

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



**“VOLADURA CONTROLADA PARA TALUD
FINAL EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA
CARRETERA LIMA – CANTA – LA
VIUDA UNISH”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. EFRIM DIAK MONTESINOS PEREZ

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

**PUNO - PERÚ
2017**



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

“VOLADURA CONTROLADA PARA TALUD FINAL EN LA CONSTRUCCIÓN
DE LA CARRETERA LIMA - CANTA - LA VIUDA UNISH”

PRESENTADA POR:

Bach. EFRIM DIAK MONTESINOS PEREZ

A la Dirección de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de
la Universidad Nacional del Altiplano, como requisito para optar el Título de:
INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR:

PRESIDENTE DEL JURADO :
M.Sc. Ing. HENRY TAPIA VALENCIA

PRIMER MIEMBRO :
Ing. DAVID VELASQUEZ MEDINA

SEGUNDO MIEMBRO :
M.Sc. Ing. AMILCAR TERAN DIANDERAS

DIRECTOR :
Dr. Ing. JUAN MAYHUA PALOMINO

ASESOR :
Ing. ESTEBAN AQUINO ALANOCA

Área: Ingeniería de Minas
Tema: Mecánica de Rocas, Geomecánica y Geotecnia

FECHA DE SUSTENTACION: 25 DE ABRIL 2017

DEDICATORIA

Persevera en tu empeño y hallaras lo que buscas, prosigue tu fin sin desviarte y alcanzarás tu empeño, combate con energía y vencerás. Dedicado con amor y gratitud a mi familia, a mi madre Ludgarda, a mi padre Claudio, a mis hermanos Dubherli, Therly, Fridman, a mi tía Margarita Sonia. Por todo el apoyo, cariño y paciencia que tuvieron conmigo.

AGRADECIMIENTO

Primero y antes que nada, dar gracias a Dios, por estar conmigo en cada paso que doy, por fortalecer mi corazón e iluminar mi mente y por haber puesto en mi camino a aquellas personas que han sido mi soporte y compañía durante todo el periodo de estudio.

Agradecer hoy y siempre a mi familia por el esfuerzo realizado. Por ser el pilar en mis estudios, de no ser así, no hubiese sido posible. A mis queridos padres Claudio, Ludgarda, a mis hermanos y demás familiares que me brindaron el apoyo en el momento oportuno, por la alegría que me dan, fortaleza necesaria para seguir adelante.

RESUMEN

Los trabajos de voladura realizados en el proyecto Carretera Lima – Canta - La Viuda Unish se caracteriza por los condicionantes que imponen el trazado de la obra y el perfil del terreno, teniendo como objetivos; disminuir la sobreexcavación, mantener la estabilidad de taludes finales y minimizar las vibraciones, los taludes naturales o los excavados en roca están sujetos de forma permanente a procesos de inestabilidad, provocados por la acción de agentes erosivos, otro factor que también influye en la estabilidad, es la sismicidad provocada por las voladuras, debido a que la energía no aprovechada en el proceso de fragmentación y desplazamiento de la roca, en algunos casos es superior al 85% de la desarrollada en la voladura, lo cual reduce la resistencia estructural del macizo rocoso, se crean nuevas fracturas y planos de debilidad, que inicialmente no eran críticas, esto se manifiesta en forma de sobreexcavación, motivo por cual se usa el método de voladura de precorte. La voladura por precorte consiste en crear en el macizo rocoso una discontinuidad o plano de fractura antes de disparar las voladuras de producción, mediante una fila de taladros de pequeño diámetro y con cargas de explosivo desacopladas. En este estudio se presentan unas consideraciones generales sobre el precorte, se profundiza en la influencia que el explosivo tiene sobre el precorte, así como la determinación teórico - práctica de los parámetros necesarios para su realización efectiva; se hace también mención a las particularidades que supone el uso de explosivos en esta técnica, su aplicación práctica; como resultado se logra reducir y distribuir mejor las concentraciones de cargas explosivas, de tal manera se logra también disminuir la sobre excavación y el debilitamiento de las paredes finales y circundantes del talud a lo largo de todo el tramo de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish.

