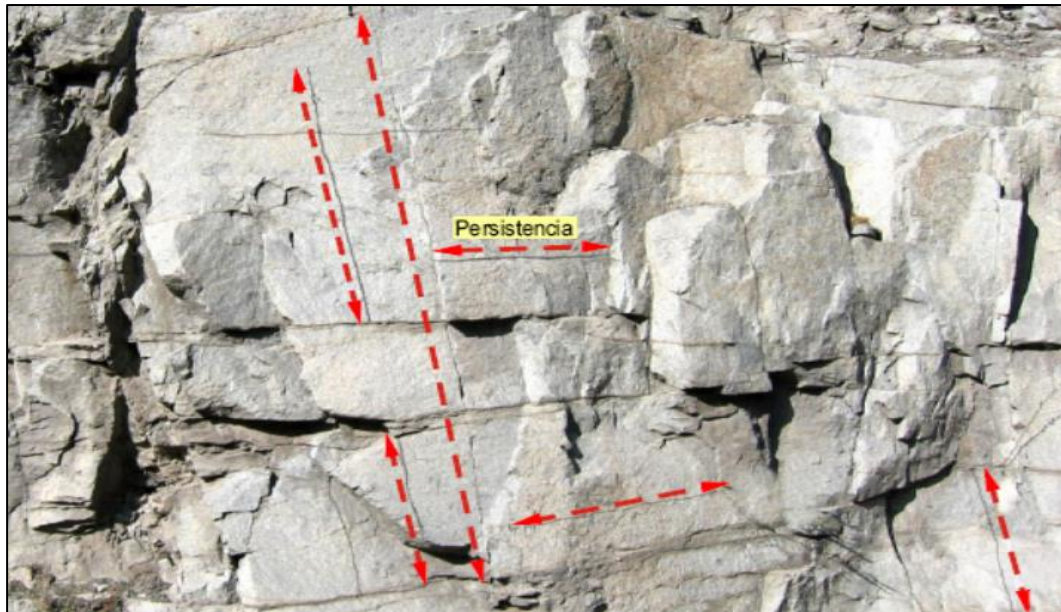


Figura 2.8. *Persistencia o continuidad de las discontinuidades.*

Fuente: Alejano, et al., (2018).

Para describir la persistencia de las estructuras se sugiere usar las definiciones de la ISRM que se reseñan en la Tabla 2.2, se recomienda complementar la persistencia con información relativa al tipo de término que presentan las estructuras de un set dado.

Tabla 2.2. *Condición de persistencia de las discontinuidades.*

Descripción	Persistencia
Persistencia muy pequeña	< 1 m.
Persistencia pequeña	1 – 3 m.
Persistencia media	3 – 10 m.
Persistencia alta	10 – 20 m.
Persistencia muy alta	> 20 m.

Fuente: Brown, (1981).

f. Apertura

Es la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad abierta. Distinto del “espesor de relleno” (Figura 2.9).

La apertura se debe a desplazamientos de tipo cortante en juntas rugosas, o a tracciones, lavado o disolución. Las aperturas en profundidad son normalmente inferiores a 0.5 mm, y menores que las visibles en afloramientos. Se observan bien con pintura. Se

pueden medir con láminas calibradas. Conviene tomar varias medidas por discontinuidad. (Alejano, et al., 2018).

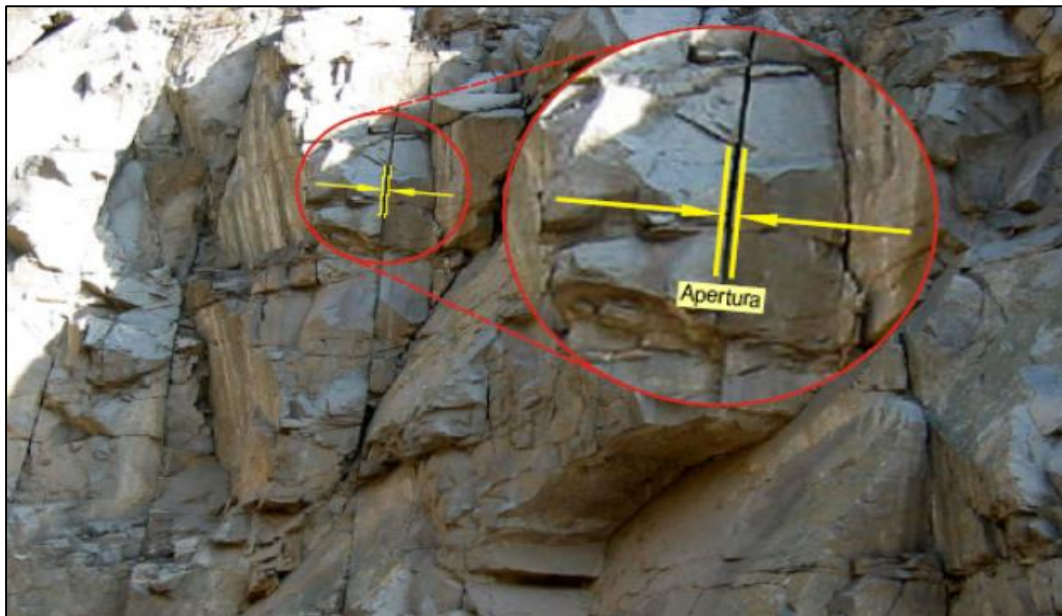


Figura 2.9. *Apertura de las discontinuidades.*

Fuente: Alejano, et al., (2018).

Las aperturas visibles (oxidación, meteorización) corresponden a discontinuidades alteradas, por lo que son probablemente mayores que aquellas que existen en profundidad.

Tabla 2.3. *Condición de apertura de las discontinuidades.*

Descripción	Apertura
Apertura cerrada	0
Apertura muy angosta	< 0.1 mm
Apertura angosta	0.1 – 1.0 mm.
Apertura abierta	1.0 – 5.0 mm.
Apertura muy abierta	> 5 mm.

Fuente: Brown, (1981).

g. Rugosidad

La rugosidad es la medida de la irregularidad o separación del plano de una discontinuidad real (Figura 2.10). Es el factor determinante de la resistencia al corte. A

medida que aumenta la apertura esta importancia disminuye, así como al aumentar el espesor de relleno o cualquier desplazamiento sufrido con anterioridad.

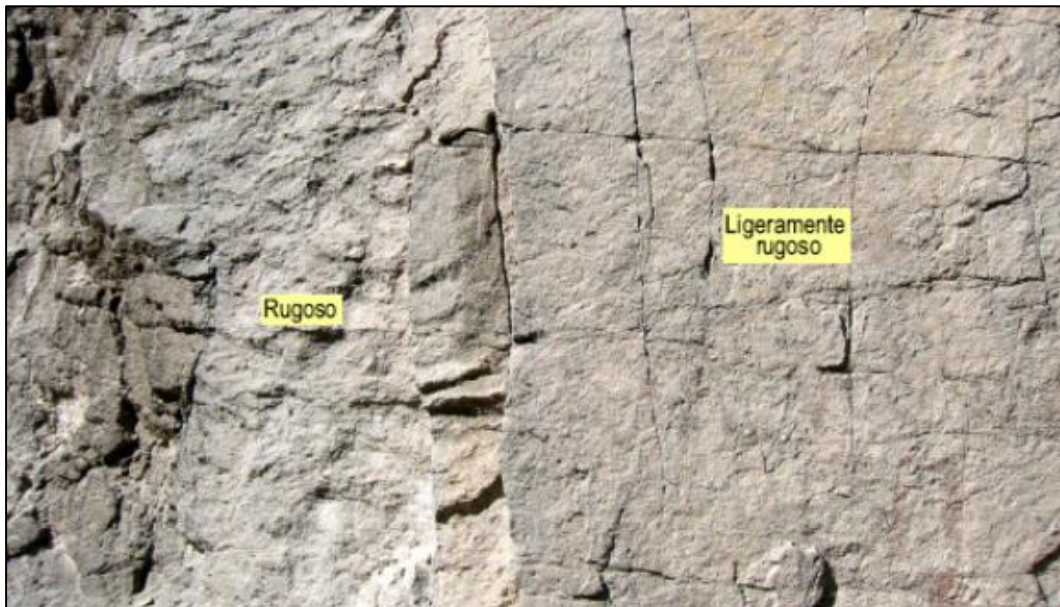



Figura 2.10. *Rugosidad de las discontinuidades.*

Fuente: Oyanguren, (2004).

Se caracteriza la rugosidad de una discontinuidad por su ondulación y aspereza. Las ondulaciones son rugosidades a gran escala mientras que la aspereza es una rugosidad a pequeña escala. La ondulación puede definirse mediante el ángulo “ α ”.

El JRC (Joint Roughness Coeficient) en Alejano, et al. (2018), se estima mediante el perfilómetro o peine de Barton, además de que existe una escala que representa nueve grados de rugosidad (Figura 2.11), en relación con el JRC: rugosa-escalonada, lisa-escalonada, pulida-escalonada, rugosa-ondulada, lisa-ondulada, pulida-ondulada, rugosa-plana, lisa-plana y pulida-plana.



Descripción	Perfil	J_r	JRC_{200mm}	JRC_{1m}
Rugosa		4	20	11
Lisa		3	14	9
Pulida		2	11	8
	Escalonada	2	11	8
Rugosa		3	14	9
Lisa		2	11	8
Pulida		1.5	7	6
	Ondulada	1.5	7	6
Rugosa		1.5	2.5	2.3
Lisa		1.0	1.5	0.9
Pulida		0.5	0.5	0.4
	Plana	0.5	0.5	0.4

Figura 2.11. Caracterización de los diferentes tipos de rugosidad.

Fuente: Barton et al., (1974).

h. Relleno

El relleno es el material que se encuentra entre los labios de una junta. Su anchura es el espesor de relleno (Figura 2.12). Para analizarlo se deben considerar los siguientes factores (Alejano, et al., 2018): mineralogía del material de relleno, tamaño de las partículas y granulometría, relación de sobre-consolidación, contenido en agua y permeabilidad, desplazamientos cortantes previos, rugosidad de las paredes, espesor y fracturación o aplastamiento de los labios.

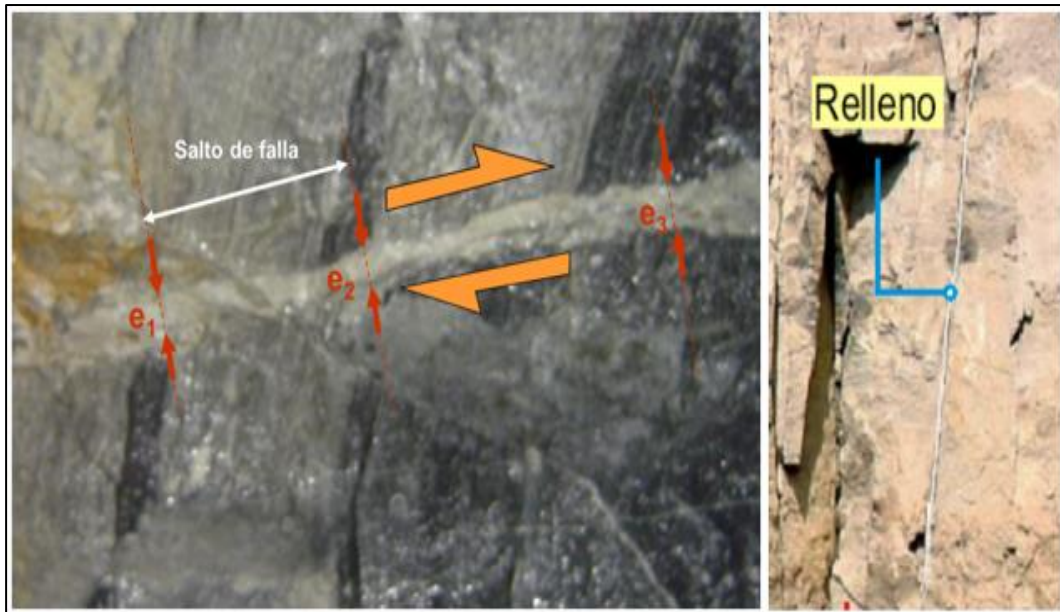


Figura 2.12. Relleno en las discontinuidades.

Fuente: Alejano, et al., (2018).

Para obtener una adecuada información del relleno se suele medir el máximo y el mínimo espesor, si hay variación puede deberse a desplazamientos cortantes, conviene dar una idea de la meteorización de los labios de la junta y dibujar esquemas o adjuntar fotografías de lo que se observa, así mismo se definirá la mineralogía, granulometría y en su caso tomar muestras.

i. Meteorización

Se refiere a saber qué tan deteriorada está la roca que está cerca a la discontinuidad. Indique si ésta se encuentra fresca, ligeramente meteorizada, moderadamente meteorizada, muy meteorizada o descompuesta. La resistencia a compresión simple de los labios de la discontinuidad (JCS = Joint Compressive Strength) puede expresarse de la siguiente forma:

- En función del grado de meteorización del material rocoso y del macizo rocoso $JCS = c / k$. Dónde: $k = 2,5$ rocas duras y sanas; $k = 5$ rocas medias; $k = 10$ rocas blandas y meteorizadas.

- Mediante ensayos manuales, tomando como material representativo el de las paredes de las discontinuidades.
- A partir del ensayo del martillo de Schmidt, aplicado en posición perpendicular al labio o borde de la junta o discontinuidad (Figura 2.13).



Figura 2.13. Meteorización de los labios de las discontinuidades.

Fuente: Oyanguren, (2004).

j. Presencia de agua

En los macizos rocosos la circulación de agua se realiza principalmente a lo largo de las discontinuidades (permeabilidad secundaria). Sin embargo, en rocas sedimentarias se produce sobre todo por los poros de la roca (permeabilidad primaria) (Figura 2.14). Conviene describir la circulación de aguas en juntas y familias y adjuntar fecha de toma de datos y datos meteorológicos. Se suelen indicar las siguientes posibilidades: impermeable, seca, húmeda, goteo y fluencia. (Alejano, et al., 2018).



Figura 2.14. *Presencia de agua en los macizos rocosos.*

Fuente: Alejano, et al., (2018).

Los siguientes aspectos son de importancia:

- La permeabilidad primaria tiene relevancia en los macizos rocosos sedimentarios, donde los planos de estratificación y los propios estratos ponen en contacto unas rocas con otras. En cambio, dicha permeabilidad suele tener poca importancia en macizos formados por materiales de origen ígneo y metamórfico.
- La conductividad hidráulica puede ser muy anisotrópica.
- Junto con la hidrogeología local, es necesario conocer el % de agua que circula por las juntas, que es proporcional al gradiente hidráulico y a la permeabilidad direccional mayor, dependiendo dicha proporcionalidad del tipo de flujo. (Alejano, et al., 2018).

Existen tablas con escalas descriptivas para la evaluación del grado de filtración de una discontinuidad sin relleno (Tabla 2.4) y discontinuidades con relleno (Tabla 2.5).

Tabla 2.4. *Filtraciones en macizos rocosos sin relleno.*

Grado de filtración	Descripción
I	La discontinuidad está muy cerrada y seca. El flujo de agua a través de la misma no parece posible.
II	La discontinuidad está seca, sin evidencia de flujo de agua.
III	La discontinuidad está seca, pero muestra evidencia de flujo de agua, p. ej., moho descolorido, etc.
IV	La discontinuidad está húmeda, pero no se observa circulación de agua.
V	La discontinuidad indica filtración y gotas ocasionales, pero no flujo continuo.
VI	La discontinuidad muestra un flujo continuo de agua. (Hay que estimar el caudal en litros/min. y describir la presión, p.ej.: baja, media o alta).

Fuente: Alejano, et al., (2018).

Tabla 2.5. *Filtraciones en macizos rocosos con relleno.*

Grado de filtración	Descripción
I	Los materiales de relleno están muy consolidados y secos, parece muy improbable la aparición de un flujo debido a la permeabilidad muy baja.
II	Los materiales de relleno están húmedos, pero no hay agua en circulación.
III	Los materiales de relleno están húmedos, con gotas ocasionales de agua.
IV	Los materiales de relleno muestran signos de lavado, con flujo de agua continuo. (Se estima el caudal en litros/minuto).
V	Los materiales de relleno están localmente lavados con un considerable flujo de agua a lo largo de los canales de erosión. (Estimación del
VI	Los materiales de relleno están completamente erosionados; existe presión de agua muy elevada especialmente sobre el primer afloramiento.

Fuente: Alejano, et al., (2018).

k. Resistencia a la compresión de la roca intacta

Las resistencias de las rocas se pueden estimar también en el campo utilizando una navaja y un martillo de geólogo, en la Tabla 2.6 se describe la forma de hacerlo según la ISRM. (Oyanguren & Alejano, 2007).

Tabla 2.6. *Características resistentes de las rocas.*

Grado	Denominación	Reconocimiento	RCS (MPa)
R1	Roca muy débil	Desmenuzable bajo golpes firmes con la punta de un martillo de geólogo, puede desconcharse con una navaja.	1.0 - 5.0
R2	Roca débil	Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.	5.0 - 25
R3	Roca media	No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme del martillo de geólogo.	25 - 50
R4	Roca dura	Se requiere mas de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra.	50 - 100
R5	Roca muy dura	Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra	100 - 250
R6	Roca extremadamente dura	Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo.	> 250

Fuente: Brown, (1981).

1. Índice de designación de calidad de roca (RQD)

Según Deere (1964), indica que, para promover un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa, a partir de los testigos de perforación diamantina. El RQD es definido como el porcentaje de piezas de testigos intactos mayores a 100 mm en la longitud total del testigo. El testigo deberá tener por lo menos un tamaño NX (54.7 mm de diámetro) y deberá ser perforado con un cilindro de doble tubo de perforación. Palstrom (1982) sugirió que, cuando los testigos no están disponibles pero las trazas de las discontinuidades son visibles en afloramientos superficiales o en socavones exploratorios, el RQD puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen. (Hoek & Brown, 1985).

El índice RQD (Rock Quality Designation) se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud en su eje, sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo. Para determinar el RQD en el campo existen dos procedimientos de cálculo. A partir del

mapeo de celdas geotécnicas: comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico – estructural (detail line) en el área o zona predeterminada de la operación minera.

Se hace el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro cúbico (J_v), determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural en el área o zona predeterminada. Esto se usa para voladura y queda establecido de acuerdo a la relación entre RQD y J_v .

Tabla 2.7. Interpretación de los valores de RQD.

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD
Muy mala	0 - 25
Mala	25 - 50
Media	50 - 75
Buena	75 - 90
Muy buena	90 - 100

Fuente: Deere, (1964).

2.2.1.2. Caracterización del macizo rocoso

En la caracterización de la masa rocosa, los aspectos más importantes son: la litología, la distribución de las discontinuidades y las características estructurales de las discontinuidades.

a. Litología del macizo rocoso

Es importante tener definida la litología o tipos de rocas presentes en el yacimiento. Se deben trazar en forma clara los contornos de la mineralización y los contactos de los diferentes tipos de rocas en las cajas. Esta información se debe tener disponible en planos de planta, y secciones transversales y longitudinales. Los programas como el Mine Sight, Datamine, Vulcan, Gemcom y otros, son de gran ayuda para manejar esta información. (Córdova, 2008).

Para hablar de la litología de las rocas se tiene que abordar el ciclo geoquímico de las rocas, que se ha representado de forma indicativa en la Figura 2.15 parte de la

formación de la corteza rocosa; los materiales fluidos procedentes de zonas profundas han seguido y siguen actualmente su camino de ascenso hacia la superficie terrestre. Estos materiales, que consisten en una masa rocosa fluida, en la que pueden coexistir fases sólidas, líquidas y gaseosas, se denominan magmas. (Oyanguren, 2004).

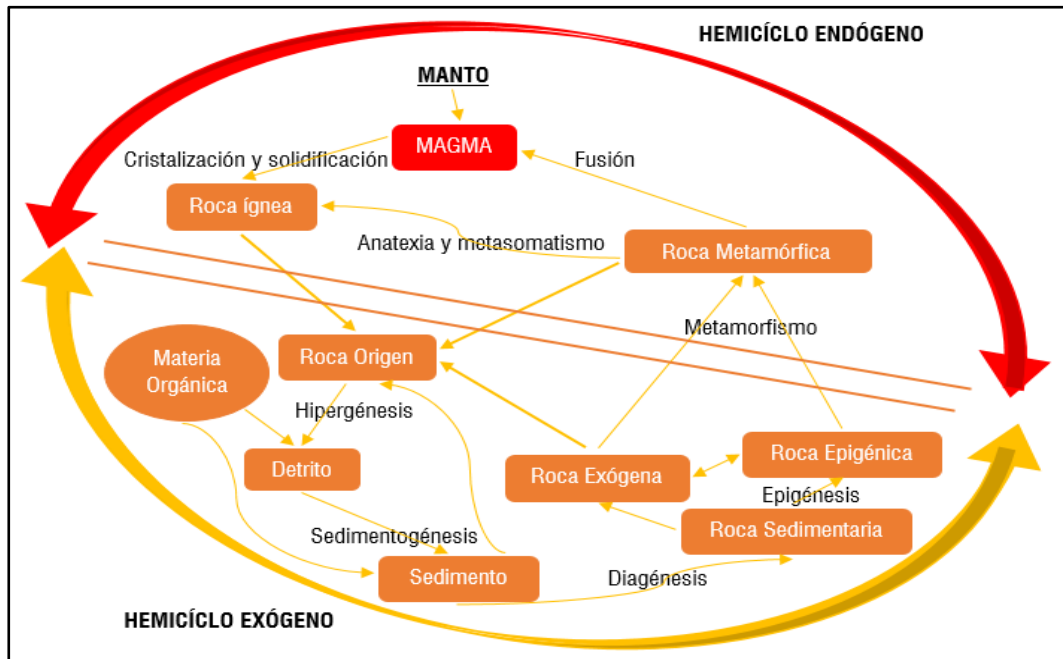


Figura 2.15. El ciclo geoquímico de las rocas.

Fuente: Basado en Galera, (1994).

Cuando los magmas ascienden hacia zonas superiores se produce su solidificación, que puede producirse en la misma superficie o bien a una determinada profundidad. En caso de producirse la consolidación en superficie, esta tiene lugar de manera rápida, y por tanto, no se forman, cristales grandes; por lo que suelen formarse vidrios. Así se forma las rocas volcánicas. (Oyanguren, 2004).

Cuando la consolidación se produce en profundidad, los cristales pueden irse desarrollando, debido al enfriamiento lento; así se forman las rocas intrusivas. Cuando los magmas cristalizan en filones que ascienden hacia la superficie, se habla de rocas filonianas. En conjunto, las rocas volcánicas, filonianas e intrusivas constituyen las rocas ígneas.



Las rocas quedan expuestas a la intemperie; sus componentes son destruidos física y químicamente y transportados en disolución o llevados en suspensión por las aguas superficiales, hasta que llegan a un lugar de deposición (in-situ, laguna, llanura aluvial o el mar). Los materiales o detritos depositados en una cuenca marina, más o menos ordenados, van compactándose bajo el efecto de nuevos sedimentos. Mediante este proceso llamado diagénesis se forman las rocas sedimentarias. En ciertas zonas, al acumularse los sedimentos, se va produciendo el hundimiento o subsidencia del fondo marino, de forma que los paquetes sedimentarios se ven sometidos a niveles importantes de presiones y temperaturas, que dan lugar a la formación química y cristalización de nuevos minerales, con estructuras orientadas. En este proceso se originan las rocas metamórficas, que se caracterizan típicamente por su foliación. (Oyanguren, 2004).

Así pues, como se deriva del ciclo geoquímico presentado, según su origen, las rocas pueden ser ígneas, sedimentarias y metamórficas. Una clasificación sencilla que incluye la mayor parte de las rocas que se encuentran en la práctica se presenta en el esquema de la Figura 2.1.

b. Distribución de las discontinuidades

El análisis de la distribución de las discontinuidades es otro aspecto importante para definir el arreglo estructural de la masa rocosa. Mediante la utilización de técnicas de proyección estereográfica, podemos determinar el número de sistemas o familias de discontinuidades presentes en el lugar de evaluación. Esta información posteriormente será utilizada para el análisis de estabilidad controlado por el arreglo estructural de la masa rocosa. (Córdova, 2008).

Las rocas difieren del resto de materiales utilizados en ingeniería en el hecho de que suelen presentar fracturas y otro tipo de discontinuidades estructurales que hacen el

material discontinuo por lo que resulta preciso diferenciar claramente la roca intacta del macizo rocoso. (Alejano, et al., 2018).

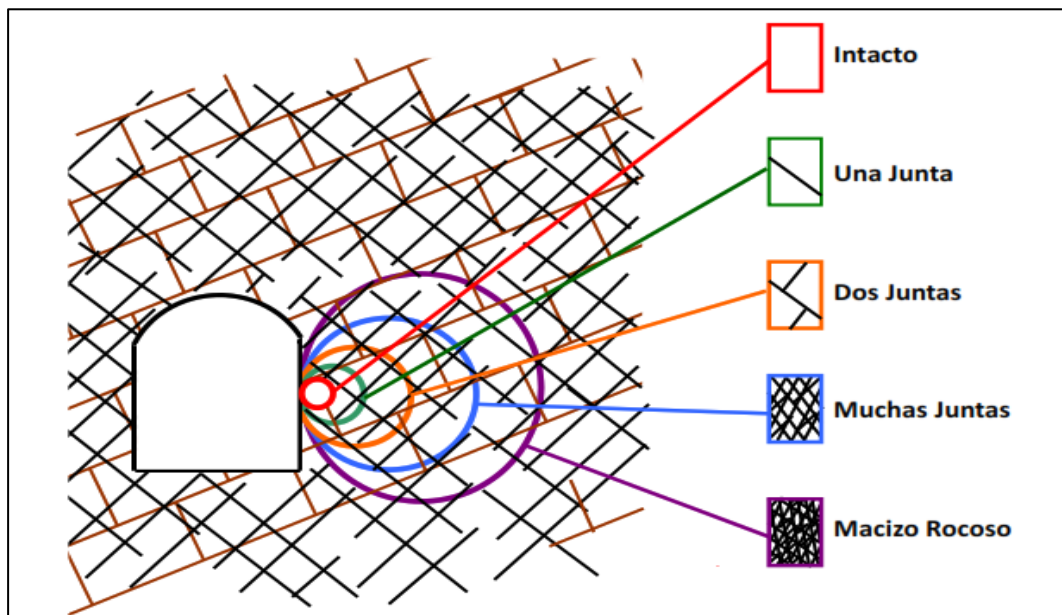


Figura 2.16. Estructura del macizo rocoso.