Palabras claves: Voladura controlada, estabilidad de taludes, voladura precorte.

ABSTRACT

Blasting work carried out in Lima Road Project - Canta - La Viuda Unish is characterized by the constraints imposed by the layout of the work and the terrain profile, having as objectives; decreasing the overburden, maintain stability of final slopes and minimize vibrations, the natural slope or excavated rock are permanently attached to process instability, caused by the action of erosive agents, another factor that also influences the stability, is seismicity induced by blasting, because the energy not utilized in the process of fragmentation and displacement of rock in some cases is greater than 85% of the developed blasting, which reduces the structural strength of the rock mass , new fractures and planes of weakness are created, which initially were not critical, this manifests itself in the form of over-excavation, which is why precut blasting method is used. Blasting by precut is to create in the rock mass discontinuity or fracture plane before firing production blasts through a row of small diameter drills and decoupled explosive charges. In this study some general considerations are presented precut, elaborates on the influence that the explosive has on precut and the theoretical determination - practice of the parameters required for its effective implementation; mention the particularities involved in the use of explosives in this technique is also made, practical implementation; result is achieved reduction and better distribution concentrations of explosive charges,

Keywords: controlled blasting, slope stability, precut blasting.

INTRODUCCIÓN

Las voladuras producen daños en el macizo rocoso circundante a la roca arrancada, los mecanismos de estos son principalmente dos: Primero, Los causados por la vibración de alta velocidad y/o baja frecuencia, con la consiguiente aparición de grietas o apertura de las juntas existentes, y segundo; es causado por la acción principal de los gases de voladura, los cuales provocan un empuje en todas direcciones que puede llegar a afectar seriamente la integridad del macizo rocoso a distancias varias veces superiores al de diseño de voladura. El presente estudio de desarrolla a nivel de la carretera proyectada Lima - Canta - La Viuda Unish, en su tramo Lima - Canta, implica actividades que modifican la geometría existente, a fin de obtener una vía con mejores condiciones de transitabilidad, seguridad y estética, sin dejar de lado la economía del proyecto, siendo así se aplica las técnicas de voladura controlada. Los métodos de voladura controlada (pre corte) comprenden técnicas especialmente dirigidas al rompimiento del material preferentemente menudo y homogéneo, procurando tener el menor efecto de deterioro de la roca por impacto y vibración, por tanto requieren de exigente control y de mayor trabajo de perforación. Por lo general son repetitivos, es decir que cada disparo es igual o parecido al anterior, siguiendo patrones establecidos. Por otro lado, la gran longitud de tramo y las cambiantes condiciones de geometría y de propiedades físicas de la roca a arrancar a lo largo del trazo de la obra en la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, imponen el diseño de cada disparo como si fuera un caso en particular adaptado al perfil del terreno, denominándose por ello métodos viales, entre entre los que consideramos a: cortes de ladera o a media ladera, con taladros cortos y largos, excavación de trincheras (o cortes de montura), voladura para nivelaciones y de remoción de material para relleno de depresiones, excavaciones para rampas, excavaciones para cimentación de puentes y muros de contención, por último y no menos importante la voladura de zanjas y cunetas.

ÍNDICE

PORTADA	i
DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
INTRODUCCIÓN	vi
ÍNDICE	vii

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad problemática.....	13
1.2. Formulación del problema.....	13
1.2.1. Problema general	13
1.2.2. Problemas específicos.....	14
1.3. Objetivos de la investigación.....	14
1.3.1. Objetivo general.....	14
1.3.2. Objetivos específicos	14
1.4. Limitaciones del estudio	15
1.5. Justificación de la investigación	15

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación.....	16
2.2. Marco teórico.....	19
2.2.1. Generalidades	19
2.2.2. Definición del método de voladura controlada.....	19
2.2.3. Objetivos del método de voladura controlada	19
2.2.4. Influencia del fracturamiento y criterio de daño.....	20
2.2.5. Generación de las ondas sísmicas producidas por la voladura de rocas.....	20
2.2.6. Estimación de la velocidad de la partícula crítica teórica.....	21
2.2.7. Cálculo de la presión dentro del taladro	22
2.2.8. Voladura de precorte.....	23

2.2.9. Voladura suavizada (Post-corte)	24
2.2.10. Voladura en línea (line drilling)	24
2.2.11. Taladros de producción modificados	26
2.2.12. Retardos	26
2.2.13. Diseño de voladura en carreteras	26
2.2.14. Determinación del burden.....	30
2.2.15. Factores de corrección para el burden	33
2.2.16. Longitud del taco	35
2.2.17. Sobre-Perforación	35
2.2.18. Diámetro del barreno y altura de banco.....	37
2.2.19. Espaciamiento.....	37
2.2.20. Tiempo de retardo para burden y espaciamiento	38
2.2.21. Tiempos de retardo entre líneas de barrenos	39
2.2.22. Valoración de la estabilidad de taludes en roca.....	40
2.2.23. Estabilidad de taludes en macizos rocosos	44
2.2.24. Elementos de la vía.....	46
2.2.24.1. Plataforma	46
2.2.25. Definiciones conceptuales	48
2.3. Formulación de hipótesis y variables	51
2.3.1. Hipótesis general	51
2.3.2. Hipótesis específicas.....	51

**CAPÍTULO III
METODOLOGÍA**

3.1. Diseño metodológico	52
3.2. Población	53
3.3. Muestra	53
3.4. Unidad de muestreo	53
3.5. Operacionalización de variables	53
3.5.1. Variable independiente	53
3.5.2. Variable dependiente	53
Fuente: Elaboración propia.....	54
3.6. Técnicas de recolección de datos.....	54

CAPÍTULO IV**CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO Y DISEÑO DEL TRAMO****LIMA-CANTA LA VIUDA UNISH**

4.1.	Generalidades	55
4.2.	Ubicación del proyecto	55
4.3.	Acceso.....	56
4.4.	Geografía	56
4.4.1.	Clima y vegetación	57
4.4.2.	Precipitación pluvial	57
4.4.3.	Hidrografía.....	57
4.5.	Geomorfología	58
4.6.	Geología general	58
4.7.	Estratigrafía.....	60
4.7.1.	Grupo Casma	60
4.7.2.	Formación Yangas	60
4.7.3.	Depósitos cuaternarios.....	61
4.8.	Estudio de trazo y diseño geométrico	62
4.8.1.	Topografía de la zona	62
4.8.2.	Clasificación del terreno	62
4.8.3.	Georeferenciación.....	62
4.8.4.	Poligonal de apoyo	63
4.8.5.	Nivelación.....	63
4.9.	Diseño geométrico	64
4.9.1.	Normatividad	64
4.9.2.	Clasificación vial	64
4.9.3.	Criterios básicos del diseño geométrico	64
4.9.4.	Seccion transversal	68

CAPÍTULO V**DISEÑO Y CÁLCULO DE MALLA PARA EL PRE-CORTE**

5.1.	Generalidades	87
5.2.	Volumen total de excavación en roca.....	87
5.3.	Ciclo de trabajo.....	87
5.4.	Limpieza y desbroce del material orgánico	88

5.5.	Trazo y replanteo de la zona de perforación.....	88
5.6.	Perforación con equipo mecanizado	88
5.7.	Carguío con explosivos y voladura.....	88
5.8.	Diseño de voladura	89
5.8.1.	Descripción de los trabajos de corte en roca	89
5.8.2.	Voladura amortiguada	89
5.8.3.	Plan de perforación y voladura de rocas.....	90
5.8.4.	Diagrama de perforación y voladura	91
5.9.	Tipos de corte en roca.....	94
5.9.1.	Perforación y voladura en banco o plataformado	94
5.9.2.	Perforación para corte a media ladera	95
5.9.3.	Perforación para cortes en taludes elevados	95
5.10.	Cálculo de la carga explosiva por taladro.....	96
5.10.1.	Concentración lineal de carga.....	96
5.10.2.	Longitud de taco	96