Fuente: Alejano, et al., (2018).

Un macizo rocoso estará compuesto por una o varias rocas que a su vez contienen planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otros caracteres estructurales (Figura 2.17). Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas. (Alejano, et al., 2018).

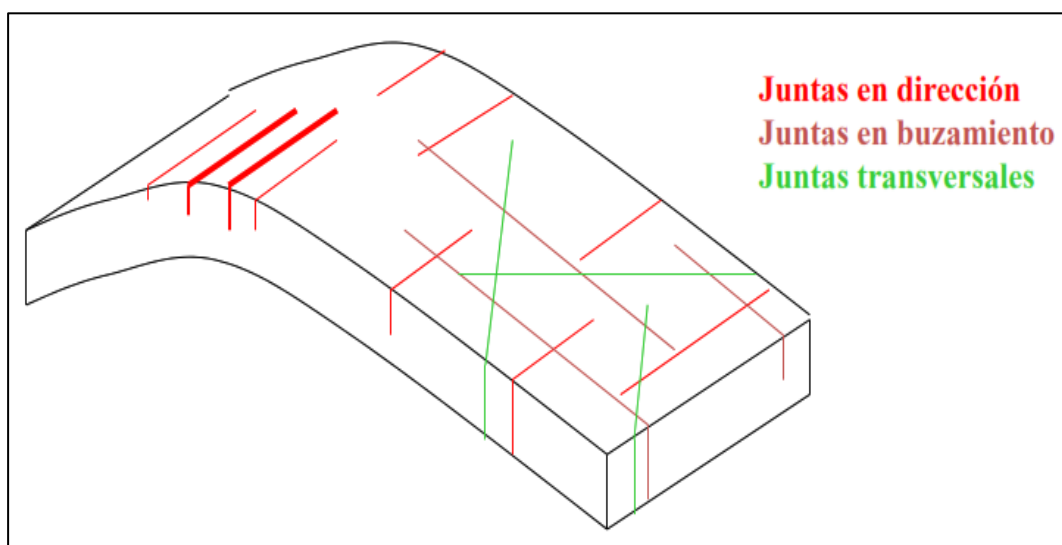


Figura 2.17. Planos de estratificación.

Fuente: Alejano, et al., (2018).

c. Características estructurales de las discontinuidades

Las características estructurales de las discontinuidades, pueden ser determinadas mediante tratamiento estadístico de la información de los mapeos geotécnicos. Los resultados servirán para establecer las propiedades de comportamiento mecánico de las discontinuidades y de la masa rocosa. (Córdova, 2008).

Para determinar la estructura del macizo rocoso se realiza la caracterización geotécnica de macizos rocosos que es el conjunto de caracteres de origen estructural (Figura 2.18) (superficies de discontinuidad, fallas, diaclasas, pliegues, etc) que presenta el macizo rocoso, junto con sus características particulares e interrelaciones. (Córdova, 2008).

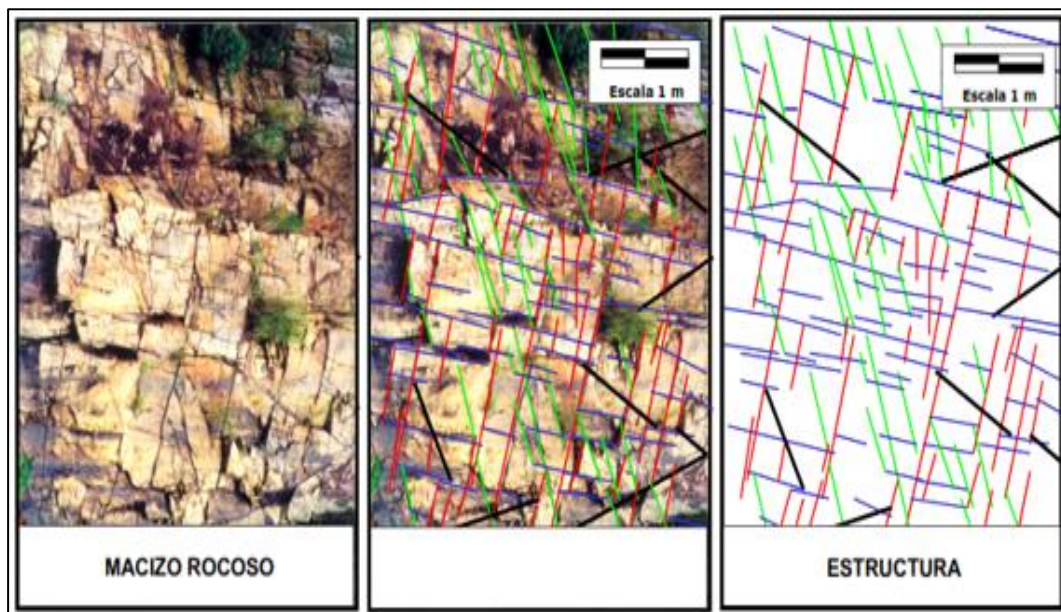


Figura 2.18. Planos estructurales del macizo rocoso.

Fuente: Alejano, et al., (2018).

Hoy en día existe software especializado para caracterizar a la masa rocosa, definiendo el arreglo estructural de la masa rocosa y las características estructurales de las discontinuidades.



2.2.1.3. Clasificación geomecánica de la masa rocosa

Cuando no se tiene información detallada sobre la masa rocosa y sus esfuerzos y sobre las características hidrológicas del lugar de un proyecto, el uso de un esquema de clasificación de la masa rocosa puede ser muy beneficioso. En el caso más simple, se puede utilizar un esquema de clasificación como un chequeo para asegurar que toda la información relevante ha sido considerada. Por otra parte, se puede utilizar uno o más esquemas de clasificación, para desarrollar una idea de la composición y características de una masa rocosa, a fin de proporcionar estimadas iniciales de los requerimientos de sostenimiento y de las propiedades de resistencia y deformación de la masa rocosa. (Córdova, 2008).

Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tratan de evaluar sus propiedades para determinar de forma cuantitativa la calidad del macizo con diversos fines:

- Caracterización propiamente dicha de los parámetros de resistencia y deformabilidad del macizo rocoso.
- La elección del sostenimiento en galerías y túneles.
- Selección del sistema de excavación y la fragmentabilidad de los macizos frente a voladuras.
- Estimación de la estabilidad de taludes o cimentaciones de presas.

Las clasificaciones geomecánicas más utilizadas en todo el mundo son: el RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1989) y el Sistema Q de Barton (1974). En nuestro medio se está utilizando también el sistema GSI (Geological Strength Index) de Hoek & Marinos (2000), que es el más apropiado para determinar las propiedades de resistencia de la masa rocosa, antes que constituir un sistema de clasificación. Desde luego que aparte

de las clasificaciones nombradas hay otros sistemas de clasificación, las cuales son menos utilizadas. (Córdova, 2008).

a. Sistema de valoración de la masa rocosa (RMR)

El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski, y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena (Tabla 2.8). (Alejano, et al., 2018).

A la vez constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo y de excavación y sostenimiento en túneles. Las versiones más usadas son el RMR76 y el RMR89. Ambas incorporan la valoración de parámetros como (Hoek & Brown, 1985): la resistencia a compresión simple (R.C.S. o σ_c) de la roca intacta, el R.Q.D. (Rock Quality Designation), el espaciado de las discontinuidades, las condiciones de las discontinuidades, la presencia de agua y la orientación de las discontinuidades.

Tabla 2.8. Sistema de clasificación de RMR.

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetros			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		



4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)		Superficies muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies pulidas o relleno de falla < 5mm de espesor separación 1-5mm Continuas	Relleno de falla suave > 5mm de espesor separación > 5mm Continuas
	Puntuación		30	25	20	10	0
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo
	Puntuación		15	10	7	4	0
B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES (Ver F)							
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	
Puntuaciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12	
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25	
	Taludes	0	-5	-25	-50	-	
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL							
Valoración		100←81	80←61	60←41	40←21	<21	
Categoría		I	II	III	IV	V	
Descripción		Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala	
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA							
Categoría		I	II	III	IV	V	
Tiempo promedio de auto soporte		20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m	
Cohesión del macizo rocoso (kPa)		>400	300-400	200-300	100-200	<100	
Ángulo de fricción del macizo rocoso (grados)		>45	35-45	25-35	15-25	<15	
E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD							
Longitud de discontinuidad (persistencia) Puntuación		<1 m 6	1-3 m 4	3-10 m 2	10-20 m 1	>20 m 0	
Separación (apertura) Puntuación		Ninguna 6	<0.1 mm 5	0.1-1.0 mm 4	1-5 mm 1	>5 mm 0	
Rugosidad Puntuación		Muy rugosa 6	Rugosa 5	Ligeramente rugosa 3	Lisa 1	Pulida 0	
Relleno (relleno de falla) Puntuación		Ninguna 6	Relleno duro <5mm 4	Relleno duro >5mm 2	Relleno blando <5mm 2	Relleno blando >5mm 0	
Meteorización Puntuación		No meteorizada 6	Ligeramente meteorizada 5	Moderadamente meteorizada 3	Altamente meteorizada 1	Descompuesta 0	

F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACIÓN DE TÚNELES**

Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Regular
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo	
Regular	Desfavorable	Regular	

Fuente: Bieniawski, (1989).

El puntaje total del RMR está definido por: $RMR = (i) + (ii) + (iii) + (iv) + (v) -$

Ajuste por orientación de discontinuidades.

Tabla 2.9. Interpretación de los valores de RMR.

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rocoso
Roca Muy Buena	81 - 100	I
Roca Buena	61 - 80	II
Roca Regular - A	51 - 60	III - A
Roca Regular - B	41 - 50	III - B
Roca Mala - A	31 - 40	IV - A
Roca Mala - B	21 - 30	IV - B
Roca Muy Mala	0 - 20	V

Fuente: Córdova, (2013).

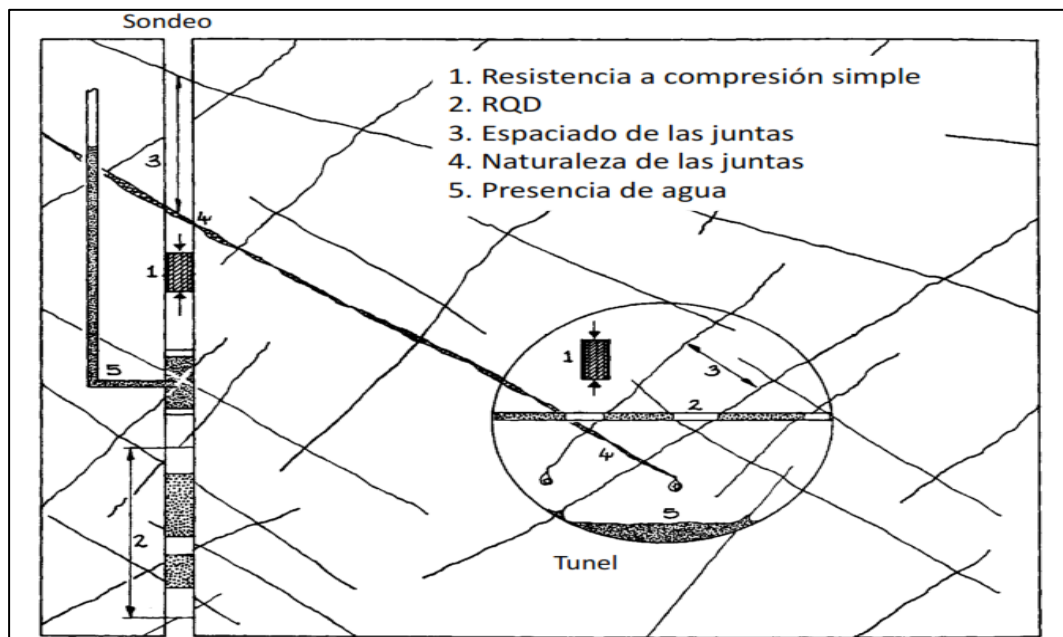


Figura 2.19. Parámetros de RMR.

Fuente: Alejano, et al., (2018).

b. Índice Q

El sistema Q fue desarrollado en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute) por Barton, Lien y Lunde (1974), para el diseño de excavaciones subterráneas, principalmente túneles.

Este sistema ha sido mejorado y actualizado constantemente, siendo la última actualización del año 2007, la cual incluye investigaciones analíticas respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados reforzados con concreto lanzado (RRS) como una función de la carga y de la calidad del macizo rocoso, así como la absorción de energía del concreto lanzado (Normas EFNARC – European Federation of National Associations Representing for Concrete).

La Clasificación de Barton asigna a cada terreno un índice de calidad Q, tanto mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Su variación no es lineal como la del RMR, sino exponencial, y oscila entre $Q=0.001$ para terrenos muy malos y $Q=1000$ para terrenos muy buenos.

El Sistema Q es un sistema de clasificación del macizo rocoso con respecto a la estabilidad de excavaciones subterráneas para brindar una descripción de la calidad del macizo rocoso.

El Sistema Q se basa en la estimación de seis parámetros independientes y expresa la calidad de la roca Q, como función de esos parámetros. (Jorda Bordehore, 2013).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

- RQD = Índice de calidad de la roca.
- J_n = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades.
- J_r = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades.
- J_a = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades.

- J_w = Parámetro basado en la presencia de agua.
- SRF = Factor de reducción de esfuerzos

De esta forma los diferentes cocientes tienen una significación especial:

- (RQD/J_n) , indica el tamaño de bloque.
- (J_r/J_a) , la resistencia al corte entre los bloques.
- (J_w/SRF) la influencia del estado tensional, de difícil interpretación.

En función del valor del índice Q, Barton clasifica a los macizos rocosos en las siguientes clases:

Tabla 2.10. Interpretación del índice Q.

Descripción	Índice Q
Roca Excepcionalmente Mala	0.001 – 0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01 – 0.1
Roca Muy Mala	0.1 – 1
Roca Mala	1 – 4
Roca Regular	4 – 10
Roca Buena	10 – 40
Roca Muy Buena	40 – 100
Roca Extremadamente Buena	100 – 400
Roca Excepcionalmente Buena	400 – 1000

Fuente: Barton et al., (1974).

Para estimar un sostenimiento, además del valor del índice Q del terreno es necesario realizar una valoración de la Dimensión Equivalente de la excavación:

$$De = \frac{\text{Span (m)}}{ESR}$$

Donde:

- De = Dimensión equivalente.
- Span = Abertura o ancho de la excavación.
- ESR = Relación de soporte de excavación.

El Span, o dimensión crítica de la cavidad, puede ser la anchura, altura, diámetro equivalente o pase de excavación, dependiendo de la geometría final de la cavidad y de

la geometría en cada fase constructiva. El ESR (excavation support ratio que depende del tipo de excavación) es un factor de seguridad que modifica el De en función del uso futuro de la obra subterránea: por ejm. minora el diámetro para galerías mineras y lo mayor para cavernas de uso industrial o civil. En la Figura 2.20 se muestran los valores adoptados para el ESR en función del tipo de obra a construir. Se definen 9 tipos de sostenimiento, compuestos cada uno de ellos por los elementos que figuran en la leyenda. Conviene señalar que este ábaco está realizado para un valor del ESR = 1, lo que quiere decir que la longitud de los bulones a utilizar es la teórica que se obtenga multiplicada por el valor real del ESR.

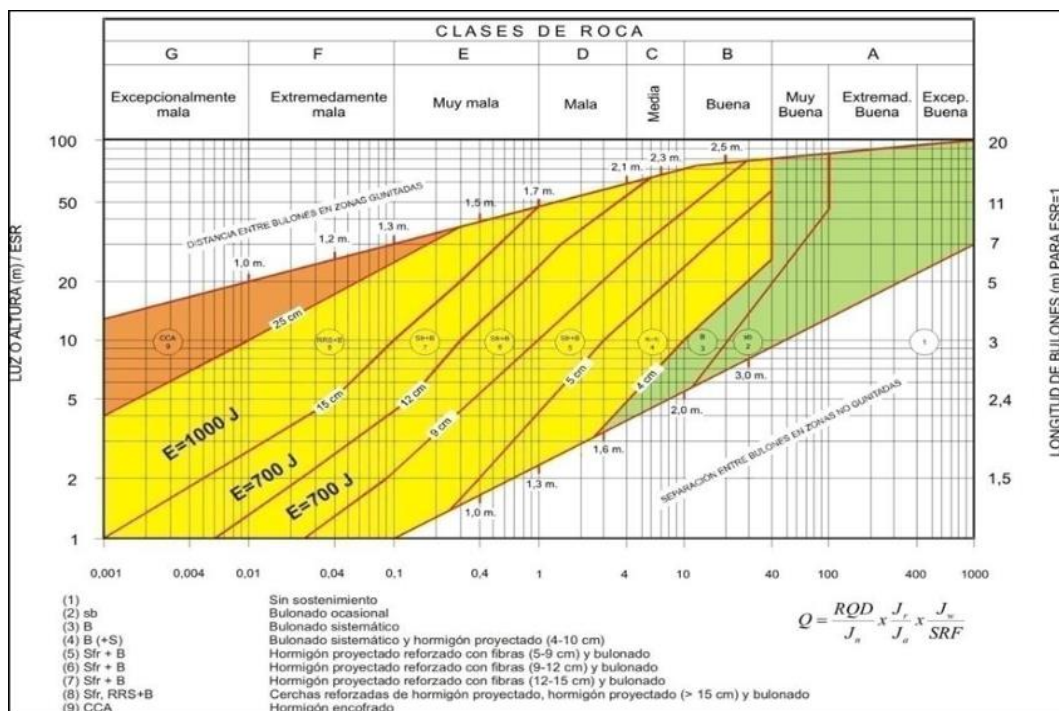


Figura 2.20. Tipos de sostenimiento según el índice *Q*.

Fuente: Barton et al., (1974).

c. Índice de resistencia geológica (GSI)

El GSI (Geological Strength Index) es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo, propuesto por Hoek et al, (1995), cuyo rango numérico, comprendido entre 0 y 100, se basa en la identificación y clasificación en campo de dos de las características

físicomecánicas de un macizo rocoso: la macroestructura y la condición de las superficies de las discontinuidades, (grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades).



Figura 2.21. Índice de resistencia geológica en macizos rocosos fracturados.

Fuente: Marinos & Hoek, (2000).

Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos: el **RMS**, es la “estructura de macizo rocoso” definida en términos de su blocosidad y la alteración y el **JC**, es la condición de las estructuras presentes en el macizo rocoso.

La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas que se muestran en Figura 2.21 y 2.22, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos:

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA MACIZOS ROCOSOS ESTRATIFICADOS HETEROGENEOS <small>(Marinos & Hoek (2000))</small>						
En base a una descripción de la litología, la estructura del macizo y la condición de las estructuras (especialmente los planos de estratificación), seleccione una zona en la tabla. Ubique en esa zona la posición correspondiente a la condición de las estructuras y estime el valor medio de <i>GSI</i> . NO trate de ser demasiado preciso. De hecho, el considerar $33 \leq GSI \leq 37$ es más realista que suponer $GSI = 35$. <i>Note que esta tabla NO es aplicable a problemas con control estructural.</i> Si hay estructuras desfavorablemente orientadas ellas controlarán el comportamiento del macizo rocoso. En aquellos casos en que la resistencia al corte de las estructuras podría ser afectada por la humedad, deberá considerarse la eventual presencia de agua. Esto puede hacerse "desplazando hacia la derecha" el rango estimado para <i>GSI</i> para condiciones regular, mala o muy mala de las estructuras. La presión del agua no se considera al evaluar el <i>GSI</i> (análisis en esfuerzos efectivos).		CONDICION ESTRUCTURAS (PLANOS DE ESTRATIFICACION)				
COMPOSICION Y ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		MUY BUENA Muy rugosas, superficies frescas o no Meteorizadas.	BUENA Rugosas, superficies algo meteorizadas.	REGULAR Lisas, superficies moderadamente meteorizadas y lateradas.	MALA Muy lisas, ocasionalmente pulidas, con pátinas compactas o rellenos con fragmentos angulosos.	MUY MALA Muy lisas y pulidas o de superficies muy meteorizadas, y con pátinas o rellenos de arcilla blanda.
<p>A. Estratos gruesos de arenisca de mucha blocosidad. El efecto de posibles pátinas pelíticas en los planos de estratificación se ve minimizado por el confinamiento del macizo rocoso; sin embargo, en túneles poco profundos y/o taludes, estos planos de estratificación pueden generar inestabilidades controladas estructuralmente.</p>		70	A			20
<p>B. Arenisca con lentes delgadas de limonita.</p>	<p>C. Arenisca y limonita, en estratos de similar potencia.</p>	<p>D. Limolitas o esquistos limosos con estratos de arenisca.</p>	<p>E. Limolitas débiles o esquistos arcillosos con estratos de arenisca.</p>			
<p>C, D, E y G: Pueden estar más o menos plegados que lo indicado, pero esto no altera su resistencia. Si presentan deformación tectónica, fallamientos y pérdidas de continuidad, cambie estas categorías a F y H.</p>		50				
	<p>F. Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, muy plegados y Cizallados, con estratos de arenisca deformados y quebrados, definiendo una estructura casi caótica.</p>	40			F	10
<p>G. Esquistos limosos o arcillosos no perturbados, con o sin intercalaciones de estratos delgados de arenisca.</p>	<p>H. Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, con una estructura caótica y bolsones de arcilla. Estratos delgados de arenisca quebrados en pequeños bloques de roca.</p>	N/A	N/A	G	H	

Figura 2.22. Índice de resistencia geológica en macizos rocosos estratificados.

Fuente: Marinos & Hoek, (2000).



2.2.1.4. Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la geomecánica, es necesario que el macizo rocoso bajo estudio esté dividido en áreas de características estructurales y mecánicas similares u homogéneas, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presentan propiedades físicas y mecánicas similares. (Córdova, 2008).

De igual manera Alejano, et al., (2018), afirma que, para zonificar geomecánicamente la masa rocosa, o dicho de otro modo para determinar los dominios estructurales de la masa rocosa, los cuales son extensiones de del mismo con características homogéneas, es necesario tomar en consideración la información desarrollada precedentemente, concerniente con los aspectos litológicos, el arreglo estructural de la masa rocosa, las características estructurales de las discontinuidades y la calidad de la masa rocosa determinada mediante la clasificación de la misma, utilizando uno o varios criterios de clasificación geomecánica. La combinación de toda esta información conducirá a delimitar estos dominios.

La zonificación geomecánica debe ser realizada en tres dimensiones, ya sea manualmente o mediante la ayuda de programas de cómputo como los mencionados en el Acápite 2.2.1.2.1, en este último caso, son de especial importancia los mapeos geotécnicos efectuados a partir de los testigos de las perforaciones diamantinas, que constituyen los datos para realizar la zonificación. Los resultados de la zonificación geomecánica deben ser presentados en planos de planta y secciones tanto transversales como longitudinales. Para ello se deben adoptar códigos para nombrar cada zona geomecánica o dominio estructural. Estos códigos pueden involucrar el uso de colores y/o alfanuméricos. (Córdova, 2008).



2.2.1.5. Propiedades físico mecánicas de la roca

Es importante definir las propiedades físico-mecánicas de la masa rocosa y de sus elementos constituyentes, es decir de la roca intacta y de las discontinuidades estructurales. (Córdova, 2008).

a. Propiedades de la roca intacta

En el caso de la roca intacta, las propiedades más relevantes son: la resistencia compresiva no confinada o denominada también resistencia compresiva simple o uniaxial, la constante “mi”, la densidad de la roca, resistencia a tracción y las constantes elásticas (módulo de Young e Índice de Poisson).

➤ Resistencia compresiva no confinada

Este parámetro de resistencia puede ser determinado mediante ensayos de golpes con el martillo de geólogo, o mediante ensayos de impacto con el martillo de Schmidt, o mediante ensayos de carga puntual, o mediante ensayos de compresión simple en laboratorio de mecánica de rocas, todos ellos de acuerdo a las normas sugeridas por la ISRM (Brown, 1981). La resistencia a la compresión uniaxial se realiza sobre probetas de roca, este método es el más utilizado para determinar la resistencia a la compresión simple. El ensayo se realiza con muestras cilíndricas. Relaciona la carga máxima sobre la muestra (en el momento de su destrucción) y el área transversal de la misma; se determina con la siguiente expresión:

$$R_c = \frac{Pr}{F}$$

Donde:

- R_c = Resistencia a compresión uniaxial de la roca (kg f /cm²).
- Pr = Fuerza de ruptura de la muestra de roca (kg f).
- F = Superficie de la sección transversal (cm²).



➤ **Constante “mi”**

Otro parámetro importante de la roca intacta es la constante “mi” del criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2006), el cual puede ser estimado utilizando valores de la literatura especializada o más apropiadamente puede ser determinado mediante ensayos de compresión triaxial en laboratorio de mecánica de rocas, recomendándose este último.

➤ **Densidad de la roca**

La densidad de la roca también es un parámetro muy importante, que puede ser determinada en el campo o en laboratorio según las normas ISRM. Las densidades y resistencias de las rocas presentan normalmente una buena correlación. En general, las rocas de baja densidad se deforman y rompen con facilidad, requiriendo un factor de energía relativamente bajo mientras que las rocas densas precisan una mayor cantidad de energía para lograr una ruptura satisfactoria, así como un buen desplazamiento y esponjamiento, López (1994).

➤ **Resistencia a tracción**

Para determinar la resistencia a tracción se emplea el Método brasilero, que consistió en ensayar una muestra cilíndrica comprimiéndola por sus generatrices opuestas. La resistencia a la tracción se determina mediante la fórmula:

$$R_t = \frac{2 \cdot Pr}{\pi \cdot l \cdot D}$$

Donde:

- R_t = Resistencia a tracción de la roca (kg f /cm²).
- Pr = Fuerza de ruptura de la muestra de roca (kg f).
- D = Diámetro de la muestra de la roca (cm).
- l = Longitud de la muestra de la roca (cm).

Forma práctica:

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

➤ **Constantes elásticas**

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

- **Módulo de Young (E)**

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

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

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

- **Índice de Poisson (ν)**

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

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

Indica como el material almacena y libera energía. Así una roca con un valor alto almacenará energía más fácilmente que otra con un valor inferior.

b. Propiedades de las discontinuidades

En el caso de las discontinuidades, es necesario definir los siguientes parámetros como son: la resistencia al corte de Mohr Coulomb (cohesión y ángulo de fricción), el criterio de falla de Barton, et al., (1974) y la rigidez de las discontinuidades.

➤ Resistencia al corte de Mohr Coulomb

La resistencia al corte de Mohr Coulomb se da mediante ensayos de corte directo sobre superficies de discontinuidad, en laboratorio de mecánica de rocas. Los ensayos del tablero inclinable (“tilt test”) realizados sobre testigos de perforaciones diamantinas pueden ser valiosos para estimar el ángulo de fricción básico.

- Ángulo de fricción

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

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

- Cohesión

Enaex (2002), define que la cohesión de una diaclasa es el esfuerzo de corte requerido para causar el deslizamiento de bloques en cualquier lado de la diaclasa a esfuerzo normal cero, por lo tanto, la rugosidad de la superficie de la diaclasa, como se observa en la Figura 2.23.

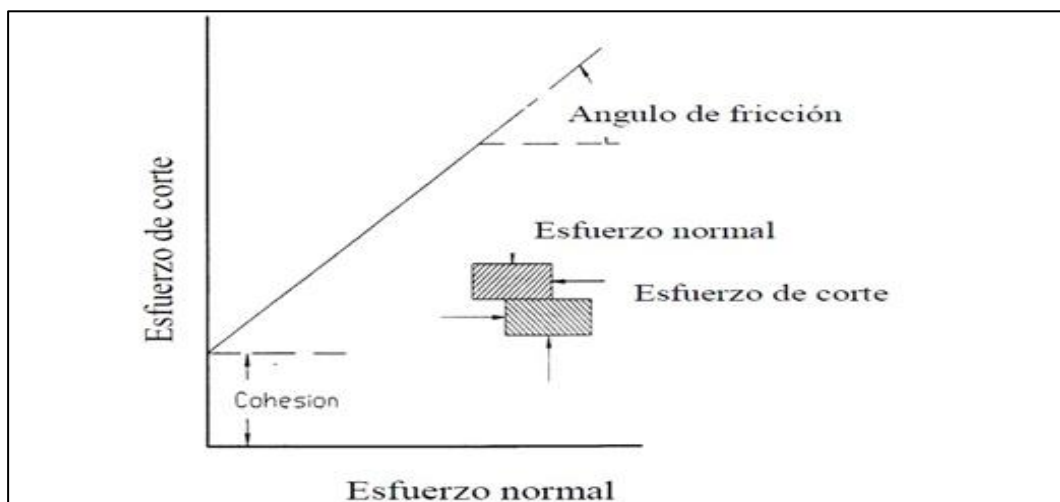


Figura 2.23. Cohesión y ángulo de fricción para bloques de roca.

Fuente: Enaex, (2002).

➤ **Criterio de falla de Barton**

En la naturaleza las discontinuidades son comúnmente rugosas, siendo además su rugosidad muy irregular.

El ángulo de fricción básico φ_b , se utiliza en el caso de que la superficie no esté meteorizada ni húmeda: si esto no ocurre así, habrá que sustituir φ_b por φ_r que es el ángulo de fricción residual y que se puede calcular según proponen Barton, et al., (1974) mediante la expresión:

$$\varphi_r = (\varphi_b - 20) + 20\left(\frac{r}{R}\right)$$

Donde r es el rebote del martillo de Schmidt o esclerómetro en superficies húmedas y meteorizadas, tal como se suelen encontrar normalmente en campo, y R es el rebote del martillo de Schmidt en superficies lisas no alteradas de la misma roca. (Ramírez, et al., 2009).

➤ **Rigidez de las discontinuidades**

Finalmente, podría ser necesario definir las propiedades de rigidez de las discontinuidades (rigidez normal y rigidez de corte), las cuales pueden ser estimadas utilizando ya sea el método basado en las propiedades de los materiales de relleno de las discontinuidades o en el método basado en las propiedades de deformación de la masa rocosa y de la roca intacta.

c. Propiedades de la masa rocosa

En el caso de la masa rocosa, los siguientes son los principales parámetros a definirse: la resistencia compresiva uniaxial, la resistencia triaxial, la resistencia a la tracción, la resistencia al corte (cohesión y ángulo de fricción), las constantes elásticas (módulo de deformación y relación de Poisson), las constantes “ m ” y “ s ” de la masa rocosa del criterio de falla de Hoek & Brown. Existen varios criterios para la estimación

de todos estos parámetros, siendo uno de los más importantes el de Hoek & Brown (2002, 2006), utilizado en el programa de cómputo ROCLAB de Rocscience Inc. 2007.

➤ **Criterio de rotura de Hoek-Brown**

Empíricamente se ha demostrado que la envolvente de rotura en macizos rocosos se asemeja más a una curva que a una recta. El criterio de rotura más empleado en la actualidad es el de Hoek y Brown. Era frecuente que los programas de cálculo emplearan el criterio de Mohr Coulomb, por lo que es habitual otorgar al macizo unos valores de cohesión y fricción instantáneos obtenidos por ajuste de la recta de Mohr Coulomb a la envolvente de Hoek y Brown para un estado tensional local. El Criterio Generalizado de Hoek y Brown es un criterio de rotura empírico que establece la resistencia del macizo rocoso en función de las tensiones principales mayor y menor. En general, es aplicable a macizos rocosos isótropos, que en la práctica se traducen a macizos intactos o muy poco fracturados (donde se emplearía la formulación de 1980) o, por el contrario, muy fracturados, más de cuatro familias de fracturas semejantes, y teniendo muy de cerca el factor escala.

2.2.1.6. Condiciones de presencia de agua subterránea

La presencia del agua subterránea dentro de la masa rocosa en general tiene efectos adversos en la operación de una mina subterránea. La presión del agua reduce la resistencia al corte de las discontinuidades; el contenido de humedad incrementa el peso unitario de la roca, acelera la intemperización de las rocas débiles, produce la expansión de las rocas expansivas y aumenta la deformabilidad de la masa rocosa; los flujos de agua lavan el relleno de las discontinuidades y obligan a implementar sistemas de drenaje. De todos estos efectos de la presencia de agua subterránea dentro del macizo rocoso, el más importante es la presión del agua, la cual reduce las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones. Por ello es importante que a través de investigaciones



hidrogeológicas se determinen las características de presencia del agua subterránea dentro de la masa rocosa del yacimiento. (Córdova, 2008).

2.2.1.7. Condiciones de esfuerzos in-situ

En cualquier excavación que se desee realizar, el macizo rocoso estará sometido a un estado de esfuerzos in-situ previo a la realización de la excavación. El estado de esfuerzos una vez realizada la excavación, será el resultado del estado de esfuerzos inicial (in-situ) más el estado de esfuerzos inducidos por la excavación o el minado. Por ello, los esfuerzos in-situ constituyen unos de los factores importantes que condicionan la estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas. (Córdova, 2008).

Los esfuerzos in-situ dependen de una serie de factores como la topografía de la superficie, la erosión, los esfuerzos tectónicos residuales, el efecto de las discontinuidades y otros. Para determinar la orientación y la magnitud de los esfuerzos in-situ, lo más recomendable es realizar mediciones in-situ. Para ello hay varias técnicas de medición como: el de liberación de esfuerzos (ejemplo la técnica del “overcoring” utilizando celdas triaxiales CSIRO tipo Hollow Inclusión); el de restauración de esfuerzos (ejemplo la técnica del “gato plano”- Flat Jack); y otros (ejemplo el “hidrofracturamiento”). Cuando no se disponga de información de esfuerzos in-situ a partir de mediciones in-situ, estos pueden ser estimados utilizando el criterio de Sheorey (1994). La utilización de este criterio proporciona los esfuerzos in- situ vertical y horizontal. También se puede recurrir a los elementos estructurales de la zona y a la tectónica local; mediante el mapeo detallado de las fallas se puede determinar la dirección de los esfuerzos principales en un momento determinado de la historia geológica del lugar. Esta información debe ser utilizada con sumo cuidado para las condiciones actuales. (Córdova, 2008).



2.2.2. Voladura controlada

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

Para lograr control en los límites de una voladura, se debe tener en cuenta que la distribución especial del explosivo sea apropiada para obtener la superficie deseada, la voladura controlada es fundamental para controlar el talud final diseñado, puesto que un error en dicho talud, ocasionaría múltiples problemas, tanto físicos como económicos. (Mucho,1985).

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

Según, López (1994) son muchas las técnicas de voladuras de contorno desarrolladas desde los años 50, pero en la actualidad las más usadas son: Voladura de pre-corte, voladura de re-corte, voladuras amortiguadas y perforación en línea.

2.2.2.1. Voladura de pre-corte

En la voladura de pre-corte, tal y como dice la palabra, se detonan antes de detonar el resto de los taladros de producción, estos taladros de pre-corte, tienen un espacio reducido y además tienen menor cantidad de explosivo.

Según, Konya (1998), el pre-corte, crea un plano de fractura a lo largo de la línea de barrenos de producción. Esta técnica deja además un beneficio secundario, pues la

línea de fractura creada, deja una apariencia estética. Una ventaja del pre-corte, es que puede ser detonada con mucho tiempo antes que la voladura de producción, desde un corto tiempo de retardo entre detonaciones o hasta horas, días y hasta semanas. La línea de pre-corte debe estar a una distancia de 0.5 a 0.8 veces el burden detrás de la última línea de taladros de producción, como se muestra en la Figura 2.24.

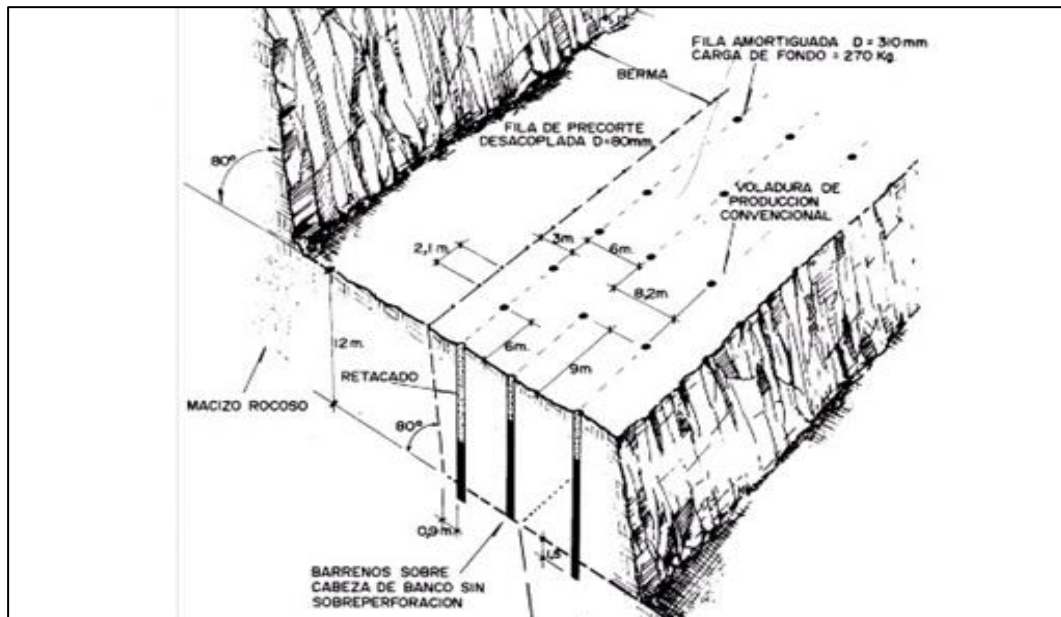


Figura 2.24. Voladura de pre-corte.

Fuente: López, (1994).

2.2.2.2. Voladura de re-corte

La voladura de re-corte consiste en detonar una sola fila de taladros con cargas de explosivo desacopladas. El objetivo principal de la voladura de re-corte, es el de aumentar la estabilidad de la cara del talud removiendo el material suelto de las ondas que genera la voladura de producción. Como desventaja es que se tiene poca protección a la estabilidad de talud final, esto se debe a que la línea de corte es detonada después de los taladros de producción.

Según, López (1994), en la voladura de pre-corte, los costos de perforación extra, tiempos más largos en el cargado de taladros y la reducción de toneladas producidas por

taladro, se ven balanceado por el decremento de futuros costos de movimiento de tierras y fallas del talud, como se muestra en la Figura 2.25.

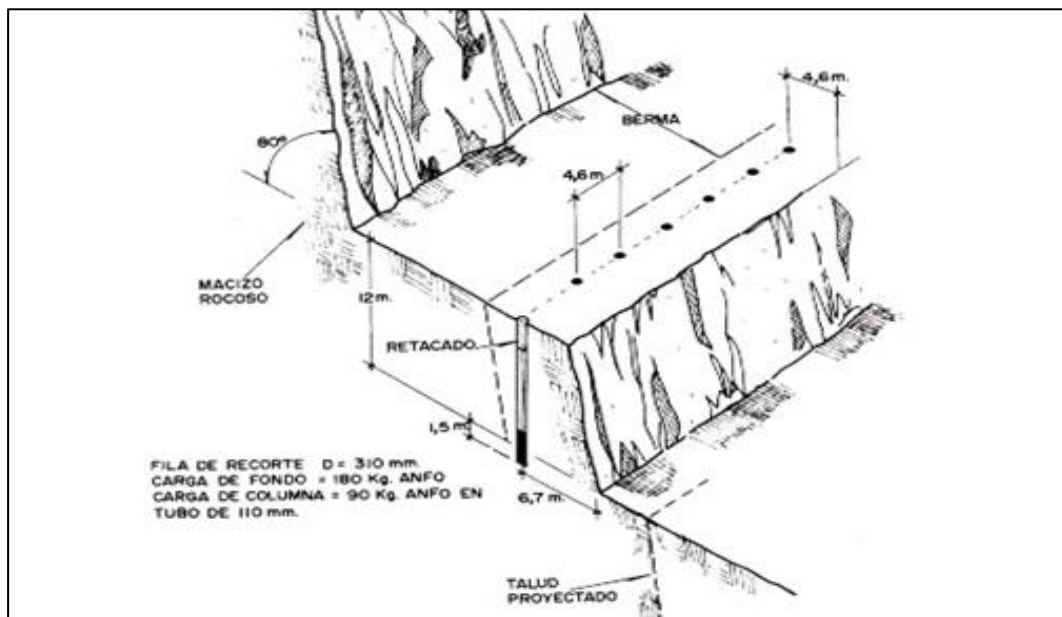


Figura 2.25. Voladura de re-corte.

Fuente: López, (1994).

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

2.2.2.3. Voladura amortiguada

En técnica, el nivel de energía adyacente a la pared es reducido para evitar el sobre fracturamiento. La disminución del nivel de energía para roca competente se obtiene regularmente reduciendo el factor de carga entre un 30 y 60% en la línea de barrenos más cercanos al talud. Floyd (1998), como se observa en la Figura 2.26.

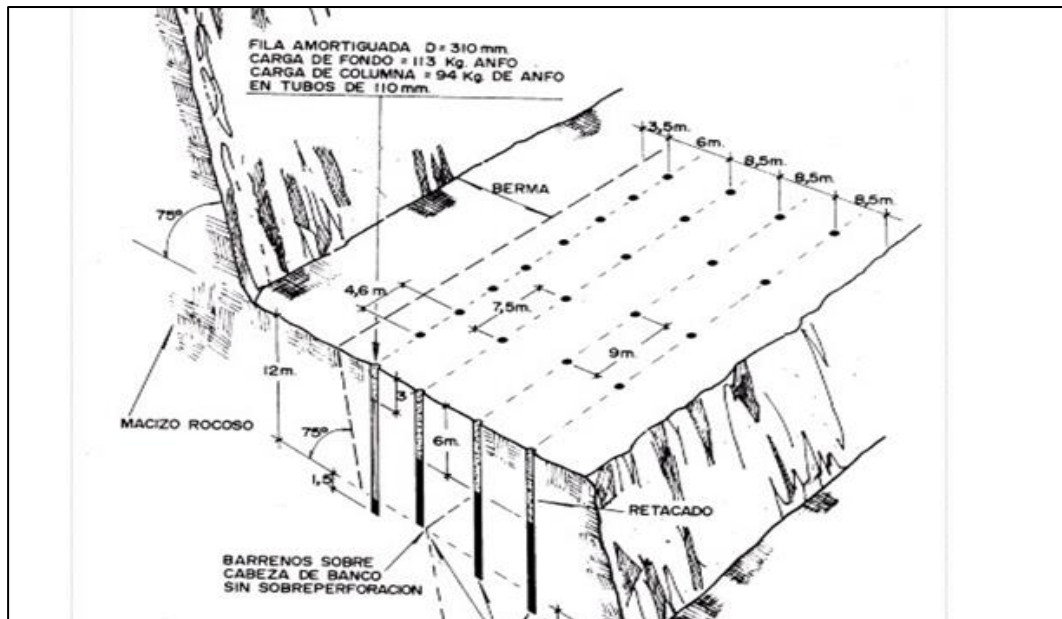


Figura 2.26. Voladura amortiguada.

Fuente: López, (1994).

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

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

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

2.2.2.4. Perforación en línea

La perforación en línea constituye otra técnica de voladura controlada, que consiste en una sola línea de barrenos con muy poco espaciamiento entre ellos, y que establecen el límite de la voladura, como se observa en la Figura 2.27.



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

Los taladros en línea presentan inconvenientes, el costo de perforación de la línea de fractura es alto, y el tiempo para esta perforación es largo. Debido a que los taladros deben ser paralelos a las desviaciones que afectan mucho los resultados. Normalmente los expertos prefieren que la línea del perímetro sea detonada al final de la secuencia de detonación en vez de la voladura de pre-corte.

Cuando el perímetro es detonado al principio, los taladros más cercanos a la línea de amortiguamiento, tienen que ser taladros más cercanos al perímetro y detonarlos con cargas más grandes, esto se hace para romper y expulsar la roca del perímetro final. Por lo tanto, los taladros de amortiguamiento deben ser perforados y cargados con gran precisión para evitar sobre fracturamiento.

Por otro lado, si los taladros de amortiguamiento son detonados al final, su función no es meramente generar el plano de fractura sino también la de desplazar roca.

Por lo tanto, estos barrenos efectúan una función que permite distanciar un poco más la línea de amortiguamiento y un diseño menos laborioso y por supuesto, a un menor costo.

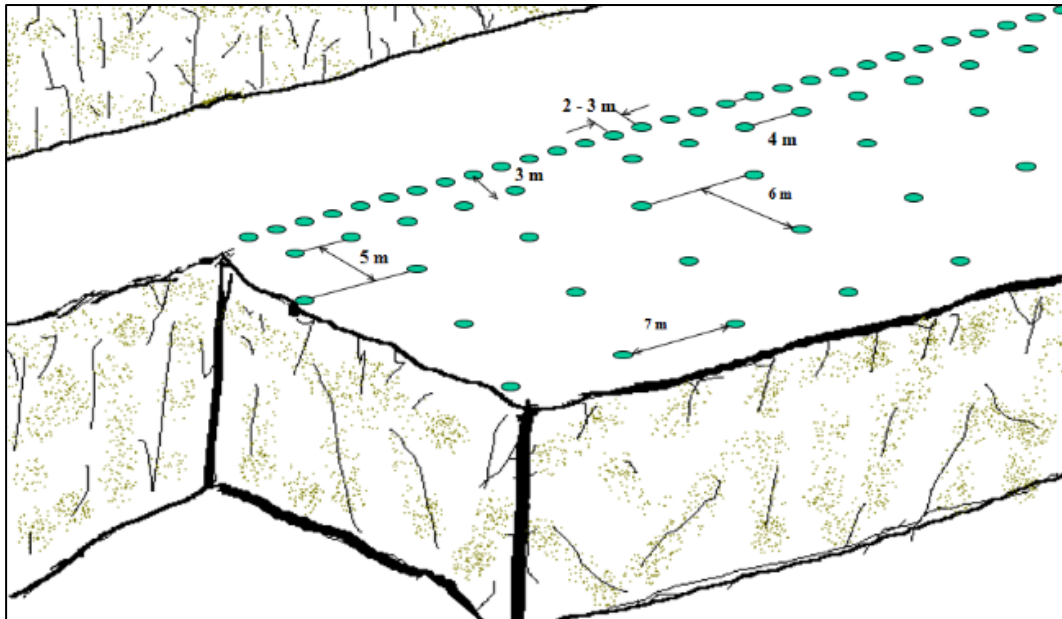


Figura 2.27. Perforación en línea.

Fuente: Kliche, (1999).

2.2.2.5. Diseño de voladura de pre-corte

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

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

Los beneficios del pre-corte, en términos de estabilidad de talud, pueden no ser fáciles de evaluar. Por ejemplo, la no creación de medias cañas en la tronadura de pre-corte, no necesariamente significa un mal resultado, ya que aun así puede obtenerse una buena estabilidad de la pared, Konya (1998). Como se sabe, el pre-corte debe permitir fracturar un plano para atenuar vibraciones en la tronadura principal, lo anterior depende mucho de la calidad de las fracturas que se formen. Las vibraciones serán menores, mientras éstas crucen fracturas lo más abiertas y limpias posibles. Así como las vibraciones generadas en las tronaduras son responsables de los daños producidos en la



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

a. Diseño de la presión de detonación para taladros de pre-corte

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

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

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

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

Donde:

- P_{bi} = Presión en las paredes del taladro (MPa).
- δ_{exp} = Densidad del explosivo (gr/cm³).
- VOD = Velocidad de detonación del explosivo (km/s).

Examinando esta ecuación, se puede apreciar que para que un explosivo quede completamente acoplado al taladro, las presiones que se generan en las paredes de éste deben ser del orden de los 850 MPa. Considerando que en diversas faenas la resistencia a la compresión de la roca es del orden de los 50 a 150 MPa, la presión en el taladro está muy por encima de este valor. Por lo tanto, para lograr esta magnitud deben utilizarse explosivos con densidades del orden de 0.2 (g/cm³) y velocidades de detonación del orden de 2500 m/s, lo que no es aplicable operacionalmente.

Por este motivo, para el pre-corte se utilizan explosivos desacoplados, de menor diámetro que el del taladro. Como recomendación general, el diámetro de la carga debe ser a lo menos la mitad del de perforación. Para el cálculo de la presión en las paredes del taladro de un explosivo desacoplado, se utiliza la siguiente expresión:

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

$$f = \frac{D_e^2}{D_h^2} * \frac{I}{H}$$

Donde:

- f = es la razón de desacoplamiento, definida como la relación entre el volumen del explosivo y el volumen del taladro.
- D_e = Diámetro del explosivo (pulg.).
- D_h = Diámetro del taladro (pulg.).
- H = Longitud del taladro (m).
- I = Longitud de la carga explosiva (m).
- n = Índice de acoplamiento (1.25 taladro secos y 0.9 taladros con agua).

b. Diseño del factor de carga para voladura de pre-corte

El término factor de carga definido en gr/ton no es aplicable para el pre-corte, puesto que su finalidad no es fragmentar un volumen de roca, sino generar un plano de fractura, por lo que el factor de carga para un pre-corte se define en kg/m². De acuerdo a la ecuación siguiente se obtienen una relación que define el factor de carga, en función de las características geomecánicas de la roca y el diámetro de perforación, a continuación, se presenta la ecuación dada por GeoBlast S.A. (2008).

$$\gamma = \frac{\pi}{4} * \frac{D_h}{(12R+1)} * \frac{R^{1/n} * \delta_{exp}^{(1-\frac{1}{n})} * UCS^{1/n}}{110^{1/n} * VOD^{2/n}}$$

Donde:

- γ = Factor de carga en (kg/m²).



- n = Índice de acoplamiento.
- R = Relación Pb/UCS.
- VOD = Velocidad de detonación (km/s).
- D_h = Diámetro de perforación (mm).
- UCS = Resistencia a la compresión no confinado (MPa).
- δ_{exp} = Densidad del explosivo (gr/cm³).

c. Diseño del espaciamiento entre taladros de pre-corte

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

$$S = \frac{D_h * (P_b + T)}{T}$$

Donde:

- S = Espaciamiento entre taladros (mm).
- P_b = Presión del taladro de una carga desacoplada (MPa).
- D_h = Diámetro del taladro (mm).
- T = Esfuerzo de tensión de la roca (MPa).

Esta definición de espaciamiento no considera las características estructurales de la roca. No obstante, algunos investigadores como Chiappeta (1982) sugieren que, si la frecuencia de las discontinuidades excede de 2 a 3 entre los taladros de pre-corte, los resultados serían bastante pobres en términos de generación de “medias cañas”.

d. Secuencia de salida en voladura de pre-corte

El pre-corte debe ser iniciado separada o conjuntamente con la tronadura de producción, sólo con una diferencia de a lo menos 100 ms, previo a la tronadura de



producción. Respecto a los intervalos entre taladros del pre-corte, la teoría de formar una grieta de tensión entre dos taladros implica una detonación simultánea de ellos. A modo de referencia, Enaex (2002) indica que, si existen diferencias de tiempo de 1ms entre pozos de pre-corte, éstas generarían mayores daños alrededor de un pozo.

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

e. Efectos de la perforación

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

f. Inclinación de los taladros del pre-corte

Los máximos beneficios en términos de mejorar la estabilidad de los taludes, se obtienen cuando el pre-corte se perfora inclinado. Estas inclinaciones fluctúan en el rango de 15 a 30 grados, siendo mejores los resultados a medida que se utiliza una mayor inclinación, aumentando ciertamente la dificultad en la perforación. Cuando se realizan pre-cortes inclinados y una fila buffer delante de ellos, es conveniente tronar el pre-corte antes de la tronadura de producción, principalmente para evitar que la fila buffer o amortiguada en la zona del pie del banco, quede demasiado cerca del taladro de pre-corte y ésta pueda ser iniciada por simpatía.