CAPÍTULO VI

DISCUSIÓN RESULTADOS

6.1.	Ubicación de estratos rocosos.....	99
6.2.	Contrastación de hipótesis	105
6.2.1.	Hipótesis general	105
6.2.2.	Hipótesis específica	105
CONCLUSIONES		106
RECOMENDACIONES		107
BIBLIOGRAFÍA		108
ANEXOS		111

ANEXOS

ANEXOS	111
Anexo 1: Ubicación geográfica del proyecto PG – 01	112
Anexo 2: Plano clave PG – 02.....	113
Anexo 3: Panel fotográfico.....	114

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1: Corrección por número de líneas.....	33
Cuadro 2: Corrección por número de líneas.....	34
Cuadro 3: Corrección por número de líneas.....	34
Cuadro 4: Calculo de espaciamiento entre barrenos.....	38
Cuadro 5: Tipo de roca.....	39
Cuadro 6: Constantes de vibración.....	40
Cuadro 7: Clasificación de macizo rocoso de Terzaghi.....	42
Cuadro 8: Estabilidad de talud.....	42
Cuadro 9: Variables e indicadores.....	54
Cuadro 10: Ubicación del proyecto.....	56
Cuadro 11: Topografía del área de estudio.....	62
Cuadro 12: Valores de taludes de corte.....	73
Cuadro 13: Resumen dimensiones alternativas (1-10) y (10-20) años.....	82
Cuadro 14: Parámetros de diseño de malla de perforación y voladura.....	98
Cuadro 15: Ubicación de estratos rocosos.....	99
Cuadro 16: Explosivos y accesorios de voladura a usar en Lima Canta.....	104

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ondas sísmicas producidas por la voladura	21
Figura 2. Columna Explosiva	23
Figura 3: Taladros de perforación en línea	25
Figura 4: Configuración de taladros en línea.....	25
Figura 5: Distribución de taladros en Banco	28
Figura 6: Relación E/B de explosivo contra el factor de rigidez	30
Figura 7: Análisis de estabilidad de talud en roca con software slide	45
Figura 8: Taludes recomendables en zonas de desmote	46
Figura 9: Vehículo de diseño: t3s2 (wb-19) normal.....	65
Figura 10: Vehículo de diseño: t3s2 (wb-19) curva.	66
Figura 11: Secciones típicas km 0+000 – km 1+400,Sección típica en corte cerrado	83
Figura 12: Sección típica en relleno	84

Figura 13:	Sección típica a media ladera	84
Figura 14:	Secciones típicas km 1+400 – km 3+080, Sección típica en corte cerrado	84
Figura 15:	Sección típica en relleno	85
Figura 16:	Sección típica a media ladera	85
Figura 17:	sección típica en ladera	85
Figura 18:	Secciones típicas km 3+080 – km 26+800, Sección típica en corte cerrado Sección típica en relleno	86
Figura 19:	Sección típica a media ladera	86
Figura 20:	Diagrama de Perforación y Voladura	91
Figura. 21.	Configuración de voladura	92
Figura 22.	Secuencia de amarre de los taladros	92
Figura 23:	Diseño de malla de perforación y voladura con la salida en “v”	93

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad problemática

La excavación mecanizada de las obras lineales en superficie, mediante la acción directa de equipos de arranque, es hoy día de gran importancia, sin embargo Cuando se decide llevar a cabo una carretera o una obra vial, la excavación mecanizada es considerada en suelos o terrenos que ofrecen menor resistencia a ser excavado. Se complica el uso de estos equipos ante la presencia de macizos rocosos como es el caso en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, en este caso es necesario emplear las técnicas de perforación y voladura para su excavación, debido a que la estructura que presentan las rocas es complicada, ya que bajo su apariencia sólida y homogénea se esconden anisotropías originadas por grietas, planos de fractura o estratificación, diaclasas y plegamientos que hacen que su comportamiento mecánico no sea el esperado a primera vista. Es por eso que para realizar la excavación mediante las técnicas de perforación y voladura es de gran importancia cuidar las paredes finales del talud, puesto que estos se pueden ver dañados debido al fracturamiento hacia atrás que puede producir la voladura. Motivo por el cual se deben controlar las cargas en los taladros para así poder minimizar los daños al talud final.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cómo realizar la voladura para controlar las paredes finales del talud en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, progresiva 33+000 al 33+100?