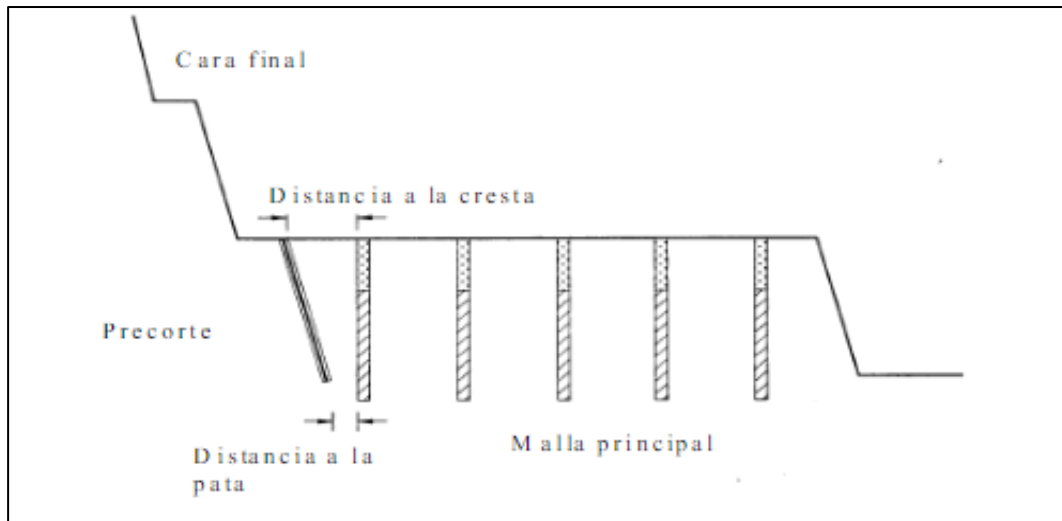


Figura 2.28. *Inclinación de los taladros de pre-corte.*

Fuente: Enaex, (2002).

2.2.2.6. Características físico-químicas del explosivo para diseño de voladura

a. Explosivos

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

b. Detonación

Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva, como se observa en la Figura 2.29.

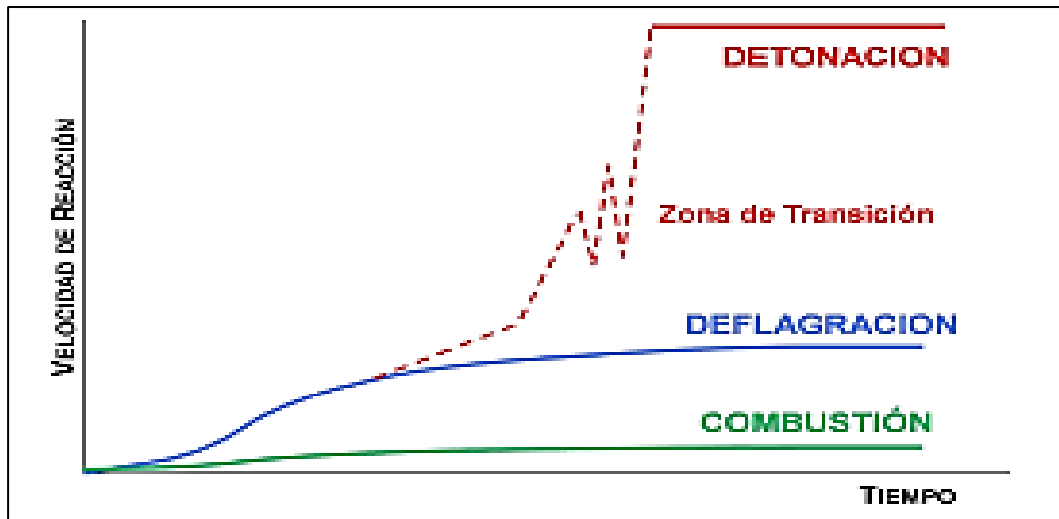


Figura 2.29. Desarrollo de una detonación.

Fuente: Exsa, (2003).

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

c. Termoquímica de los explosivos

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

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

Donde:



- U_p = Energía potencial.
- U_c = Energía cinética.

d. Sensitividad de los explosivos

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

Muchos factores pueden influenciar la sensitividad de un producto. Por ejemplo: la sensitividad puede reducirse debido a la presencia de agua en el barreno, diámetro inadecuado de la carga o por temperaturas extremas.

La sensitividad de un producto define los requerimientos de cebado, esto es, el tamaño y la potencia del cebo. Si la detonación confiable de la carga principal no se da, los vapores pueden aumentar, los niveles de vibración del suelo se pueden incrementar, los taladros se pueden escopetear y se pueden provocar cantidades considerables de roca, como se observa en la Tabla 2.11.

Tabla 2.11. *Sensitividad de los explosivos.*

Tipo	Sensitividad de riesgo	Sensitividad desempeño
Dinamita granulada	Moderada a alta	Excelente
Dinamita gelatina	Moderada	Excelente
Emulsion encartuchada	Baja	Bueno o muy bueno
Emulsion a granel	Baja	Bueno o muy bueno
ANFO carg. neumaticamente	Baja	Mala a buena
ANFO vaciado	Baja	Mala a buena
ANFO encartuchado	Baja	Buena a muy buena
ANFO pesado	Baja	Mala a buena

Fuente: Konya, (1998).

e. Velocidad de detonación del explosivo

La velocidad de detonación se utiliza para determinar la eficiencia de una reacción explosiva en el uso práctico. Si surge una duda en cuanto al desempeño de un compuesto explosivo durante su aplicación, se pueden insertar sondas de velocidad en el producto; cuando el producto detona, el rango de reacción puede ser medido y así juzgar el desempeño por la velocidad registrada. Si el producto está detonando a una velocidad significativamente menor a la especificada, es una indicación que el desempeño del explosivo no cumple con las normas especificadas en la hoja técnica, ver Tabla 2.12.

Tabla 2.12. *Velocidad de detonación (m/s).*

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

Fuente: Konya, (1998).

f. Presión de detonación

La presión de detonación es la que se obtiene de manera casi instantánea como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo.

Cuando se inicia un explosivo con otro, la presión de choque del explosivo primario se usa para causar la iniciación del explosivo secundario. La presión de detonación puede ser 40 relacionada con la presión de barreno, pero no es necesariamente, una relación lineal, ver Tabla 2.13.

Tabla 2.13. *Presión de detonación (Kbar).*

Tipo	Presión de detonación
Dinamita granulada	20 - 70
Dinamita gelatina	70 - 140
Dinamita encartuchada	20 - 100
Emulsion a granel	20 - 100
ANFO vaciado	07 - 45
ANFO encartuchado	20 - 60
ANFO pesado	20 - 90

Fuente: Konya, (1998).

g. Densidad del explosivo

La densidad determina el peso de explosivo que puede cargarse dentro de un diámetro específico de barreno. Basándose en el peso, no hay una diferencia muy marcada en la energía entre diversos explosivos.

La diferencia en energía sobre la base de la unidad de peso no es ni siquiera cercana a la diferencia de energía sobre la base de la unidad de volumen, ver Tabla 2.14.

Tabla 2.14. *Densidad de productos explosivos (g/cm³).*

Tipo	Densidad
Dinamita granulada	0.8 - 1.4
Dinamita gelatina	1.0 - 1.7
Dinamita encartuchada	1.1 - 1.3
Emulsion a granel	1.1 - 1.6
ANFO vaciado	0.8 - 0.9
ANFO encartuchado	1.1 - 1.2
ANFO pesado	1.1 - 1.4

Fuente: Konya, (1998).

h. Potencia de un explosivo

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

clasificación de potencia, es sólo una herramienta para identificar los resultados finales y asociados con un producto específico.

i. Cohesividad de un explosivo

La cohesividad se define cómo la habilidad de un explosivo de mantener su forma original, Hay ocasiones en que el explosivo debe mantener su forma original y otras en que debe fluir libremente. Como ejemplo, cuando se hacen voladuras en roca muy fragmentada y agrietada, definitivamente se debe utilizar un explosivo que no fluye hacia las grietas causando con esto que el taladro quede sobrecargado.

2.2.2.7. Evaluación del resultado de voladura de pre-corte

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

a. Factor de cañas visibles

El cálculo del Factor de Cañas Visibles "FCV", es el cociente entre la longitud de las cañas visibles y la longitud total perforada, como se observa la Figura 2.30, la evaluación cuantitativa da un valor que define la calidad de la voladura controlada, es más interesante, en orden a optimizar los resultados, un análisis del conjunto de la

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

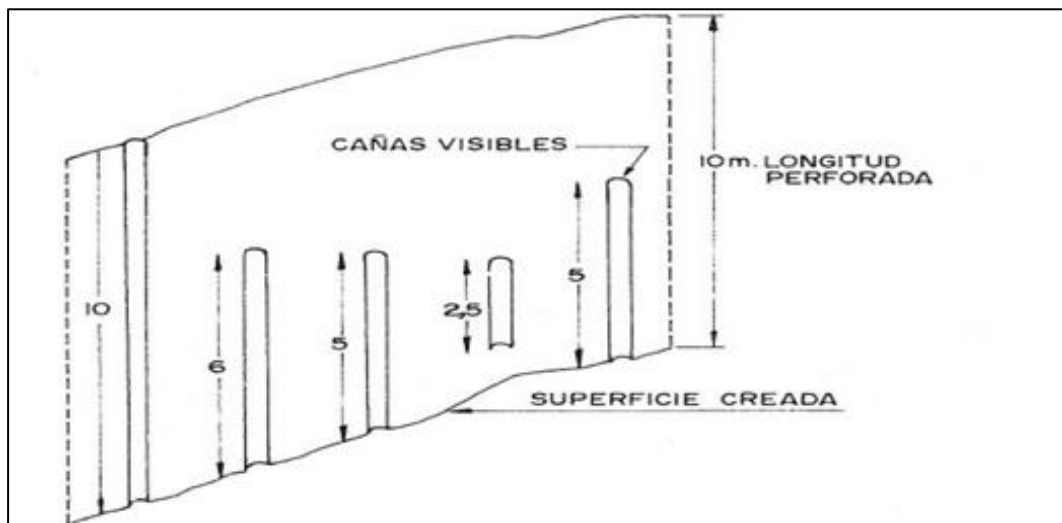


Figura 2.30. Cálculo de factor de cañas visibles.

Fuente: López, (1994).

b. Método fotográfico

López (1994), es el primero que menciona la utilización de fotografías de la pila en donde se elegían aleatoriamente unas zonas equivalentes al 15% de la superficie total. Actualmente se utiliza en la evaluación del resultado de la voladura de pre-corte. Culminado el proceso de voladura, es posible observar el perfil del talud en donde se determina la existencia o no de sobre rotura y la magnitud de los daños en el macizo residual. La valoración de los daños producidos por las voladuras en el macizo remanente puede realizarse mediante el método visual y/o fotográfico comparando un proceso inicial y final, este método es trabajado con el sistema comparativo de niveles de daño producido por voladura en taludes rocosos propuesto por Ashby (1980). (ver Tabla 2.15).

Tabla 2.15. Niveles de daño por voladura en taludes rocosos.

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

Fuente: Ashby, (1980).

c. Método topográfico

Actualmente, existen en el mercado sistemas de levantamiento topográfico de los frentes de excavación basados en la tecnología de los rayos láser, que permiten obtener perfiles obtenidos después de la voladura en diferentes planos verticales. El principio consiste en medir el tiempo que tarda un pulso electromagnético en llegar al frente, reflejarse, y volver al punto de emisión, midiéndose simultáneamente el ancho de la berma diseñada, los ángulos vertical y horizontal, e indicando la dirección de la observación, estas numerosas medidas que se realizan se almacenan en una libreta electrónica, para su procesamiento posterior en ordenador, ver Figura. 2.31. Utilizando el software adecuado, puede determinarse de forma rápida y sencilla la posición óptima de los taladros, el ancho diseñado de la berma y las cantidades de explosivo necesarias,

así como el rendimiento de las voladuras precedentes (presencia de sobre rotura y/o bloques suspendidos en el talud).

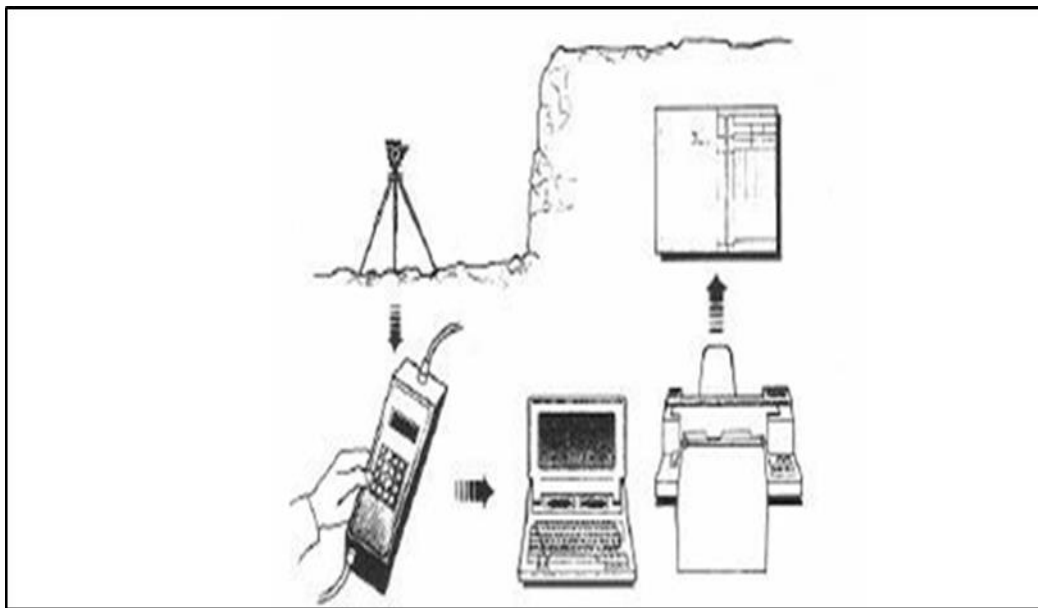


Figura 2.31. Obtención de perfiles mediante equipo laser.

Fuente: López, (1994).

2.3. Marco Conceptual

Macizo rocoso

Es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales. (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004).

Matriz rocosa

Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. (Gonzales de Vallejo, 2002).

Discontinuidad

Una discontinuidad es una superficie del macizo rocoso que está abierta o puede abrirse fácilmente a causa de tenciones inducidas por la excavación.



Las superficies de discontinuidad aparecen durante la formación de la roca (planos de estratificación, laminación, foliación, disyunción, etc) o posteriormente por causas tectónicas (esquistosidad, pizarrosidad y las fracturas: fallas y las diaclasas (estas últimas denominadas vulgarmente “juntas” (Jorda Bordehore, 2013).

Orientación

Es la posición de la discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por la dirección de buzamiento y el buzamiento de la línea de máxima pendiente en el plano de la discontinuidad. (Instituto Tecnológico GeoMinero de España, 1987).

Meteorización

Denominada también intemperización, está relacionada con la modificación que sufre la superficie de la roca o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos. El grado de la meteorización dependerá de las condiciones climatológicas, morfológicas y la composición de la masa rocosa. La meteorización se divide en meteorización física, química y biológica. (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004).

Alteración

La alteración de la roca o más propiamente dicha, alteración hidrotermal, se produce por la ascensión de fluidos o gases magmáticos a altas temperaturas a través de fracturas o zonas de falla. Éstos afectan a los rellenos de las zonas de falla y sus cajas, originando reemplazamientos y rellenos, que modifican las condiciones del macizo rocoso en los cuales se emplazan.

Algunos tipos de alteración, como la silicificación y en menor grado la calcificación, mejoran las características de la masa rocosa, incluyendo las zonas de falla. Otros, como la propilitización, disminuyen levemente las condiciones debido a la presencia de cloritas en las paredes de las fracturas. La sericitización y la argilitización



(aumento de minerales arcillosos) son las alteraciones más desfavorables para los macizos rocosos donde se emplazan. (SNMPE, 2004).

Diseño de voladura de pre-corte

Según, Konya (1998), el diseño de voladura debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de voladuras ideal los cuales son modificados cuando es necesario para compensar las condiciones geológicas específicas del lugar.

Para poder evaluar un plan de voladura, éste debe tomarse por partes y cada variable o dimensión debe ser evaluada. Un plan de voladura debe diseñarse y revisarse paso por paso. En este estudio de investigación serán analizados los métodos para determinar si las variables de diseño están en rangos normalmente aceptados.

Sobre rotura del talud final

En general, ocurren dos tipos de sobre rotura (back break & over break) debido a la voladura de producción. El sobre rotura trasera, que es el que ocurre detrás de la última hilera de barrenos y el sobre rotura lateral que es el que ocurre a los extremos de cada voladura.

Carga acoplada

Se refiere al grado de contacto entre el explosivo en un taladro y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del taladro, se dice que la carga está desacoplada, y la razón de desacople definido como la relación entre el volumen de la carga al volumen del taladro. Los explosivos cargados a granel tienen un factor de acoplamiento igual a 1. Algunos autores definen la razón de acoplamiento como la razón de diámetro de carga a la del taladro.

Carga desacoplada

Se refiere a la práctica de usar una carga de diámetro más pequeño que la del taladro de voladura a cargar. Un menor diámetro sirve primero al propósito de reducir la



presión efectiva de la detonación (menor daño), con reducción de la presión peak de taladro.

La reducción en presión es mayor que la estimada en virtud de la razón de desacople debido al efecto de confinamiento reducido en la velocidad de detonación (VOD) del explosivo, y la dependencia de presión de la detonación en la VOD. La siguiente ecuación se usa para definir la razón de desacople.

Fracturamiento hacia atrás

Proceso mediante el cual se efectúa el fracturamiento de las rocas que no están comprendidas dentro de los límites de la malla o plantilla de perforación.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Ubicación geográfica del estudio

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

3.1.1. Ubicación y acceso

La obra está ubicada en el distrito de Vilcabamba, provincia de La Convención, departamento de Cusco; la altura promedio de esta localidad es de 1,284.00 m.s.n.m. con las coordenadas que muestra la Tabla 3.1, el área territorial se encuentra entre las regiones naturales de ceja de selva y sierra respectivamente.

El Distrito de Vilcabamba registra una superficie de 5,046.47 Km².

- Región : Cusco
- Provincia : La Convención
- Distrito : Vilcabamba
- Altitud : 1,284.00 m.s.n.m

Tabla 3.1. *Coordenadas geográficas UTM.*

Ubicación	Este	Norte	Altura
Chontabamba Km	696266.496	8575587.857	1284.000
Concevidayoc Km	697955.000	8570541.000	1467.000

Fuente: El autor.



Figura 3.1. Ubicación de la zona de estudio.

Fuente: Google Earth.

La ruta de ingreso y el itinerario que describe a lo largo de su recorrido es el siguiente:

Tabla 3.2. Ruta de acceso a la zona de estudio.

Ruta	Km - Km	Tipo de carretera
Cusco - Ollantaytambo	Km 0+000 – Km 105+000	Asfaltado
Ollantaytambo - Abra Málaga	Km 105+000 – Km 147+300	Asfaltado
Abra Málaga - Alfamayo	Km 147+300 – Km 189+500	Asfaltado
Alfamayo - Huyro - Chaullay	Km 189+500 - Km 230+870	Asfaltado
Chaullay - Quillabamba	Km 230+870 - Km 235+870	Asfaltado
Quillabamba – Echarate	Km 235+870 - Km 264+870	Asfaltado
Echarate – Kiteni	Km 264+870 - Km 370+870	Afirmado
Kiteni – Chontabamba	Km 370+870 - Km 423+870	Afirmado

Fuente: El autor.

La carretera que conecta las localidades de Puente Kiteni – Chontabamba tienen una longitud aproximada de 53 km y un ancho de vía de 3.5 m con una superficie de rodadura de lastre, constituyéndose como la principal vía de acceso vehicular a los caseríos de la zona del proyecto.



3.1.2. Geomorfología

Geomorfológicamente la zona de estudio se encuentra ubicada en las partes bajas del flanco oriental de la Cordillera de los Andes, por encima de los valles longitudinales con pendiente moderada.

El área del emplazamiento de los estribos presenta una morfología pronunciada con pendiente que oscila entre el 15 y el 45%. Normalmente no se observan fenómenos exógenos importantes, apreciándose, eventualmente en su contacto con las áreas que la circunvalan, abarrancamientos y deslizamientos como continuación de los habidos en aquellas de morfología bastante homogénea y accidentada siempre que se considere como unidad independiente, ya que en conjunto presenta pendientes elevadas (entre 45 y 50%) cuando entra en contacto con las áreas que la circundan. Se realiza una separación en función de los grupos litológicos: formaciones de bloques, gravas, conglomerados y arenas, por un lado, y bloques, gravas, por otro. En general, la zona está comprendida por las siguientes unidades Geomorfológicas Locales:

3.1.2.1. Laderas

Las laderas se encuentran en ambos flancos de la quebrada y tienen una pendiente que oscila entre 15° a 25°, cubiertas de vegetación; estas áreas se caracterizan por presentar una topografía poco accidentada de suelos que son generalmente de potencias superficiales (coluviales y aluviales) e infrayaciendo abundantes afloramientos de substratos rocosos.

3.1.2.2. Quebradas

En la zona de estudio las quebradas se encuentran erosionadas por los riachuelos y ríos que en ellas se encuentran, generalmente se acrecientan en la época de lluvias donde la precipitación pluvial es fuerte; que generalmente arrastra lodo, bloques, gravas produciendo los denominados derrumbes y/o huaycos. En época de lluvias intensas el



arrastre de sólidos es de gran magnitud que ocasiona la acumulación de gran cantidad de material granular en la base del talud.

3.1.2.3. Terrazas

Son relieves topográficos de origen agradacional sobre antiguos lechos de corriente fluvial, generalmente se encuentran en las márgenes de los ríos, existen evidencias de terrazas de origen fluvial y erosional constituido de grandes bloques de roca sub redondeadas a sub angulosas hasta se aprecian bloques redondeados por la distancia arrastrada con una matriz arenoso de grano medio a grueso.

3.1.3. Geología regional

La geología de la zona de estudios de se caracteriza por su complejidad, adquiriendo su compleja configuración desde el paleozoico, continuando con el mesozoico y adquiere su forma definitiva en el cenozoico y prolongándose hasta la actualidad.

Prueba de esta constante evolución, es la presencia de abundantes fallas, plegamientos y otras acciones tectónicas que evidencian el activo cinturón sísmico de la cadena de los andes. Litológicamente la Provincia de La Convención, consta de rocas paleozoicas que pasan gradualmente de la cordillera hacia faja sub andina donde el mayor predominio está dado por rocas del paleozoico e intrusivos granitoides, en tanto que rocas terciarias ocupan las partes mesoandinas de la provincia, en tanto la selva baja es básicamente constituida por suelos cretáceos y cuaternarios.

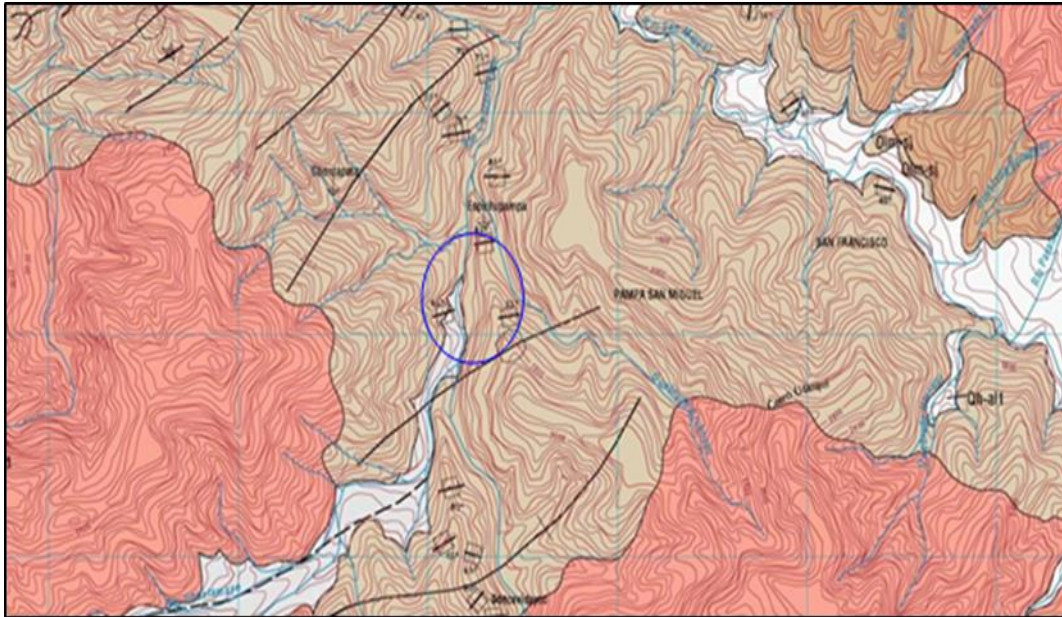


Figura 3.2. Mapa geológico de la zona.

Fuente: INGEMMET (Carta geológica del Perú - Cuadrángulo de Chuanquiri).

3.1.3.1. Grupo San José (ordovícico inferior - medio)

Constituye el grupo geológico más representativo de la provincia (La Convención). Se puede decir que a este grupo se le puede encontrar ampliamente en la Cordillera Oriental aflorando principalmente en la margen derecha del río Apurímac y afluentes como Río Pichari, Kimbiri, así como también en las nacientes de los ríos Picha, Mantalo; es una secuencia de pizarras que se encuentran expuestas a lo largo del valle del río Sandia. Litológicamente en el Grupo San José se pueden diferenciar dos unidades:

a. Unidad inferior

Constituida por una secuencia homogénea de pizarras ampelíticas, en capas delgadas tabulares, con laminación y fuerte fracturamiento presentando algunos niveles de filitas, esta secuencia tiene una coloración oscura, con pátina por oxidación de la pirita diseminada.

b. Unidad superior

Constituida por pizarras en capas delgadas y laminación interna paralela, intercalada con areniscas de grano fino en capas delgadas a medianas de color beige a



gris oscuro presentando fósiles; morfológicamente es suave, en los cortes de quebradas y valles profundos se forman gargantas y escarpas casi verticales e incluso ocasionan zonas de inestabilidad por la baja competencia de la roca, esto se observa aguas arriba del río Apurímac a la altura de Lima tambo, Naranjal.

3.1.3.2. Formación Sandia (ordovícico superior)

Según Laubacher G. (1973), esta unidad está conformada por cuarcitas y pizarras que afloran en el valle del río Sandia y en la Cordillera Oriental en menor porcentaje que el Grupo San José. En el cuadrángulo del mismo nombre, se pudo diferenciar dos miembros:

a. Miembro inferior

Constituida en la base por un paquete sobresaliente y resistente de cuarcitas de color gris claro, a blanquecino en capas gruesas y medianas, tabulares, de grano fino a grueso, se intercalan con areniscas micáceas de laminación paralela; hacia el tope predomina una intercalación de capas delgadas con cuarcitas grises oscuras, verde grisáceas y grises claros, de grano fino, en capas de contacto onduladas y niveles lenticulares de areniscas producto de las estructuras de sobrecarga. Este miembro inferior presenta con mayor frecuencia vetillas y vetas de cuarzo lechoso y algunas capas con presencia de micas.

b. Miembro superior

Representada por una intercalación de areniscas y cuarcitas de grano fino de colores que varían de gris claro a gris oscuro y blanquecinos en capas delgadas a medianas tabulares, de contacto ondulado; Limonitas con estratificación interna paralela y un nivel delgado de calizas, con cristales de calcita re-cristalizada. Hacia la parte superior se intercala cuarcitas, limonitas y areniscas de grano medio y fino en capas delgadas y en el tope un paquete sobresaliente de areniscas en capas gruesas.



3.1.3.3. Formación Ananea (siluro- devoniano inferior)

Aflora en una superficie de 993.43 Km² que representan el 3.14 % del total provincial. Designado por Laubacher G. (1973), a una capa gruesa y continua secuencia pizarrosa, pizarras-limolíticas y areniscas cuarzosas inferiores en capas delgadas. Las pizarras afloran principalmente en el extremo sur del cuadrángulo de Río Picha y se prolongan hacia la hoja de Llochehua; en la quebrada Kipiashiari y Quebrada Cuviriani, de la misma manera se puede observar esta formación en el cuadrángulo de Chuanquiri (extremo norte) en el recorrido del Río Mantalo se tienen las mejores exposiciones. En esta zona la secuencia está fuertemente plegada formando anticlinales y sinclinales apretados.

3.1.3.4. Grupo Cabanillas (devoniano medio superior)

Se evidencia ampliamente en la Cordillera Oriental en los cuadrángulos de San Francisco, (principalmente en las riberas del río Apurímac); en Llochehua (aflora en los ríos Kimquiviri y Teresa, quebrada Kipiashari, quebrada Kimbiri en las proximidades del río Apurímac); en el cuadrángulo Río Picha (corta transversalmente al río Mantalo) y en el extremo sur oeste del mencionado cuadrángulo; el Grupo Cabanillas se presenta en el recorrido del río Timpia (cuadrángulo de Calangato). Litológicamente el Grupo Cabanillas se caracteriza por una intercalación de capas delgadas de areniscas y limonitas.

a. Miembro inferior

Consiste de una alternancia de areniscas cuarzosas y limonitas pizarrosas. Los niveles son de grano fino en capas delgadas y tabulares de color gris claro, verde grisáceo; en menor proporción alternan las limonitas pizarrosas, estratificadas en capas delgadas de color negro y beige con presencia de micas.



b. Miembro superior

Hacia la parte oriental consiste de una intercalación de limonitas pizarrosas de color negro característicamente laminar, micácea y en menor proporción niveles delgados de arenisca cuarzosa; En el sector occidental del área que comprende el trayecto de San Francisco a Santa Rosa, está compuesta principalmente de limonitas pizarrosas en capas delgadas de color negro, fuertemente fracturadas.

3.1.3.5. Grupo Tarma (carbonífero superior)

Esta unidad fue definida por Dumbar y Newell (1946) y Newell (1949), quienes la denominaron unidad arenisca verdosa. Su litología está representada por una delgada unidad transgresiva rica en clásticos. Se encuentra en discordancia conformable con la Formación Copacabana de naturaleza calcárea. Sus litologías representativas son calizas micríticas fosilífera, de aspecto masivo, de tonos claros a cristalinas con intercalaciones de lutitas gris oscuro a gris verdoso y en la parte superior con niveles evaporíticos.

3.1.4. Geología local

3.1.4.1. Depósitos cuaternarios

Los depósitos Cuaternarios en el área de estudio ocupan la mayor extensión, cubriendo discordantemente al substrato litológico y constituyendo depósitos no consolidados de variado espesor. Se les encuentra como cubiertas delgadas no consolidadas en las partes altas relativamente estabilizadas los que posteriormente son movilizados por la acción fluvial y depositados formando terrazas, dificultando la libre exposición de la secuencia litológica subyacente; su coloración es variable.

3.1.4.2. Depósitos aluviales

Son depósitos que se observan esencialmente en los ríos y quebradas; en los niveles aluviales relativamente antiguos, que conforman terrazas dominantes en los



cursos de los ríos, litológicamente está constituido por pizarras cuarzosas, filitas, granitos, areniscas cuarzosas y cuarcitas, transportados con clastos angulosos a sub redondeados.

3.1.4.3. Depósitos fluviales

Los depósitos fluviales en cambio están litológicamente compuestos por pizarras cuarzosas y granitos con clastos redondeados a sub redondeados debido al transporte con que se depositaron los mismos que varían de tamaño dependiendo de la proximidad del río; se les encuentra en los cauces de los ríos. Los sectores cuaternarios de la zona en estudio, pertenecen a estos tipos de depósitos (Aluviales-Fluviales).

3.1.5. Estratigrafía

En el cuadrángulo de Chuanquiri (26-p), se tienen unidades estratigráficas que van del Precámbrico al Cuaternario como se puede apreciar en la Figura 3.3.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GRABOSOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN		
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENA	Dep. fluviales	+10		Depósitos de grava y arenas.		
			Dep. aluviales	±15		Depósitos de grava con matriz areno-limosa		
			Dep. coluvio-aluviales	+100		Depósitos de grava con matriz arenosa, semiconsolidadas		
	NEÓGENO	PLEISTOCENA	Fm. Madre de Dios		+40		Limolita gris verdosa, moteada, arenisca poco consolidada, conglomerados polimícticos (cuarzitas, granitos, cuarzo lechoso, pizarras).	
		PLIOCENA	Formación Ipururo		+1,100		Conglomerado débilmente consolidado conformado por clastos de cuarzo, rocas intrusivas y pizarras de 3 a 4 cm de diámetro con matriz arenosa y estratificación oblicua.	
		PALEÓGENO	OLIGOCENA	Formación Chambira		±1,000		Arenisca gris de grano medio-fino, se intercalan con capas delgadas de limolita y arcillas grises. Hacia el techo capas de arenisca conglomerádica.
	PALEOCENA		Formación Yahuarango		±1,100		Pelita de color rojo, marrón rojiza, moteada de verde	
MESOZOICA	CRETÁCEO	SUPERIOR	Formación Vivian	±150		Arenisca cuarzosa blanco-amarillenta, estratificación oblicua con intercalaciones de limolita gris.		
			Formación Chonta	±155		Pelitas gris claras, algunas marrón rojizas, arenisca cuarzosa blanca a gris amarillentas, calizas domólicas.		
		INFERIOR	Grupo Oriente	±200		Arenisca cuarzosa de color rojo, mezcla hacia la parte superior finalmente conglomerádica, con estratificación oblicua y rellenando canales, arenisca cuarzosa blanca y en la parte media calizas.		
	PERMIANO	SUPERIOR	Fm. Río Tambo	0-235		Limolita y arenisca marrón rojizas de grano fino.		
		INFERIOR	Grupo Copacabana	±180		Caliza con nódulos de chert y dolomita intercaladas con lutita gris y limolita roja, presentan rizaduras.		
PALEOZOICA	CARBONIFERO	SUPERIOR	Grupo Tarma	±133		Arenisca cuarzosa, blanca amarillenta, de grano medio c/matriz arcillosa y rizaduras areniscas verdes cuarzosas y pelitas rojas.		
		INFERIOR	Grupo Ambo	±306		Fades mixta de lutita y arenisca gris, micácea, intercalada con arenisca cuarzosa gris clara, estratificación tabular.		
	DEVONIANO	SUPERIOR	Formación Ananea	±536				
		INFERIOR						
ORDOVICIANO	SUPERIOR	Formación Sandía	±2000		Pizarras gris oscuras, presencia esporádicas de areniscas hacia el tope.			
	INFERIOR	Grupo San José						
NEO PROTEROZOICA			Complejo Metamórfico			Gneis, anfíbolitas y metavolcánicos.		

Figura 3.3. Estratigrafía de la zona de estudio.

Fuente: INGEMMET (Boletín n° 89, Carta geológica del Perú).



3.2. Tipo y diseño metodológico

3.2.1. Tipo de investigación

Según Borja (2012), en la ciencia existen diferentes tipos de investigación y es necesario conocer sus características para determinar cuál de ellos se adapta mejor a la investigación que se realiza, en este sentido, se consideró que:

Según el fin que se persigue es de tipo aplicada, porque busca conocer, actuar, construir y modificar una realidad problemática, así mismo está interesada en la aplicación inmediata de los conocimientos sobre la misma; en este sentido, la problemática en el presente estudio de investigación fue la sobrerotura hacia atrás (back break) que se generaba en la conformación del talud en el macizo rocoso, y así mismo la aplicación de los conocimientos y resultados obtenidos fue de manera directa e inmediata.

Según los tipos de datos analizados es cuantitativa, porque una forma de conocer la realidad es a través de la recolección y análisis de datos, además de que este tipo de investigación confía en la medición numérica, el conteo y frecuentemente en el uso de la estadística para establecer patrones de comportamiento en una población; en tal sentido, para el presente trabajo de investigación los datos se obtuvieron a partir de la evaluación geomecánica del macizo rocoso que nos permitió conocer y definir sus propiedades físico – mecánicas y estructurales, del mismo modo para el diseño de la voladura controlada de pre-corte se determinaron los parámetros adecuados de perforación y voladura (propiedades del explosivo), así también se obtuvieron datos mediante comparación fotográfica en la conformación del talud (antes y después) para su análisis respectivo, en tal sentido se conoció la realidad de la voladura, es decir se realizó la comparación de la voladura inicial sin control y la voladura controlada de pre-corte diseñada en base a la evaluación geomecánica.

3.2.2. Diseño de la investigación

El mismo Borja (2012), indica que el diseño metodológico es la estrategia concebida para poner a prueba la hipótesis o para intentar verificarla y así obtener la información que se desea; en este marco, la metodología para demostrar la hipótesis del presente trabajo de investigación es de diseño experimental (causa – efecto), porque se explica el comportamiento de una variable en función de otra, por lo que en el presente trabajo de investigación la causa fue la definición de las condiciones físico – mecánicas y estructurales del macizo rocoso, que se determinó a través de la evaluación geomecánica, y el efecto fue minimizar la sobre rotura hacia atrás en la conformación del talud, por lo que se realizó el diseño y análisis de la voladura controlada de pre-corte en la excavación del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.

3.2.2.1. Metodología de la evaluación geomecánica

Según el diseño de investigación, los trabajos para la evaluación geomecánica del macizo rocoso se realizaron siguiendo un programa de trabajo consistente en la recopilación de la información, evaluaciones de campo, ensayos de laboratorio y trabajo en gabinete (ver Figura 3.4); por lo cual se establecieron los siguientes pasos lógicos:

- Se recopiló, estudió e interpretó la información bibliográfica referente al tema investigado, antes y durante el estudio, dicha información fue analizada para su aplicación en campo.
- Se caracterizó el macizo rocoso con trabajos de: 47 estaciones de mapeos geomecánicos in situ (esclerómetro, brújula, flexómetro, picza, etc.), se tomó en cuenta los aspectos litológicos de la zona (Cuadrángulo de Chuanquiri), se determinaron las propiedades físicas y mecánicas necesarias de la roca intacta (δ y UCS), y se procesaron los datos para establecer las características de la distribución de discontinuidades.

- Se determinó la calidad del macizo rocoso mediante los métodos de clasificación geomecánica: RMR de Bieniawski (1989), índice Q de Barton, et al., (1974) y el GSI de Hoek y Marinos (2000).
- Seguidamente se delimito las áreas con características similares del macizo rocoso (zonificación), teniendo en cuenta los aspectos litológicos, las propiedades físico – mecánicas, el arreglo y características estructurales de las diaclasas y la calidad del macizo rocoso.

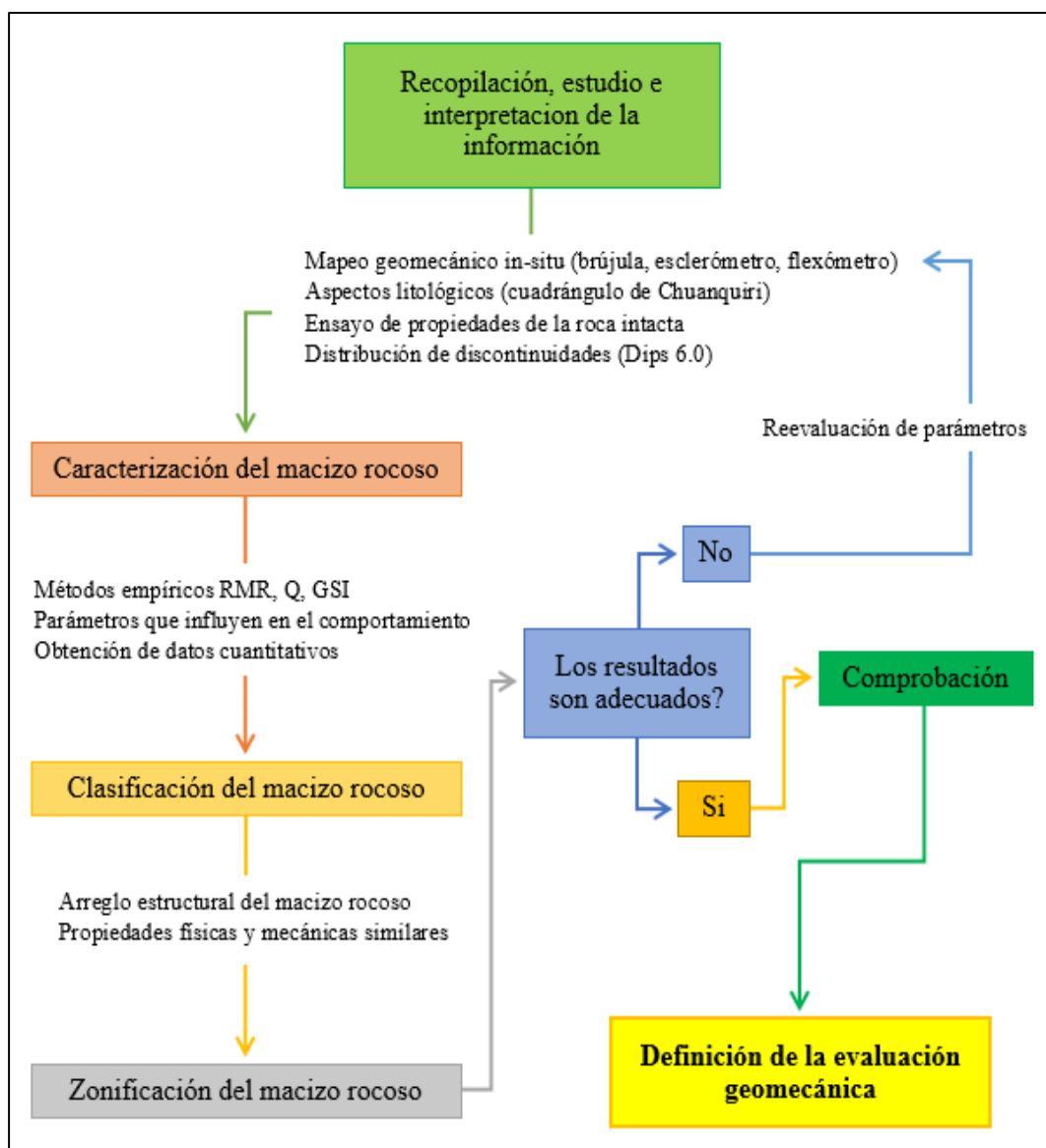


Figura 3.4. Diagrama de flujo de la evaluación geomecánica.

Fuente: El autor.

3.2.2.2. Metodología del diseño y análisis de la voladura controlada de pre-corte

El diseño y análisis de la voladura controlada de pre-corte aplicados en la excavación del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, se realizaron según el diseño de investigación y también siguiendo un programa de trabajo consistente en la recopilación de la información, evaluaciones de campo y trabajo en gabinete (ver Figura 3.5); por lo cual se establecieron los siguientes pasos lógicos:

- Primeramente, se analizaron los planos de construcción donde se determinó la geometría (altura, ancho y largo) de la excavación, así como también el ángulo de inclinación del talud final.
- El diseño de la voladura controlada de pre-corte se realizó en base a los recursos disponibles con los que se contaba, como el equipo de perforación hidráulica, que fue un Rock Drill DX-500 cuyo diámetro de perforación disponible fue de 3.0 pulgadas.
- Se calculó la presión de detonación en las paredes del taladro (MPa), ya que estas presiones deben ser del orden de la resistencia a la compresión de la roca, dicho cálculo se realizó en base a Enaex (2002) y GeoBlast (2008), teniendo en cuenta las características del explosivo (densidad y V_{od}), diámetro de la carga explosiva (razón de desacoplamiento).
- Se determinó el factor de carga en kg/m^2 , ya que la finalidad de la voladura controlada de pre-corte es generar una grieta y/o un plano de discontinuidad entre los taladros adyacentes de la línea de pre-corte, esto con una baja densidad lineal de carga y una simultaneidad en la iniciación de los taladros, lo cual está en función a las características geomecánicas



- de la roca y el diámetro de perforación, Enaex (2002) y GeoBlast S.A. (2008).
- Se calculó el espaciamiento entre taladros de pre-corte, puesto que este debe ser menor que el espaciamiento entre los taladros de producción, para que exista una interacción entre taladros, además se tuvo en cuenta que el factor de carga tenía que ser reducido, para generar presiones (MPa) del orden de la roca, este cálculo se realizó en base a Enaex (2002) y GeoBlast (2008), teniendo en cuenta la presión de detonación, el diámetro del taladro y el esfuerzo de tensión de la roca.
 - Simulación en el software Jk Simblast (2D-Bench), ya que es una herramienta de diseño muy flexible y eficaz que nos brindó una visión clara del resultado esperado en la voladura, el mismo que se configuro una vez definidos los parámetros de diseño de perforación y voladura.
 - Concluido el diseño de la voladura controlada de pre-corte, se aplicaron 03 pruebas de la misma entre las progresivas del km 05+220 al km 05+310 para su análisis respectivo durante la excavación para la conformación del talud en el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.
 - Finalmente, se valoró la sobrerotura hacia atrás (back break) en la conformación de la pared del talud final, este resultado de la voladura controlada de pre-corte se evaluó mediante comparación fotográfica (antes vs. después) en base a la teoría de Ashby (1980), y de esta manera se determinó los niveles de daño ocasionados aplicando el diseño de la voladura controlada de pre-corte, presentando una sobrerotura mínima o no, en la conformación de dicho talud.

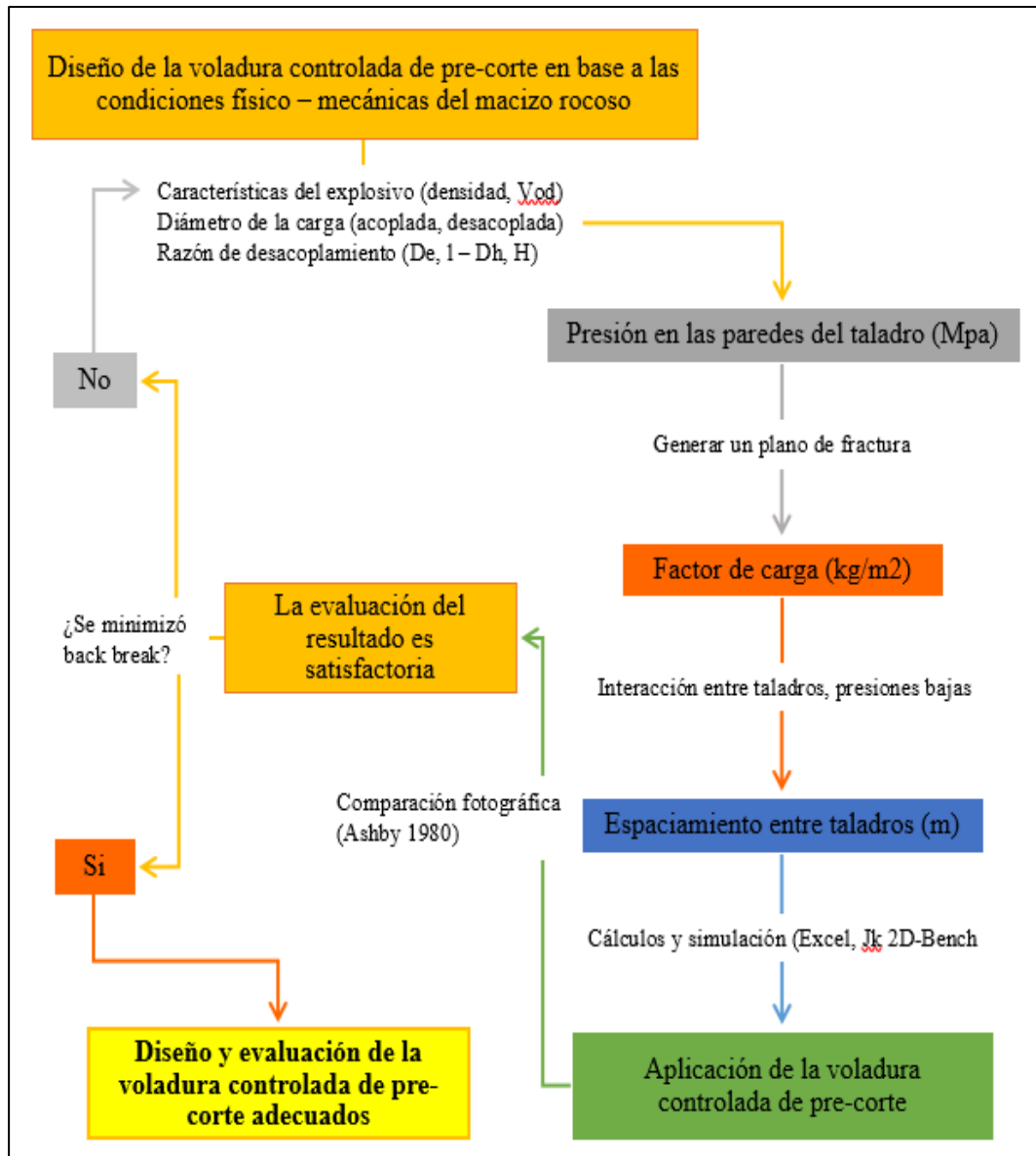


Figura 3.5. Diagrama de flujo del diseño y evaluación de la voladura de pre-corte.

Fuente: El autor.

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

Según Borja (2012), indica que, se denomina población o universo al conjunto de elementos o sujetos que serán motivo de estudio, en este sentido la población en el presente trabajo de investigación está constituido por la excavación del tramo del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, para dicha excavación se diseñaron los parámetros de



perforación y voladura controlada de pre-corte (propiedades de los explosivos y accesorios utilizados), esto en base a la evaluación geomecánica del macizo rocoso (características geomecánicas).

Este tramo del macizo rocoso tiene una longitud de 1.2 Km y el volumen a excavar del macizo rocoso es de 31,916.43 m³ el mismo que se determinó con el levantamiento topográfico respectivo con estación total y el procesamiento en AutoCAD Civil 3D, el mismo que figura en el expediente técnico del proyecto (Ver Anexo B), y una vez determinado en laboratorio el peso específico de la roca (pizarra) cuyo valor es de 2.71 TM/m³, es que se calculó el total de la masa rocosa a excavar que es de 86,493.52 TM.

3.3.2. Muestra

El mismo Borja (2012), menciona que, en una investigación cuantitativa la muestra de estudio es un subgrupo representativo de la población, sobre la cual se habrán de recolectar datos, en ese entender la muestra para el presente trabajo de investigación es la excavación del macizo rocoso entre las progresivas del km 05+220 al km 05+310, tramo donde se aplicaron las 03 pruebas de voladura controlada de pre-corte, previa evaluación geomecánica de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, este tramo tiene una longitud de 0.09 Km.; además estas pruebas fueron monitoreadas desde un punto de vista de diseño (pre-voladura) y evaluación (pos-voladura).

Cabe mencionar que, para corroborar el resultado obtenido de la primera prueba de voladura controlada de pre-corte (progresiva del km 05+220 al km 05+250), se realizaron una segunda (progresiva del km 05+250 al km 05+280) y tercera (progresiva del km 05+280 al km 05+310).

El tipo de muestreo aplicado en el presente trabajo de investigación es no probabilístico ya que la selección de los elementos de la muestra no depende de la probabilidad sino del criterio del investigador, además que dichos elementos se



seleccionan siguiendo criterios determinados como la presión de detonación, el factor de carga y el espaciamiento entre taladros de pre-corte; procurando la representatividad de estas 03 pruebas de voladura de pre-corte. Y para la evaluación de la voladura se registraron fotografías del talud conformado con la voladura sin control y fotografías del talud conformado con el diseño de la voladura controlada de pre-corte, para posteriormente realizar una comparación fotográfica (antes y después).