1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Cómo identificar las características geológicas y geotécnicas en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, progresiva 33+000 al 33+100?
- b) ¿Cómo reducir el fracturamiento hacia atrás del macizo rocoso con el método de voladura controlada en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, progresiva 33+000 al 33+100.

1.3. Objetivos de la investigación

La técnica de precorte es la más generalizada entre las diversas que constituyen lo que se ha venido a denominar voladuras controladas o de contorno. Como su propio nombre indica, se trata de provocar una superficie de discontinuidad en el terreno, de acuerdo a un perfil predefinido, previamente a la voladura del mismo. Con el precorte se pretende reducir severamente el nivel de fracturación en el macizo rocoso remanente así como aumentar la estabilidad mecánica del mismo.

El precorte se usa principalmente en minería a cielo abierto y obras públicas. En minería de interior su aplicación es muy rara, prácticamente limitada a la perforación de pozos verticales.

1.3.1. Objetivo general

Realizar la voladura controlada para reducir en fracturamiento del macizo rocoso en las paredes finales del talud la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, progresiva 33+000 al 33+100.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Identificar las características geológicas y geotécnicas en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, progresiva 33+000 al 33+100.
- b) Reducir el fracturamiento del macizo rocoso con el método de voladura controlada en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, progresiva 33+000 al 33+100.

1.4. Limitaciones del estudio

El siguiente proyecto no se tiene limitaciones económicas, este cuenta con el apoyo del área de perforación y voladura del Consorcio Vial Santa Rosa, se aplica a los trabajos que se vienen realizando en el proyecto Rehabilitación de la carretera “Lima - Canta - La Viuda Unish”. A los tipos de roca existentes en dicho lugar, al diámetro de broca de las perforadoras y los parámetros de malla.

1.5. Justificación de la investigación

Además de la habilidad propia del operador, la excavación de material es el factor fundamental que afecta la producción de excavadoras y demás equipos mecánicos. La perforación y voladura juegan un papel importante en los índices de excavación en este escenario es de suma importancia el daño que se puede ocasionar a la pared del talud final.

La sobrerotura o fracturamiento hacia atrás y la sismicidad provocada por las voladuras para excavaciones en roca y su posterior eliminación mediante equipos mecanizados, deben de minimizarse, evitando así daños en las paredes del talud final, proyección de rocas, daños a infraestructuras aledañas, etc. Es de gran importancia la minimización del fracturamiento hacia atrás de los límites del talud, la concentración de carga por taladro sea de producción, amortiguado o pre-corte Y consecuentemente minimizar los costos. Por que como bien se sabe el excesivo fracturamiento hacia atrás en la parte perimetral del talud de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish es mayor al diseñado; por lo tanto, será necesario invertir en sistemas de sostenimiento artificial muy costosos o de lo contrario excavar la roca de tal manera que sea estable y segura.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

Ricardo Julio Fernandez S. (2012), en su Tesis: “Voladura para la instalación de ductos”, Universidad Nacional de Ingeniería, como resultado establece que el parámetro de relación de rigidez no menor a 1.5 y no mayor a 2.5 permitió rediseñar las mallas de perforación de forma dinámica en campo y obtener resultados deseados.

José Luis Poma F. (2012), en su tesis: “Importancia de la fragmentación de la roca en el proceso gold mill (caso minera Yanacocha)”, Pontificia Universidad Católica del Perú. Concluye que cada macizo rocoso (según sus características geotécnicas), tiene su propia selección de tiempos de detonación (apropiados para voladura) y este parámetro es importante para una buena calidad de voladura, es importante lograr una buena impedancia (roca vs explosivo), ya que se aprovecha mejor la energía del explosivo.