3.4. Operacionalización de las variables

Es el proceso mediante el cual se explica cómo se medirán las variables formuladas en la hipótesis, para lo cual en muchos casos habrá que descomponerlas en indicadores susceptibles de poder medirse; así mismo las variables siempre se aplican al grupo u objetos que se investigan, los cuales adquieren distintos valores en función de la variable estudiada. En el presente trabajo de investigación, el investigador definió los indicadores de las variables antes de realizar la recolección de datos, para ello utilizo términos operacionales que produjeron datos concretos, es decir, que fueron cuantificables. (Borja, 2012).

3.4.1. Variable independiente

La variable independiente es la variable que produce el efecto o es la causa de la variable dependiente; en este entender, en el presente trabajo de investigación dicha variable corresponde a la definición de las condiciones físico – mecánicas y estructurales del macizo rocoso, que fueron determinadas a través de la evaluación geomecánica del mismo, y cuya ubicación es entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300 de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.

3.4.2. Variable dependiente

La variable dependiente es el resultado o efecto producido por la acción de la variable independiente; en tal sentido, para el presente trabajo de investigación esta

variable corresponde a la minimización de la sobre rotura hacia atrás en la conformación del talud en el macizo rocoso, para lo cual se diseñó y evaluó la voladura controlada de pre-corte aplicada en la excavación del mismo, esto en la conformación del talud entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300 de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.

Tabla 3.3. Matriz de operacionalización de las variables.

Variables	Dimensión	Indicadores	Unidades
Variable independiente X: Condiciones físico - mecánicas y estructurales del macizo rocoso, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300 de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.	Propiedades de la roca intacta.	Resistencia a la compresión	Megapascales
		Peso específico	Toneladas/metro ³
	Propiedades de las discontinuidades.	Ángulo de fricción	Grados
		Cohesión	Megapascales
	Propiedades del macizo rocoso.	Tipo de roca	Unidad
		Sistema de discontinuidad	Unidad
		Orientación	Grados
		Espaciado	Centímetros
		Persistencia	Metros
		Apertura	Milímetros
		Rugosidad	Unidad
		Relleno	JRC
		Intemperización	JCS
		Presencia de agua	Litros/minuto
	Rock Quality Designation	Rock Quality Designation	Índice
Rock Mass Rating		Clase	
Variable dependiente Y: La minimización de la sobrerotura hacia atrás en la conformación del talud en el macizo rocoso, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300 de la carretera Chontabamba – Concevidayoc.	Diseño de los parámetros de perforación para taladros de pre-corte	Diámetro del taladro	Pulgadas
		Espaciamiento	Metros
		Longitud del taladro	Metros
		Inclinación	Grados
	Diseño y experimentación de los parámetros de voladura controlada de pre-corte	Diámetro del explosivo	Pulgadas
		Tipo de explosivo	Unidad
		Densidad del explosivo	Gramos/centímetro ³
		Velocidad de detonación	Kilómetros/segundo
		Presión de detonación	Megapascales
		Longitud de carga	Metros
		Factor de carga	Kilogramos/metro ²
	Análisis de la voladura controlada de pre-corte	Nivel de daños	Unidad
		Juntas y bloques	Unidad
		Ángulo de talud/condiciones	Grados
		Condiciones de excavación	Unidad
Sobrerotura hacia atrás		Unidad	
Comparación fotográfica	Unidad		

Fuente: El autor.



3.5. Técnicas e instrumentación de recolección de datos

Para la recolección de datos se utilizó la técnica de observación aplicada, pero con mayor orientación a ser analítico, ya que consiste en juntar información necesaria para realizar el diseño de la voladura de precorte. En la recolección de datos para la evaluación geomecánica la principal fuente de información es el mapeo, caracterización, clasificación y zonificación del macizo rocoso realizado in situ (ver Anexo C), además se cuenta con el informe técnico de “Evaluación geotécnica y cálculo de la clasificación del macizo rocoso”, brindado por la consultora Sibing Construcciones en el año 2015. En la recolección de datos para el diseño y evaluación de la voladura controlada de pre-corte las principales fuentes fueron Enaex, (2002) y Geoblast, (2008), ya que en base a estas fuentes se realizaron los cálculos con fórmulas, simulación con software (ver Anexo F), mediciones in-situ, observación directa en campo, seguimiento y control de los trabajos, y comparaciones fotográficas.

3.5.1. Recursos necesarios

3.5.1.1. Equipos e instrumentos de campo

Los Equipos y/o instrumentos de campo utilizados son:

- GPS.
- Estación total.
- Brújula (Brunton F-5006LM).
- Martillo Schmidt (Esclerómetro).
- Guía de seguridad.
- Fulminante común n° 8.
- Dinamita (Gelatina 75).
- ANFO (Superfam DOS).



- Cordón detonante (Pentacord 3P).
- Retardos de superficie (Fanel ms conector).
- Mangas de plástico especiales de 1.5 pulgadas.
- Balanza electrónica.

3.5.1.2. Equipos e instrumentos de gabinete

Los Equipos y/o instrumentos de gabinete utilizados son:

- Laptop Hp
- Impresora, Plotter.
- Papel bond A4, A0.

3.5.1.3. Software e información

La información y softwares utilizados en la presente investigación son:

- Información catastral
- Planos catastrales regionales.
- Textos publicados por autores ya detallados en la bibliografía e Internet.
- Software de simulación de voladura - JK 2DBench.
- Software de proyección estereográfica - Dips v6.0
- Software AutoCAD Civil 3D 2016.
- Office 2016

3.6. Técnicas para el procesamiento de información

Las técnicas utilizadas para el procesamiento de la información son: la codificación (mediciones obtenidas para analizar y evaluar las variables independientes y dependientes), tabulación (definición de tablas y graficas) y cuadros de consistencia para que posteriormente, en función a estos se realice el análisis respectivo con el apoyo de un programa y/o software específico como:



3.6.1. Bases de datos

Las bases se manejan por separado, es decir que pertenezcan a un mismo contexto y son almacenados sistemáticamente para su posterior uso. Las bases de datos son alimentadas diariamente con los cuadros de reportes de la recolección de datos.

3.6.2. Hojas de cálculo de Excel

Las hojas de cálculo permiten manipular datos numéricos y alfanuméricos dispuestos en forma de tablas compuestas por celdas, las cuales se organizan en una matriz bidimensional de filas y columnas. Utilizaremos esta herramienta para el cálculo del RMR, cálculos matemáticos, diseño de voladura de pre-corte, etc.

3.6.3. Software de proyección estereográfica (Dips 6.0)

Este software nos permite el análisis y visualización de la información estructural (datos geológicos de orientación) y el gráfico del agrietamiento en un plano bidimensional por proyección estereográfica. Utilizaremos esta herramienta para determinar los diagramas estereográficos, dispersión de polos contornos y círculos máximos y los diagramas de roseta.

3.6.4. Software de simulación de voladura (JK 2DBench).

El presente software JK 2DBench nos ayuda en la simulación del diseño y análisis básico de Voladura en superficie. Nos permite diseñar los taladros de perforación, las cargas explosivas, los retrasos y las conexiones de fondo de taladro y de superficie, y luego ejecutar la simulación de detonación. Además, brinda reportes de análisis básico de volumen, tonelaje, factor de carga, los costos y el total de componentes que pueden calcularse para el diseño. Cabe mencionar que se tiene algunas limitantes.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Evaluación geomecánica del macizo rocoso

4.1.1. Caracterización del macizo rocoso

4.1.1.1. Registro de mapeos geomecánicos

Para la caracterización del macizo rocoso del área de estudio, se registraron datos a partir de mapeos geomecánicos de campo, en los afloramientos del macizo rocoso. Dicho mapeo se llevó a cabo utilizando el "método directo por línea de detalle", mediante el cual se realizaron 47 estaciones de mapeos geomecánicos para cubrir el área de estudio.

Los parámetros de observación y medición son los mencionados en el Acápite 2.2.1.1 de esta tesis. Estos parámetros son los sugeridos por las normas de la ISRM (Brown, 1981). En el Anexo C, se presentan los valores y el formato de llenado del mapeo para los afloramientos rocosos, esta es la data principal tomada en el campo para caracterizar el macizo rocoso del área de estudio.

Tabla 4.1. *Resumen de datos de mapeo geomecánico obtenidos en campo.*

Identificación en campo	Rango	Promedio
Índice de rebote del martillo Schmidt (IR)	45 - 53	49.00
Frecuencia lineal de discontinuidades (l)	10 - 16	13.00
Espaciado entre discontinuidades (mm)	260 - 640	450.00
Persistencia de las discontinuidades (m)	0.2 - 10	5.10
Apertura de las discontinuidades (mm)	2 - 10	6.00
Rugosidad de las discontinuidades	Ligera	Ligera
Relleno de las discontinuidades (mm)	Sin relleno	Sin relleno
Meteorización de las discontinuidades	Moderada	Moderada
Presencia de agua subterránea	Húmedo	Húmedo

Fuente: El autor.

4.1.1.2. Aspectos litológicos

En el Capítulo III se ha presentado en forma detallada la geología del área donde está ubicado el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, progresivas del km 05+100 al km 06+300, incluyendo los aspectos litológicos. De esta información, de los mapeos geomecánicos y de las observaciones de campo, se resume que en la zona de estudio se presenta predominantemente la pizarra que es una roca metamórfica de origen sedimentario.

Además, INGEMMET (1997), en la Carta Geológica Nacional indica que grupo San José aflora ampliamente en el cuadrángulo de Chuanquiri, entre las localidades de Kiteni y Kumpirushiato al noreste, Chuanquiri y Tiburiari al suroeste; hacia el oeste aflora desde las cabeceras del río Mantalo y al sur hasta Santa Ana. Donde la composición litológica de este grupo, está dado predominantemente por pizarras, además de presencia de esquistos grises a negros con pirita diseminada y cristalizada, pizarras cuarzosas y lutitas bandeadas. Las lutitas bandeadas se caracterizan por su aspecto de microflysch, formado de niveles delgados de cuarcitas grises y lutitas gris blanquecinas. El origen de los sedimentos del grupo San José es marino poco profundo.

Tabla 4.2. *Litología de la zona de estudio.*

Sector	Clase de roca	Metamorfismo	Tipo de roca
Concevidayoc	Metamórfica	Regional	Pizarra

Fuente: El autor.

4.1.1.3. Propiedades de la roca intacta

Las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta, están en su totalidad estandarizadas por las normas emitidas por la American Society of Testing Materials (ASTM) y por la International Society for Rock Mechanics (ISRM). (Osinermin, 2017).

a. Ensayo de propiedades físicas

El principal objetivo de este ensayo físico fue determinar el peso específico (en general se considera el mismo valor para la densidad) de la roca intacta involucrada en el presente estudio, dicho ensayo se realizó en el laboratorio de la Consultora Sibing Construcciones, para ello se empleó los procedimientos establecidos por la ASTM e ISRM. En la Tabla 4.3 se presenta el resultado del ensayo de laboratorio.

Tabla 4.3. Resultado del ensayo de peso específico de la roca.

Tipo de roca	Ensayo	Promedio	Mínimo	Máximo
Pizarra	Peso específico (TM/m ³)	2.65	2.62	2.68

Fuente: Sibing Construcciones, (2015).

b. Ensayo de propiedades mecánicas

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico del macizo rocoso es la resistencia a la compresión simple (UCS) de la roca intacta. Los valores de σ_c fueron obtenidos in-situ con el martillo Schmidt tipo L, mediante una correlación entre el número de rebote (ver Tabla 4.4), la dirección de aplicación de la carga y el peso específico de la muestra; durante los trabajos de mapeo geomecánico en las exposiciones rocosas superficiales, siguiendo las normas establecidas por la ISRM. (Miller, 1965).

Tabla 4.4. Resultado del índice de rebote del martillo Schmidt.

Tipo de roca	Ensayo	Promedio	Mínimo	Máximo
Pizarra	Índice de rebote	49.00	46.00	52.00

Fuente: Córdova, (2013).

c. Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades estructurales, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto pueden conformar planos potenciales de falla.

La resistencia al corte de las discontinuidades está regida por los parámetros de fricción y cohesión del criterio de falla Mohr-Coulomb. Estos parámetros de corte fueron determinados mediante ensayos de corte directo sobre las discontinuidades, efectuados como parte de esta tesis en laboratorio de mecánica de rocas de Sibing Construcciones, además cabe indicar que dichos resultados son valores promedios.

Tabla 4.5. *Resultado al corte directo en discontinuidades.*

Tipo de roca	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción (°)
Pizarra	6.78	29

Fuente: Córdova, (2013).

4.1.1.4. Distribución de las discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades tanto mayores como menores a partir de la data recolectada de los mapeos geomecánicos en los afloramientos rocosos superficiales, se ha establecido el arreglo estructural del macizo rocoso, para ello, se realizó el procesamiento de los datos orientacionales mediante técnicas de proyección estereográfica, utilizando el software DIPS Versión 6.0 de Rocscience Inc. Los resultados del procesamiento de datos con el software DIPS Versión 6.0, se presentan en la Tabla 4.6.

Tabla 4.6. *Resultados de los sistemas de discontinuidades estructurales.*

Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Talud
305°/71°	189°/49°	030°/20°	260°/57°
S35°W/71°NW	N81°W/49°SW	N60°W/20°NE	N°10W/57°SW

Fuente: Córdova, (2013).

Así mismo dichos resultados del procesamiento de datos con el software DIPS Versión 6.0, se presentan en las Figuras 4.1 a 4.3.

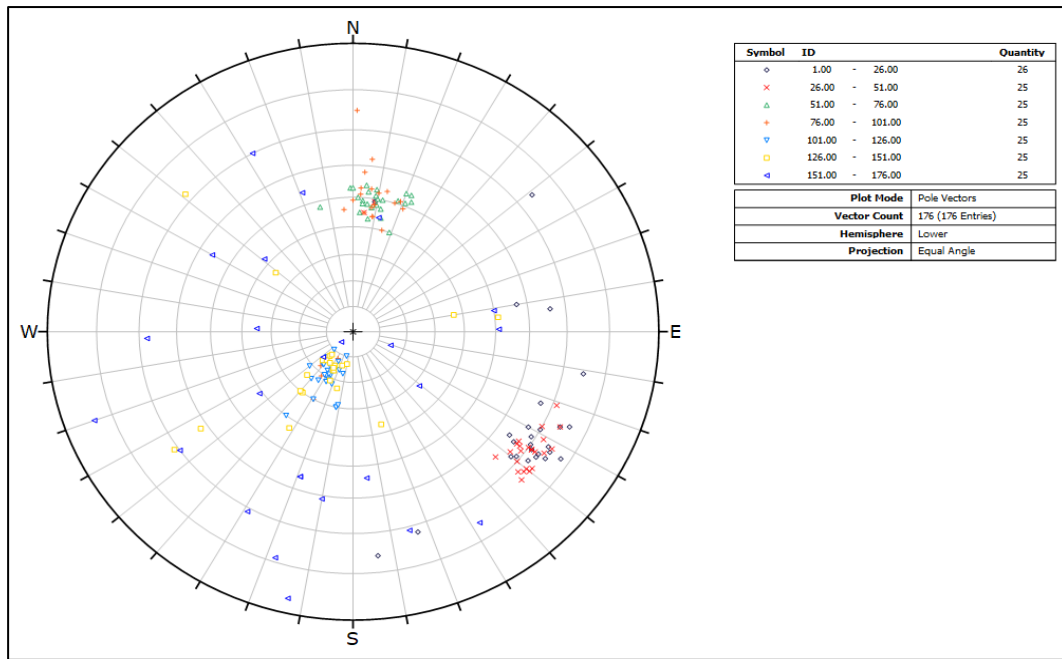


Figura 4.1. Diagrama estereográfico de dispersión de polos.

Fuente: El autor.

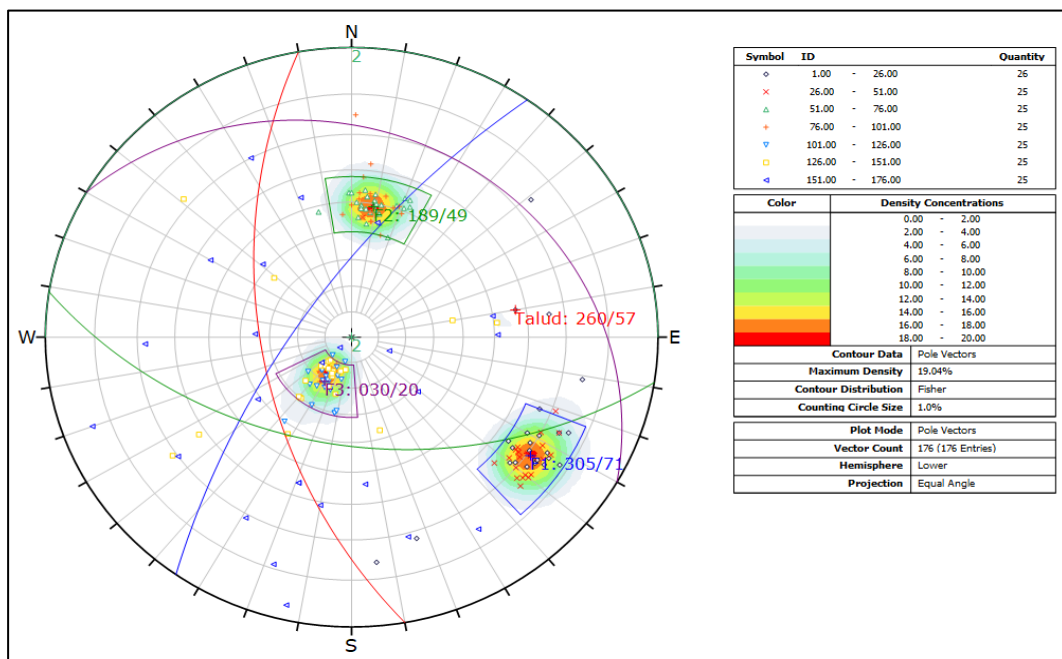


Figura 4.2. Diagrama estereográfico de contornos y círculos máximos.

Fuente: El autor.

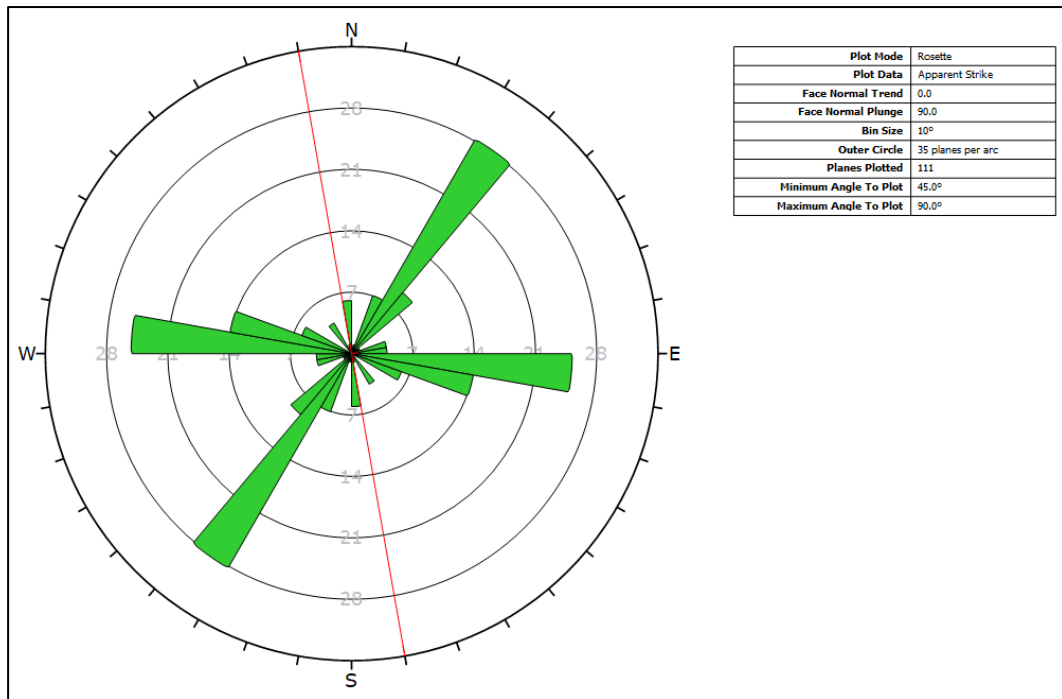


Figura 4.3. Diagrama de roseta.

Fuente: El autor.

De las figuras mostradas podemos apreciar que están marcadamente definidos, dos sistemas típicos de discontinuidades estructurales, además del eje del talud de la carretera, como se detalla a continuación: (ver Anexo D).

- El Sistema 1, Tiene una dirección de buzamiento promedio de 305° y un buzamiento promedio de 71° , lo mismo expresado en rumbo y buzamiento es: $S35^\circ W$ y $71^\circ NW$, involucrando principalmente a diaclasas y fallas en menor grado.
- El Sistema 2, Tiene una dirección de buzamiento promedio de 189° y un buzamiento promedio de 49° , lo mismo expresado en rumbo y buzamiento es: $N81^\circ W$ y $49^\circ SW$, conformado en su mayoría por diaclasas.
- El Sistema 3, Tiene una dirección de buzamiento promedio de 030° y un buzamiento promedio de 20° , lo mismo expresado en rumbo y buzamiento es: $N60^\circ W$ y $20^\circ NE$, conformado en su mayoría por diaclasas.



- El Talud, Tiene una dirección de buzamiento promedio de 260° y buzamiento promedio de 57° , lo mismo expresado en rumbo y buzamiento es: $N10^\circ W$ y $57^\circ SW$, el mismo que está conformado por el eje de excavación del talud.

4.1.2. Clasificación del macizo rocoso

Para clasificar el macizo rocoso se utilizaron los criterios de clasificación geomecánica del RMR de Bieniawski (1989) – Tabla 4.7, índice Q de Barton, et al., (1974) – Tabla 4.8 y el GSI de Hoek y Marinos (2000) – Tabla 4.9.

El cálculo de los parámetros de RCS y RQD no se calcularon directamente en campo, a comparación de los demás parámetros de clasificación, entonces el cálculo de dichos parámetros es como sigue:

a. Resistencia a la compresión uniaxial (RCS, UCS, σ_{ci})

Para el cálculo de la resistencia a la compresión simple a partir del índice de rebote del martillo Schmidt tipo L (ver Anexo F), se utilizó la ecuación propuesta por Barton, et al., (1974):

$$\text{Log}(\sigma_{ci}) = (0.0008 * \rho * \text{IR}) + 1.01$$

Donde:

- σ_{ci} = Resistencia a la compresión simple (MPa).
- ρ = Peso específico de la roca = $2.65 \text{ T/m}^3 = 25.99 \text{ KN/m}^3$.
- IR = Índice de rebote del martillo Schmidt = 49.

Reemplazando en la ecuación:

$$\sigma_{ci} = 10^{((0.0008 * \rho * \text{IR}) + 1.01)}$$

$$\sigma_{ci} = 10^{((0.0008 * 25.99 * 49) + 1.01)}$$

$$\sigma_{ci} = 10^{2.13}$$

$$\sigma_{ci} = 135 \text{ MPa}$$

b. Rock Quality Designation

El cálculo del RQD se obtuvo utilizando la relación propuesta por Priest y Hudson (1976), teniendo como parámetro de entrada principal las líneas de medida o “scan lines”, así mismo en el presente trabajo de investigación se calculó que el número de fracturas promedio por metro lineal “ λ ” es igual a 13; además dicho cálculo es como sigue con la fórmula:

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

Donde:

- λ = Numero de discontinuidades por metro lineal = 13.

Reemplazando en la ecuación:

$$RQD = 100 * e^{-0.1(13)} * ((0.1 * 13) + 1)$$

$$RQD = 100 * 0.2725 * 2.3$$

$$RQD = 63 \%$$

Tabla 4.7. Clasificación RMR del macizo rocoso.

Rock Mass Rating (RMR)		
Parámetro	Descripción (datos)	Valoración
RMR-1 (UCS)	135 MPa (valorado con el gráfico continuo)	10
RMR-2 (RQD)	63% (valorado con el gráfico continuo)	13
RMR-3 (Espaciado juntas)	450 mm. en promedio (gráfico continuo)	11
Persistencia	5.10 m. en promedio	2
RMR-4 Apertura	6 mm. en promedio	0
(estado de Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
juntas) Relleno	Sin relleno	6
Alteración	Moderada	3
RMR-5 (agua)	Húmedo	10
RMR básico		58
RMR-6 (corrección)	Orientación favorable	-5
RMR89		53
RMR básico seco		63

Fuente: Jordá, (2016).

Según la Tabla 4.7 obtenemos un valor RMR de 53 que está dentro del rango de clasificación de 51 – 60, por lo que el tipo de macizo rocoso es Regular-A y la clase de macizo rocoso es III-A.

Tabla 4.8. Clasificación índice Q del macizo rocoso.

Índice Q		
Parámetro	Descripción (dato)	Valoración (puntuación)
RQD (%)	135 Mpa	135
Jn (Índice de diaclasado)	3 familias de discontinuidades	9
Jr (Índice de rugosidad)	Planas y rugosas	1.5
Ja (Índice de alteración)	Ligeramente alterados con lgo de oxido	2
Jw (Coeficiente agua)	No hay flujo de agua, algo húmedo	1
SRF (Efectos tensionales)	Tensiones medias, condiciones favorables	1
Índice Q		11.25

Fuente: Jordá, (2016).

Realizamos el cálculo de Q a partir de la siguiente formula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

- RQD = Índice de calidad de la roca = 135.
- Jn = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades = 9.
- Jr = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades = 1.5.
- Ja = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades = 2.
- Jw = Parámetro basado en la presencia de agua = 1.
- SRF = Factor de reducción de esfuerzos = 1.

Reemplazando en la ecuación:

$$Q = \frac{135}{9} * \frac{1.5}{2} * \frac{1}{1}$$

$$Q = 11.25$$

Según la Tabla 4.8 obtenemos un valor Q de 11.25, además se corrobora el resultado RMR con la siguiente correlación entre el índice Q y el RMR básico seco.

$$\text{RMRb seco} = 15 * \log Q + 50$$

$$\text{RMRb seco} = 15 * (\log 11.25) + 50$$

$$\text{RMRb seco} = 65 \cong 63 \text{ (resultado similar al calculado)}$$

Tabla 4.9. Clasificación GSI del macizo rocoso.

GSI (Geological Strength Index)		
Estimación visual valor GSI (tablas)	Macizos rocosos con 3 sets de estructuras, las mismas que están moderadamente intemperizadas y algo alteradas.	57
GSI = RMRb seco - 5	63 - 5	58

Fuente: Jordá, (2016).

Según la Tabla 4.9 obtenemos un valor GSI de 58 de acuerdo a la correlación con el RMR, y según la estimación visual corresponde un valor GSI de 57 (ver Anexo G).

Para una mejor interpretación de la Tabla 4.7, se muestra en la Figura 4.4.

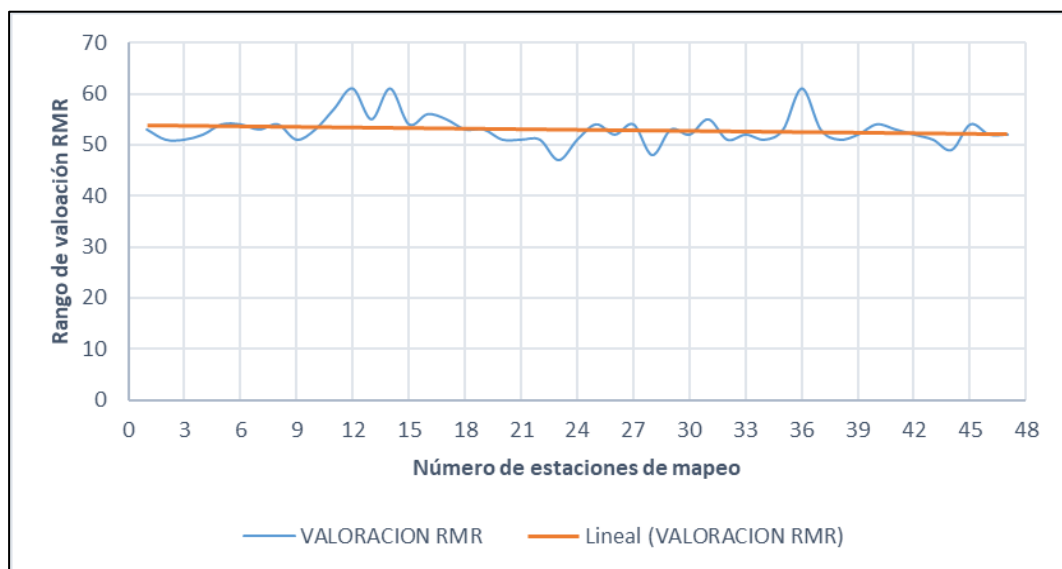


Figura 4.4. Valoración RMR y número de mapeos geomecánicos.

Fuente: El autor.

4.1.3. Zonificación geomecánica de masa rocosa

Como se mencionó en el Acápito 2.2.1.4 de esta tesis, el análisis de los resultados de la aplicación de los métodos de cálculo de la mecánica de rocas y los criterios de

diseño son válidos solo dentro de masas rocosas que presentan propiedades físicas y mecánicas similares, por lo que es importante delimitar las áreas de características similares, tomando en cuenta los aspectos litológicos, el arreglo estructural de la masa rocosa, las características de las discontinuidades y la calidad de la masa rocosa.

Para este caso, según los resultados del análisis de distribución de discontinuidades (Acápite 4.1.3), y los resultados de la clasificación de la masa rocosa (Acápite 4.2), se establece que los dominios estructurales están asociados al tipo de roca presente en toda el área de estudio.

Como el principal tipo de roca es la pizarra compacta, entonces hay una sola zona geomecánica o dominio estructural como se observa claramente en la Figura 4.5. Este es el criterio de la zonificación geomecánica adoptado para el presente caso de estudio.

Con las consideraciones dadas, se ha hecho una zonificación tridimensional del área de estudio, y el resumen es como se muestra en la Tabla 4.10.

Tabla 4.10. Resultado de la zonificación geomecánica del macizo rocoso.

Sector	Tipo de roca	Promedio RMR	Calidad RMR
Concevidayoc	Pizarra	53	III - A

Fuente: Córdova, (2013).

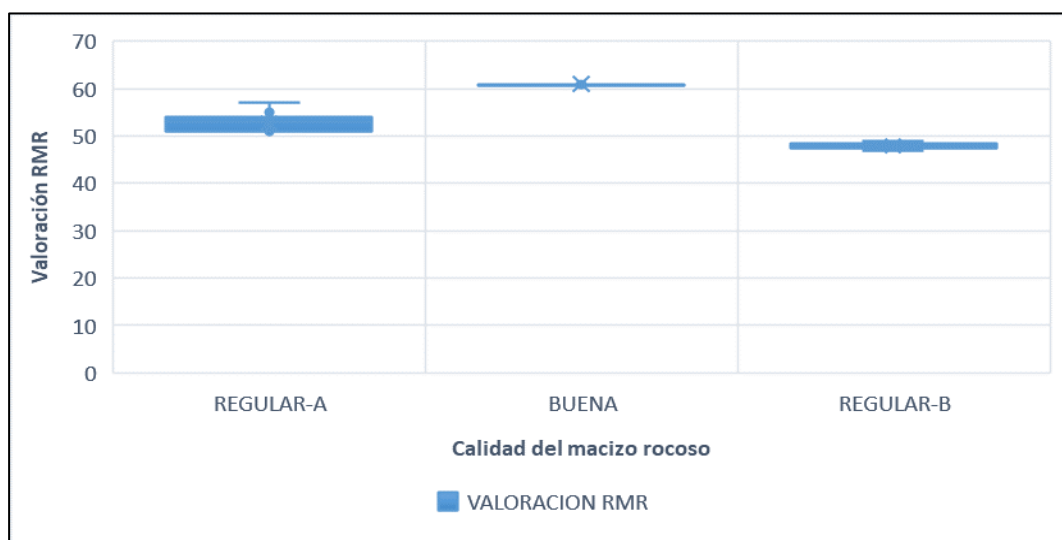


Figura 4.5. Zonificación según RMR y calidad del macizo rocoso

Fuente: El autor.

Resultado y discusión

Según el primer objetivo específico: evaluar geomecánicamente el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, para definir sus condiciones físico – mecánicas y estructurales; el resultado obtenido en la Tabla 4.10 donde se observa que la litología predominante es la pizarra, con un valor RMR promedio de 53 y un dominio estructural III-A, por lo que se evidencia un solo dominio geomecánico para la zonificación en el área de estudio.

Al comparar éstos resultados con lo encontrado por Nina (2017), en su tesis: *Evaluación geomecánica y estabilidad de labores en el proyecto San Gabriel Cia. de minas Buenaventura*, quien concluyo que la evaluación de las características geomecánicas del sitio, a través de la realización de ensayos de laboratorio y mapeo de campo de 40 estaciones geomecánicas, obtuvo las características típicas del macizo rocoso presente en el Proyecto San Gabriel y, además, la clasificación geomecánica le presento un tipo de roca regular a buena calidad, por lo indica que dichos resultados son adecuados para zonificar el área de estudio. Con estos resultados se afirma que la evaluación geomecánica conduce a la zonificación adecuada de un macizo rocoso determinado, con lo cual se corrobora el resultado obtenido para el primer objetivo del presente trabajo de investigación.

Además, Llanco (2012). en su tesis *Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CIA. Consorcio Minero Horizontes-U/P Culebrillas*, señala que la aplicación de las clasificaciones geomecánicas en la voladura ha reducido el factor de potencia, consumo específico y numero de taladros. Así como también que las clasificaciones geomecánicas (RMR, GSI y RQD) se involucran en el diseño de voladura. Esto último coincide con el resultado obtenido respecto al primer objetivo del presente trabajo de investigación, acorde a las correlaciones de geomecánicas.



Así mismo, el presente estudio concuerda con Córdova (2008), que en su tesis de maestría *Geomecánica en el minado subterráneo caso mina Condestable*, en la que concluyo que las zonificaciones geomecánicas están asociadas al tipo de roca. Al igual que se afirma en el presente trabajo de investigación, además, de que las características de calidad de estos dominios, corresponden a las características de calidad del tipo de rocas que lo conforman, con los valores de RMR.

4.2. Diseño de la voladura controlada de pre-corte

El proyecto consistió en la ejecución de trabajos de perforación y voladura de para la conformación de talud y plataforma en el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, en el plan de ejecución del proyecto está el uso de explosivos y accesorios para la voladura de rocas, dichos trabajos se ejecutarán dentro de los estándares de calidad, seguridad y medio ambiente.

La voladura realizada por el método de pre-corte es de gran importancia, debido a que estos trabajos toman un papel importante para la ejecución del proyecto, además de garantizar que se minimice la sobre-excavación hacia atrás y no afecte a la conformación del talud final, mejorar la estabilidad del mismo y obtener una pared de talud estética.

➤ Volumen total de excavación en roca

El volumen total de roca a excavar es de $31,916.43 \text{ m}^3$. Sabiendo que el Peso Específico del material (roca pizarra) es de 2.65 TM/m^3 , entonces la masa rocosa a excavar es un total de $84,578.54 \text{ TM}$ de material.

➤ Ciclo de trabajo

El ciclo de trabajo en la excavación del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300 es: limpieza y desbroce del material orgánico, trazo y replanteo de la zona de perforación,



perforación con equipo Hidráulico (Rock drill y martillo neumático manual), carguío de taladros con explosivos y voladura, y finalmente transporte del material de voladura.

- **Limpieza y desbroce del material orgánico**

Este trabajo consiste en el roce y limpieza del terreno natural (top soil) en el área que ocupa la obra del proyecto vial y la zona laterales reservadas para la vía, que se encuentren cubiertas de rastrojo, maleza, bosque, pastos, etc., incluyendo la remoción de tocones, raíces y escombros, de modo que el terreno quede limpio y libre de toda vegetación de manera que se tenga una superficie dura en roca para la perforación. Además, dicho trabajo se realiza con equipo de movimiento de tierras (Tractor, Excavadora, etc.).

- **Trazo y replanteo de la zona de perforación**

La cuadrilla de topografía define y marca los límites de diseño del proyecto según el expediente técnico (alturas de corte, rayado de talud, ejes, etc.), del área donde se va a realizar los trabajos de perforación.

- **Perforación en banco o plataforma con equipo mecanizado**

Se diseña los trazos de perforación y voladura en gabinete, y posteriormente se ubica los puntos de perforación en campo, la finalidad es aperturar taladros verticales (producción) e inclinados (pre-corte) con diámetro 3.0 pulg. para ambos, la altura del talud es variable (desde los 2 m hasta los 12 m), teniendo un promedio de talud igual a 7.0 m, la profundidad de perforación de taladro es de 5.0 m, por ende, la conformación del talud final se realiza desde una sola etapa hasta en tres etapas.

Las labores de perforación se realizaron con el equipo, SmartROC modelo T35 de Atlas Copco, con un rango de perforación de 64-115 mm, en pulgadas 2.5"- 4.5". Los métodos de perforación para este tipo de cortes consisten en marcar los límites del talud, a partir del cual se traza la malla de perforación en el terreno. Por el tema de granulometría

y de acuerdo a las características del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, es que se aplica una malla de perforación triangular de 2.0 m x 3.0 m = 6.0 m²/tal. (ver Anexo F).

- **Carguío con explosivos y voladura**

Se ha considerado en Dinamita encartuchada (Gelatina 75) para la carga de fondo y ANFO como carga de columna. Para minimizar las vibraciones y la proyección de rocas se utiliza retardos de superficie con tiempos en milisegundos y para dar inicio a la tanda de voladura se utiliza fulminante N° 8 y guía de seguridad. Asimismo, se ataca cada taladro con material preparado de manera que la carga esté bien confinada en el taladro y se pueda aprovechar bien la energía del explosivo dentro del taladro.

4.2.1. Presión de detonación para taladros de pre-corte

Como se indica en el Acápite 2.2.2.3.-a., para determinar el diámetro ideal del explosivo, primero se debe realizar el cálculo de la presión de detonación en las paredes del taladro con carga explosiva acoplada y desacoplada y seguidamente realizar una comparación del resultado de presión de detonación versus la resistencia a la compresión del macizo rocoso y determinar la relación que existe, y es como sigue:

- Para el cálculo de presión de detonación con carga explosiva acoplada de ANFO de 3 pulgadas de diámetro se utilizó la siguiente formula:

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

Donde:

- P_{bi} = Presión en las paredes del taladro (MPa).
- δ_{exp} = Densidad del explosivo (g/cm³) = 0.81.
- VOD^2 = Velocidad de detonación del explosivo (km/s) = 3.0.

Reemplazando en la ecuación:

$$P_{bi} = 110 * 0.81 * 3^2$$



$$P_{bi} = 801.90 \text{ MPa}$$

- Para el cálculo de presión de detonación con carga explosiva desacoplada de ANFO de 2.5, 2.0, 1.5 y 1.0 pulgadas de diámetro se utilizó la siguiente fórmula:

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

Donde “f” es la razón de desacoplamiento, definida como la relación entre el volumen del explosivo y el volumen del taladro.

El exponente “n” se estima igual a 1.25 para taladros secos y 0.9 para taladros con agua.

$$f = \frac{D_e^2 * l}{D_h^2 * H}$$

Donde:

- D_e = Diámetro del explosivo (in) = 2.5, 2.0, 1.5, 1.0.
- D_h = Diámetro del taladro (in) = 3.0.
- H = Longitud del taladro (m) = 5.0.
- l = Longitud de columna explosiva (m) = 4.0.

Reemplazando en la ecuación para carga explosiva acoplada de 2.5 pulgadas:

$$f = \frac{2.5^2 * 4}{3^2 * 5} \quad f = 0.56$$

Entonces se tiene:

$$P_b = 110 * 0.56^{1.1} * 0.81 * 3^2$$

$$P_b = 420.07 \text{ MPa}$$

Reemplazando en la ecuación para carga explosiva acoplada de 2.0 pulgadas:

$$f = \frac{2.0^2 * 4}{3^2 * 5} \quad f = 0.36$$

Entonces se tiene:

$$P_b = 110 * 0.36^{1.1} * 0.81 * 3^2$$

$$P_b = 257.11 \text{ MPa}$$

Reemplazando en la ecuación para carga explosiva acoplada de 1.5 pulgadas:

$$f = \frac{1.5^2 * 4}{3^2 * 5} \quad f = 0.20$$

Entonces se tiene:

$$P_b = 110 * 0.20^{1.1} * 0.81 * 3^2$$

$$P_b = 136.54 \text{ MPa}$$

Reemplazando en la ecuación para carga explosiva acoplada de 1.0 pulgadas:

$$f = \frac{1.0^2 * 4}{3^2 * 5} \quad f = 0.09$$

Entonces se tiene:

$$P_b = 110 * 0.09^{1.1} * 0.81 * 3^2$$

$$P_b = 55.96 \text{ MPa}$$

De acuerdo a los resultados obtenidos de la presión de detonación (MPa) en los taladros de pre-corte respecto al diámetro de la carga explosiva (ANFO), con la resistencia a la compresión simple (MPa) de la roca, se muestra en la Tabla 4.11 y para una mejor interpretación de los resultados, se muestra la Figura 4.6. (ver Anexo J).

Tabla 4.11. Resultados por el tipo de carga y presión de detonación.

Tipo de carga	Diámetro de carga explosiva de ANFO (in)	Presión de detonación (MPa)	UCS de la masa rocosa (MPa)	Resultado
Acoplada	3.00	801.90	135.00	No aceptable
Desacoplada	2.50	420.07	135.00	No aceptable
Desacoplada	2.00	257.11	135.00	No aceptable
Desacoplada	1.50	136.54	135.00	Aceptable
Desacoplada	1.00	55.96	135.00	No aceptable

Fuente: Enaex, (2002).

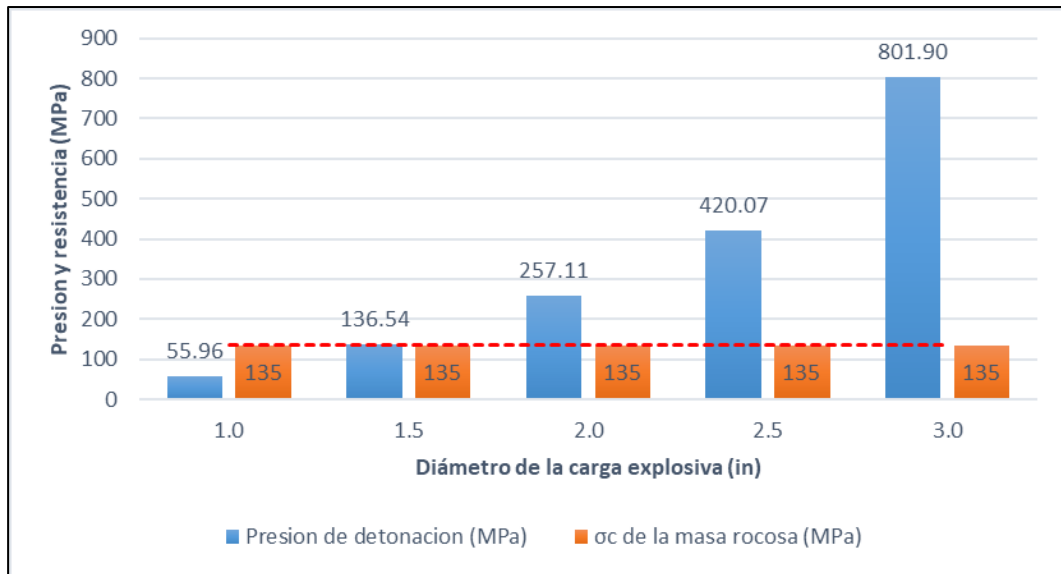


Figura 4.6. Presión de detonación y UCS de la roca.

Fuente: El autor.

4.2.2. Factor de carga para taladros de pre-corte

De acuerdo a GeoBlast (2008), el termino correcto de factor de carga para un pre-corte es kg/m^2 , puesto que su objetivo es generar un plano de fractura. De acuerdo con las ecuaciones mencionadas anteriormente, fue posible obtener una relación que define el factor de carga en función de las características geomecánicas de la roca y el diámetro de perforación con la formula (Acápite 2.2.2.3.-b.) siguiente:

$$\gamma = \frac{\pi}{4} * \frac{Dh}{(12R + 1)} * \left[\frac{R^{\frac{1}{n}} * \delta_{\text{exp}}^{\left(1 - \frac{1}{n}\right)} * UCS^{\frac{1}{n}}}{110^{\frac{1}{n}} * VOD^{\frac{2}{n}}} \right]$$

Donde:

- γ = Factor de carga (kg/m^2).
- n = Índice de acoplamiento.
- R = Relación Pb/UCS.
- UCS = Resistencia a la compresión no confinada (MPa) = 135.
- Pb = Presión en las paredes del taladro (MPa) = 136.54.
- δ_{exp} = Densidad del explosivo (gr/cm^3) = 0.81.

- VOD = Velocidad de detonación (km/s) = 3.0.
- Dh = Diámetro de perforación (mm) = 76.2.

Reemplazando en la ecuación:

$$\gamma = \frac{3.1416}{4} * \frac{76.2}{((12 * 1.0114) + 1)} * \left[\frac{1.0114^{\frac{1}{1.1}} * 0.81^{(1-\frac{1}{1.1})} * 135^{\frac{1}{1.1}}}{110^{\frac{1}{1.1}} * 3^{\frac{2}{1.1}}} \right]$$

$$\gamma = 0.7854 * \frac{76.2}{13.1367} * \left[\frac{1.01 * 0.981 * 86.43}{71.748 * 7.37} \right]$$

$$\gamma = 0.7854 * 5.81 * \left[\frac{85.668}{528.816} \right]$$

$$\gamma = 0.7854 * 5.81 * 0.162$$

$$\gamma = 0.74 \text{ kg/m}^2$$

De acuerdo a los resultados obtenidos se muestra la Tabla 4.12 y para una mejor interpretación se muestra la Figura 4.7. Así mismo, cabe indicar que el factor de carga es directamente proporcional al diámetro de perforación.

Tabla 4.12. Resultado de cantidad de carga de explosivo.

Fórmula utilizada	Diámetro de carga explosiva de ANFO (in)	Factor de carga (kg/m ²)
GeoBlast	3.00	1.48
	2.50	1.23
	2.00	0.98
	1.50	0.74
	1.00	0.49

Fuente: El autor.

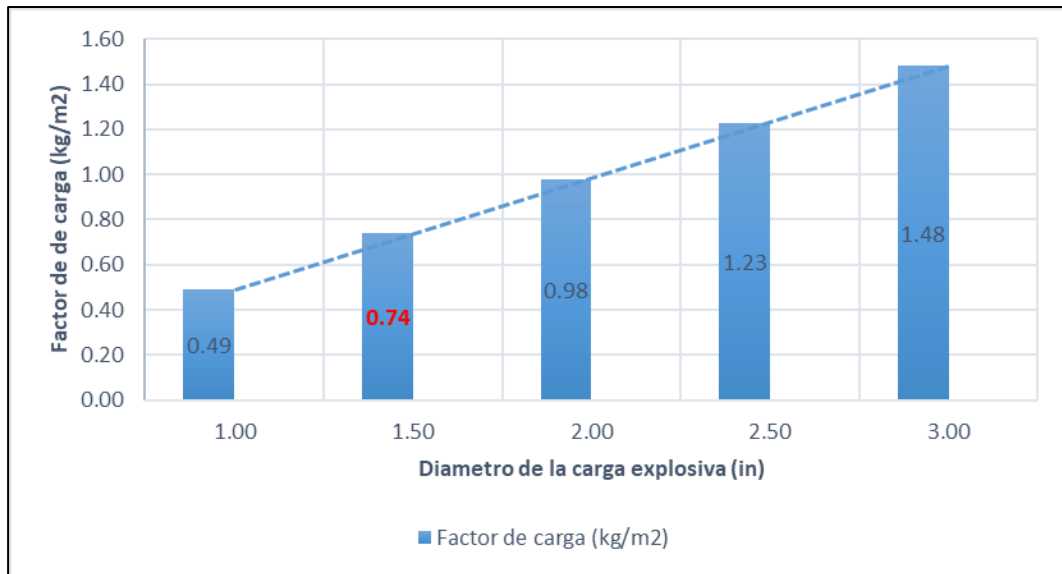


Figura 4.7. Factor de carga y diámetro de la carga explosiva.

Fuente: El autor.

4.2.3. Espaciamiento de taladros de pre-corte

El espaciamiento entre taladros de pre-corte se diseña principalmente para que exista una interacción entre taladros, dado que la cantidad de carga se redujo considerablemente con el objeto de generar bajas presiones en las paredes del mismo. La regla para definir el espaciamiento es según Enaex (2002) con la siguiente formula:

(Acápito 2.2.2.3.-c)

$$S = \frac{D_h * (P_b + T)}{T}$$

Donde:

- S = Espaciamiento (mm).
- T = Resistencia a la tracción de la roca UCS/valoración σ_c (MPa) = 11.25.
- P_b = Presión en las paredes del taladro (MPa) = 136.54.
- D_h = Diámetro de perforación (mm) = 76.2.

Reemplazando en la ecuación:

$$S = \frac{76.2 * (136.54 + 11.25)}{11.25}$$

$$S = \frac{76.2 * 147.79}{11.25}$$

$$S = 1001 \text{ mm}$$

$$S = 1.00 \text{ m}$$

De acuerdo a los resultados obtenidos se muestra la Tabla 4.13, donde el espaciamiento entre los taladros de pre-corte es de 1.0 m. (ver Anexo H).

Tabla 4.13. Resultado del espaciamiento según diámetro del explosivo.

Fórmula utilizada	Diámetro de carga explosiva de ANFO (in)	Espaciamiento (m)
GeoBlast	3.00	2.00
	2.50	1.67
	2.00	1.33
	1.50	1.00
	1.00	0.67

Fuente: El autor.

Debe tenerse en cuenta que el espaciamiento no considera las características estructurales del macizo rocoso. Así mismo, para tener una mejor interpretación del resultado del espaciamiento de acuerdo a la tabla anterior se muestra la Figura 4.8.

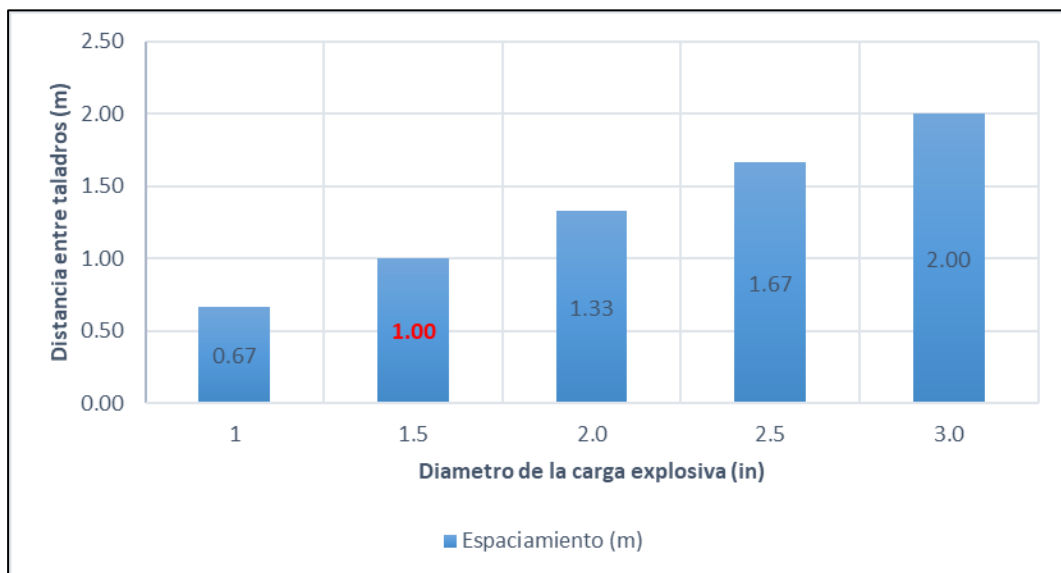


Figura 4.8. Distancia entre taladros y diámetro de la carga explosiva.

Fuente: El autor.



Con la información de los resultados se procedió a diseñar el taladro de pre-corte, tomando en cuenta las especificaciones del plano donde indica que el ángulo de reposo del talud tiene que ser de 65° respecto a la horizontal a una altura de corte variable (entre 2 a 12 m), mediante la relación 1:2.14. Así mismo, se sabe que el ángulo de perforación para taladros de pre-corte es respecto a la vertical y se determinó mediante el uso del software AutoCAD en función de las especificaciones técnicas, como se muestra en la Figura 4.9.

Al mismo tiempo, con respecto a la distribución de la columna de carga se sabe que la presión generada en un taladro desacoplado con ANFO es de 136.54 MPa, que es del orden de la resistencia a la compresión de la pizarra (135 MPa), esto da a entender que el ANFO es el explosivo adecuado para generar el plano de pre-corte, puesto que también tiene una excelente producción y expansión de gases que ayudan en la generación de dicho plano en el macizo rocoso, y para la iniciación se utilizó cordón detonante 3P por su propiedad de velocidad de detonación (6800 m/s), que es superior a la velocidad de detonación del ANFO (3000 m/s). Para dicha distribución se necesitó recabar la siguiente información:

- Longitud de taladro (m) $L = 5.0$.
- Espaciamiento (m) $S = 1.0$.
- Longitud de carga (m) $L_c = 4.0$.

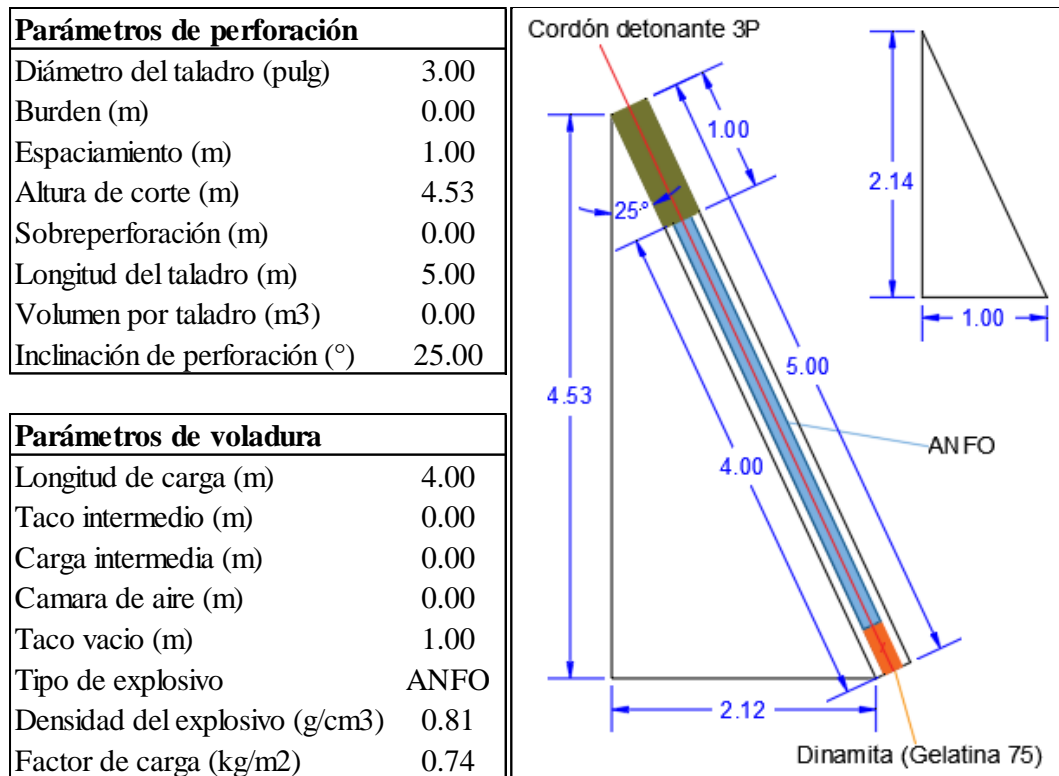


Figura 4.9. Diseño y distribución de la carga explosiva en taladros de pre-corte.

Fuente: El autor.

Resultado y discusión

A partir del segundo objetivo específico: diseñar adecuadamente la voladura controlada de pre-corte, para minimizar la sobrerotura hacia atrás en la conformación del talud en el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc; el resultado obtenido en la Tabla 4.11, considera que la presión de detonación en las paredes del taladro (P_b) es igual a 136.54 MPa, resultado que es del orden del UCS de la roca pizarra (135 MPa); así también el resultado obtenido en la Tabla 4.12, considera que el factor de carga adecuado es de 0.74 kg/m², con el que se logra generar el plano de fractura deseado; Del mismo modo el resultado obtenido en la Tabla 4.13, considera que para una carga explosiva desacoplada de 1.5 pulg. de diámetro en taladros de pre-corte, corresponde un espaciamiento de 1.0 m. Estos cálculos se utilizaron para el diseño de la voladura de pre-corte en base a la teoría de Enaex (2002) y Geoblast (2008).



Estos resultados guardan relación con lo que sostiene Ramos (2017), en su tesis *Diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el tajo Pomarani – Untuca – Coripuno SAC.2016*, quien señala que para una resistencia del macizo rocoso de 101 MPa los taladros de pre-corte deben ser cargados con ANFO utilizando bolsas especiales de plástico de 2.0 pulg de diámetro (carga desacoplada), además, que la distancia óptima es de 1.0 m entre taladros de pre-corte y carga explosiva de 3.2 kg. Este autor expresa que los espaciamientos mayores a 1.0 m. presentaron rocas colgadas en la pared del talud lo que ocasiono trabajos complementarios. Ello es acorde con lo que se halla en este estudio.

De igual manera al comparar los resultados obtenidos con la memoria de Del Solar (2014), titulado *Estudio de control de talud en fase 4 de División Andina*, donde indica que el aspecto más importante de la línea de precorte es generar el plano de discontinuidad en el macizo rocoso, aspecto que se comparte en el presente estudio, ya que si no se genera el plano de fractura, no producirá el efecto de amortiguamiento de ondas deseado y no se obtendrán los parámetros de diseño establecidos para la pared del talud final; este aspecto es congruente con lo encontrado en la presente tesis.

Así mismo, comparando los resultados que se obtuvieron con el informe de Southern Perú (2014), titulado *Diseño de pre-corte en la mina Toquepala*, donde hallaron que el diseño de pre corte en el informe de la mina Toquepala se obtuvo una presión de detonación de 123.06 MPa (considerando en taladros secos) para roca dacita, con un espaciamiento de 2.1 m. y con diámetro de perforación de 5.0 pulg, obteniendo en el resultado de la voladura un talud estable, para ello realizó la evaluación de la voladura usando el método cuantitativo factor de cañas visibles. En este informe se expresa que para un diseño adecuado de voladura de pre-corte se debe tener en cuenta los parámetros de presión de detonación, el tipo de roca, el espaciamiento y el diámetro de perforación; los mismos que son tomados en cuenta en el presente trabajo de investigación.

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

La evaluación del resultado obtenido de la voladura controlada de pre-corte se realizó de forma cualitativa, mediante el método visual y/o fotográfico, el cual consistió en observar el perfil del talud conformado sin voladura controlada y el perfil del talud conformado con voladura controlada de pre-corte. López, (1994). Este método fue trabajado con el sistema comparativo de niveles de daño producido por voladura en taludes rocosos (Tabla 2.15) propuesto por Ashby (1980), con lo que se determinó la existencia o no de sobre rotura y la magnitud de daños producidos en la pared del talud del macizo rocoso remanente de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300.

4.3.1. Perfil del talud conformado sin voladura controlada

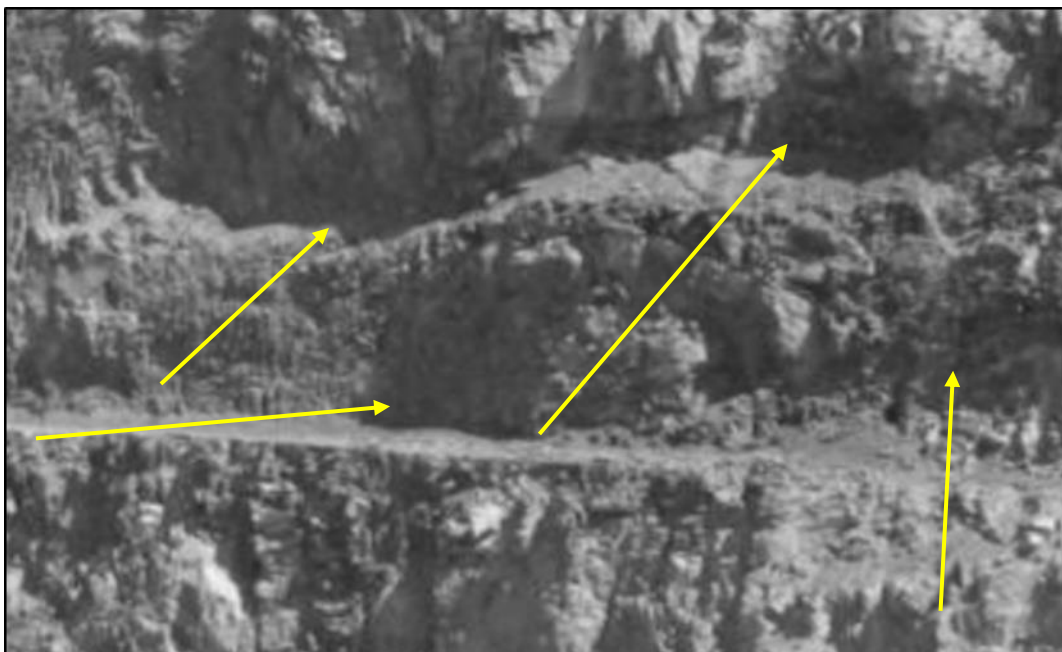


Figura 4.10. Fotografía de presencia de sobrerotura hacia atrás (*back break*).

Fuente: El autor, método visual y/o fotográfico.

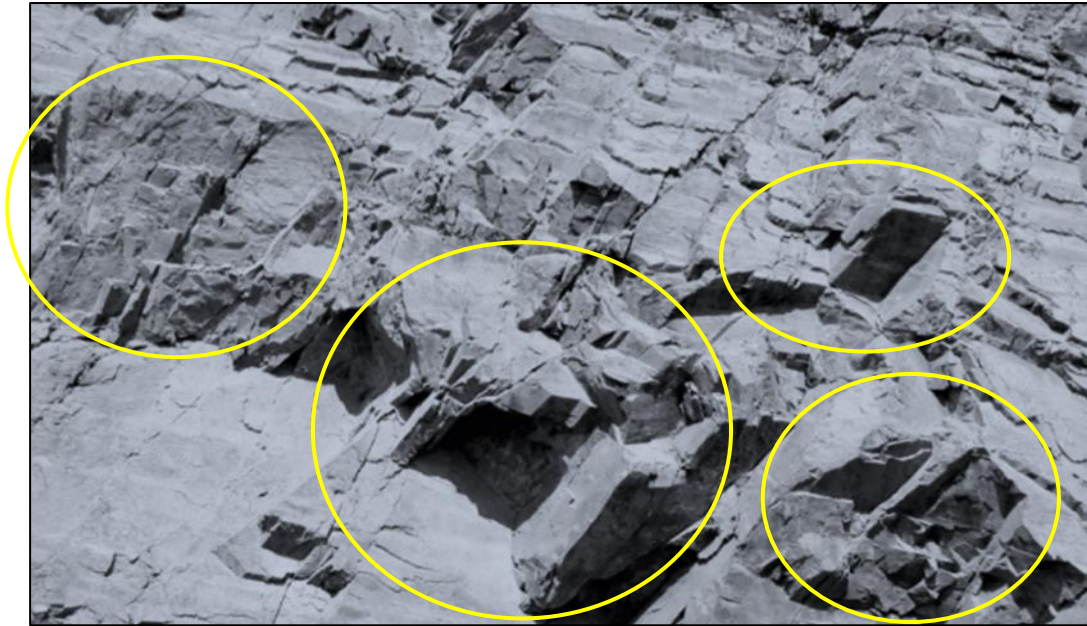


Figura 4.11. *Fotografía de presencia de bloques suspendidos en el talud.*

Fuente: El autor, método visual y/o fotográfico.

4.3.2. Perfil del talud conformado con voladura controlada de pre-corte

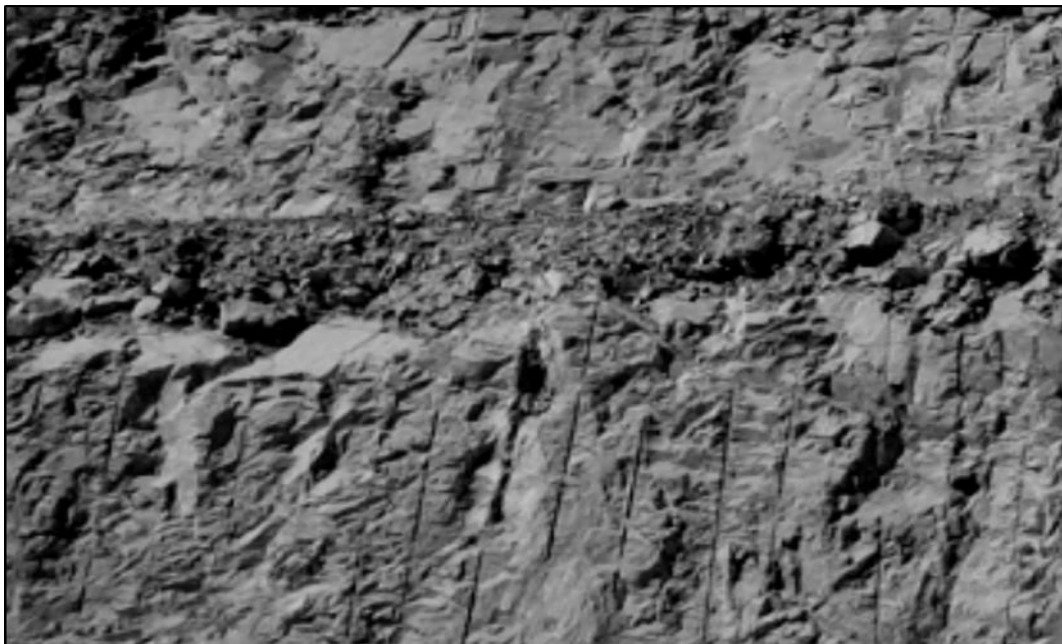


Figura 4.12. *Fotografía de la voladura de pre-corte con talud definido.*

Fuente: El autor, método visual y/o fotográfico.



Figura 4.13. Fotografía de la pared del talud estable con voladura de pre-corte.
Fuente: El autor, método visual y/o fotográfico.

4.3.3. Comparación de niveles de daño en el talud por voladura

Tabla 4.14. Comparación de daños por voladura en taludes rocosos.

Nivel de daños	Condiciones observadas en el talud		
	Juntas y bloques	Ángulo de talud y condiciones	Cond. excavación en el frente
2 moderados	Pequeñas juntas rellenas abiertas, bloques aislados y juntas ligeramente desplazadas.	>65° El frente es suave, se ven algunas secciones de los taladros, pequeñas grietas.	Señales de penetración de los dientes, pero excavación difícil.

Fuente: Ashby (1980).

Resultado y discusión

A partir del tercer objetivo específico: evaluar el resultado de la voladura controlada de pre-corte, para indicar si se logró minimizar la sobrerotura en la pared del talud del macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc; el resultado obtenido en las Figuras 4.7 y 4.8 (método fotográfico) y la Tabla 4.14 (comparación de daños por voladura), considera que el nivel de daños es moderado (nivel 2), puesto que las juntas sin relleno son abiertas, la pared del talud presenta bloques aislados y juntas



ligeramente desplazadas, el ángulo del talud tiene un promedio de 65° y además, se pueden observar algunas secciones de los taladros en la pared del talud final o también llamados cañas visibles.

Estos resultados guardan relación con lo que sostiene Huallpachoque (2018), en su tesis *Diseño y evaluación de voladuras para obras civiles en el proyecto minero Las Bambas*, quien señala que el uso de la técnica de voladura de precorte sirvió para obtener taludes con paredes uniformes en el contorno de la obra civil. Así mismo, el uso de factores de carga mínimos entre $0.20 - 0.30 \text{ Kg/m}^3$, resultaron adecuados para controlar la voladura, pero se compromete la fragmentación de la roca, resultando de tamaño regular ó excavable. Este autor expresa que la voladura de pre- corte sirvió como un filtro para reducir la vibración tras el impacto de detonación de los taladros de producción. Ello es acorde con lo que se halla en este estudio.

De igual manera al comparar los resultados obtenidos con la tesis de Ramos (2017), titulado *Diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el tajo Pomarani – Untuca – Coripuno SAC.2016*, donde indica que en la evaluación de la voladura pre-corte, acorde al método visual, y la comparación de niveles de daño por voladura en taludes rocosos, donde se indica que los resultados obtenidos son satisfactorios para el diseño de voladura de pre-corte, puesto que se logró minimizar la sobre rotura y evitar bloques suspendidos en la pared de talud final; este aspecto es congruente con lo encontrado en la presente tesis como se muestran en las Figuras 4.7 y 4.8 (método fotográfico) y la Tabla 4.14.

Así mismo, comparando estos resultados que se obtuvieron con la tesis de Montesinos (2017), titulado *Voladura controlada para talud final en la construcción de la carretera Lima – Canta – La Viuda Unish*, donde halló que por la aplicación del método de la voladura controlada por pre – corte en el proceso constructivo de la carretera



a nivel del sub rasante se ha llegado a establecer resultados aceptables constructivo de vías, evitando operaciones de corrección que lo por general demandan innecesariamente costos adicionales que evita a su vez una demanda social; por los riesgos que generalmente presentan las carreteras de la red vial nacional. En esta tesis se expresa que la aplicación de la voladura controlada por pre-corte conllevan a resultados aceptables técnicamente, lo mismo que se toma en cuenta en el presente trabajo de investigación.



V. CONCLUSIONES

En esta tesis evaluó geomecánicamente el macizo rocoso de la carretera Chontabamba – Concevidayoc, ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300, definiendo las características físico – mecánicas y estructurales, donde se determinó que la roca predominante es pizarra y según la clasificación RMR de Bieniawski (1989) tiene un valor de 53, el tipo de macizo rocoso es Regular–A y el dominio es de clase IIIA, así mismo presenta un UCS de 135 MPa en promedio que fue determinado a través del índice de rebote del Martillo Schmidt, además se determinó que hay 3 sistemas de discontinuidades estructurales con el software Dips 6.0; estos resultados se determinaron siguiendo una metodología de campo, laboratorio y gabinete.

El diseño de la voladura controlada de pre-corte, se realizó en base a la evaluación geomecánica del macizo rocoso, con lo que se minimizo en gran medida la sobrerotura hacia atrás (back break) y el daño a la resistencia estructural del mismo en la conformación de la pared del talud que está ubicado entre las progresivas del km 05+100 al km 06+300 de la carretera Chontabamba - Concevidayoc. Además, se determinó que para un UCS de 135 MPa, un diámetro de perforación de 3.0 pulgadas (taladros de pre-corte) y utilizando ANFO como explosivo; corresponde un diámetro de 1.5 pulgadas (carga desacoplada), un espaciamiento de 1.0 m. y un factor de carga de 0.74 Kg/m², obteniendo una presión de detonación de 136.54 MPa, con lo que se precisa que la presión de detonación debe ser del orden del UCS de la roca (135 MPa), ya que se consiguió generar los planos de fracturas entre los taladros de pre-corte contiguos, que es el objetivo del pre-corte.

La evaluación del resultado de la voladura controlada de pre-corte se realizó en base al método fotográfico de López (1994) y la comparación de niveles de daño por voladura en taludes rocosos fue según Ashby (1980), estos resultados evaluados son



satisfactorios puesto que consideran que el nivel de daños es moderado (nivel 2), así mismo, las juntas sin relleno son abiertas, la pared del talud presenta bloques aislados y las juntas están ligeramente desplazadas, además, se pueden observar algunas secciones de los taladros en la pared del talud final o también llamados cañas visibles.



VI. RECOMENDACIONES

Se recomienda definir en forma asertiva donde, cuando y como utilizar el pre-corte y la voladura de contorno asociada, para lo cual se debe realizar una evaluación geomecánica adecuada del macizo rocoso antes de aplicar el método de voladura controlada de pre-corte, debido a que existen varios tipos de terreno que no requieren el uso de este método de voladura. Además, de verificar el estricto control de material explosivo y su correcta dosificación para garantizar la estabilidad de los taludes y no incurrir en sobre costos de perforación y voladura.

Aplicar diseños de voladura controlada de pre-corte según cada dominio geomecánico, teniendo en consideración criterios técnico – económicos, así mismo al momento de la voladura se debe detonar todos los taladros de pre-corte en forma simultánea a lo largo del macizo rocoso, esto acorde a la teoría de crear fracturas o un plano de discontinuidad entre los taladros de pre-corte, pero como medida preventiva en relación a las vibraciones generadas, estos deben ser detonados en grupos de 30 taladros (30 m.), por ello se recomienda para posteriores investigaciones usar un sismógrafo durante la voladura, para controlar las vibraciones generadas por la misma, lo cual nos ayudara a modificar algunos parámetros en el diseño de la voladura de pre-corte.

Finalmente, sería de gran interés la aplicación de los resultados de esta tesis de investigación a la apertura de carreteras en macizos rocosos similares en cuanto a la formación del mismo y a sus condiciones físico – mecánicas y estructurales. Del mismo modo se puede realizar comparaciones con otras excavaciones en la apertura de carreteras en macizos rocosos con diferentes características.



VII. BIBLIOGRAFIA

- Alejano, L. et al. (2018). *Caracterización geomecánica de los macizos rocosos* [Diapositivas]. Recuperado PDF.
https://www.researchgate.net/profile/Javier_Arzua/publication/322715716_Tema_6_Caracterizacion_geomecanica_de_los_macizos_rocosos/data/5a6ae7ffa6fdc2aede3f50/Tema-6-CARACTERIZACION-DE-CAMPO.pdf
- Ashby, J. P. (1980). *Niveles de daño por voladura en taludes*. New York: Wiley.
- Barton, N. et al. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of rock support*. *Rock Mechanics*.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. Wiley. Nueva York.
- Borja, M. (2012). *Metodología de la investigación científica para ingenieros*. Chiclayo.
- Córdova, N. (2008). *Geomecánica en el minado subterráneo caso mina Condestable* [Tesis de maestría, Universidad Nacional de Ingeniería]. Lima, Perú.
- Córdova, R. D. (2013). *Informe de evaluación geomecánica para el minado subterráneo de Pomarani y Santa Rosa – Coripuno S.A.C*. Lima – Perú. Noviembre.
- Del Solar, T. (2014). *Estudio de control de talud en fase 4 de División Andina* [Memoria, Universidad de Chile].
- ENAEX, S.A. (2002). *Manual de voladura a cielo abierto*. Chile.
- EXSA. (2001). *Manual práctico de voladura*. Edición especial. Perú.
- EXSA. (2009). *Manual práctico de voladura*. 3ra Edición. Lima, Perú.
- Floyd, L. J. (1998). *Técnicas de voladura eficiente en operaciones superficiales*. New York. Dyno Nobel.
- GEOBLAST. (2008). *Voladura de pre-corte*. Curso de voladura EXSA. Lima, Perú.



- Hoek, E. & Brown, E. T. (1988). *The Hoek-Brown failure criterion – a 1988 update, rock engineering for underground excavations*, págs. 31-38. Dept. Civil Engineering, university of Toronto.
- Huallpachoque, A. (2018). *Diseño y evaluación de voladuras para obras civiles en el proyecto minero Las Bambas* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Puno, Perú.
- INGEMMET. (1997). *Boletín N° 89 Serie A: Carta Geológica Nacional Geología de los Cuadrángulos de Chuanquiri y Pacaypata, hojas 26-p y 27-p*.
- Jordá, L. et al. (2016). *Manual de estaciones geomecánicas y descripción de macizos rocosos en afloramientos*. Madrid, España.
- Kliche, C. (1999). *Rock slope stability*. Society for mining, metallurgy, and exploration.
- Konya, C. (1998). *Diseño de voladuras*. Ediciones Cuicatl. Madrid, España.
- Llanco, J. (2012). *Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la Cia. Consorcio Minero Horizonte – U/P Culebrillas* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Huancavelica]. Huancavelica, Perú.
- López, J. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid, España.
- López, C. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas*, Instituto Geológico y Minero España. Edición 1994.
- Marinos P. & Hoek E. (2004). *The geological strength index: applications and limitations*. Bull Eng Geol Environ (2005) 64: 55–65 DOI 10.1007/s10064-004-0270-5.
- Miller, R. (1965). *Engineering classifications and index properties of intact rock*. University of Illinois, Technical Report AFWL-TR.



- Montesinos, E. (2017). *Voladura controlada para el talud final en la construcción de la carretera Lima – Canta – La Viuda Unish* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Puno, Perú.
- Mucho, R. & Puente, A. (2005). *Perforación y voladura II*. Lima, Perú.
- Nina, G. (2017). *Evaluación geomecánica y estabilidad de labores en el proyecto San Gabriel de la Cia. de minas* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Puno, Perú.
- OSINERGMIN. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima, Perú.
- Ramírez, P. et al. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes. Madrid: Aprovechamiento Sostenible de los Recursos Minerales*.
- Ramos, O. (2017). *Diseño y evaluación de la voladura de pre-corte en el tajo Pomarani – Untuca – Coripuno SAC. 2016* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Puno, Perú.
- SIBING Construcciones. (2015). *Evaluación geotécnica del macizo rocoso de la obra: Creación del camino vecinal Chontabamba – Espiritupampa – Concevidayoc*. Cusco, Perú.
- Southern Perú. (2014). *Diseño de pre-corte en la mina Toquepala (informe)*. Tacna, Perú.



ANEXOS