Benjamín Cebrián Romo, director técnico de blas consult, s.l. (2012), En su papers: “Técnicas especiales de voladuras” concluye que el esquema de carga de un taladro y secuencia de voladura sobre bancos de roca debe ser cuidadosamente diseñado en función a los resultados que se desea obtener y plantea como una alternativa la voladura por pre-corte con cámaras de aire. La cámara de aire creada bajo nivel de corte facilita el corte por cizalla de la roca pero desacopla el explosivo, de forma que no se produzcan fisuras radiales ni daños a los niveles inferiores. Esto permite diseños de voladura multifila, multiplicando así la productividad de voladuras de desmonte.

Andrea Geanine Pérez R. (2010), en su tesis: “Análisis comparativo de la reducción de vibraciones en la cantera de Cerro Blanco, durante voladuras; Utilizando carga tradicional de explosivo y el uso de taponex”; se obtiene como resultado final que la variación de niveles de vibración es de 29.7 %, lo que hace concluir que de acuerdo a los análisis previos realizados por la empresa encargada de producir los taponex, la cual expresa que el uso del taponex genera una reducción en las vibraciones hasta en un 33% el accesorio está funcionando de manera muy eficiente en la cantera. Lo que hace que se estén produciendo voladuras acercadas a ser ecológicas ya que no se estaría alterando el habita existente en las cercanías a la cantera, la producción de polvo por efecto de vibración se disminuyen con forme se ajustan los valores experimentales, y la producción es la más óptima sin generar bloques ni piedra de tamaño pequeño lo que hace al accesorio no solamente físicamente sino económicamente efectivo.

Oscar Alberto Jáuregui A. (2009), en su tesis: “Reducción de los costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura”; Pontificia Universidad Católica del Perú. Cita que la reducción de los costos operativos en una empresa minera y estándares óptimos se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua, resaltando la importancia de los trabajos de perforación y voladura puesto que repercuten en el costo operativo de todo el proyecto. Establece como objetivo de evitar el rompimiento de la roca fuera de los límites previamente establecidas, es decir evitar la sobrerotura (overbreak), este método nos permitirá obtener superficies de corte lisas y bien definidas, evitar el agrietamiento excesivo de la roca y contribuir a mejorar su estabilidad.

Tomas Crespo M. (2009) papers de investigación “Utilización de voladuras de contorno como vía para atenuar afectaciones al medio ambiente durante la construcción de obras hidrotecnias”; Universidad Hermanos Saiz Montes de Oca, Pinar del Rio, Departamento de Geología. Concluye que Durante la ejecución de obras hidrotecnias ubicadas en zonas rocosas, se hace imprescindible el uso de sustancias explosivas donde se exige además, la protección del macizo. Esto trae como consecuencia la utilización de técnicas diseñadas que nos permitan la ejecución de la obra con la calidad requerida con una disminución de las afectaciones al medio ambiente. No obstante las dificultades que existieron, recomendamos la aplicación de estas técnicas para futuras obras que se

ejecuten en condiciones similares y de ser posible utilizar diámetros de perforación menores.

Oswaldo Ortiz Sánchez, Godelia Canchari Silverio, Alfonso Postigo Pinedo, (2008), en su investigación “Incremento de la rentabilidad de operaciones mineras a cielo abierto por eliminación de la sobre-perforación”, Universidad Nacional Mayor de San Marcos concluye que La eliminación de la sobre-perforación incrementará la rentabilidad de las operaciones mineras superficiales debido a menor costo de perforación y voladura, disminución de las vibraciones dentro y fuera del tajo, mayor estabilidad en bermas y taludes, incremento de la productividad de los equipos de perforación, carguío, acarreo, y chancado por mejora en la fragmentación del mineral de mina

Daniel Ruiz Valencia, Camilo Otálora Sánchez, Jorge A. Rodríguez Ordóñez, (2007), en su investigación, “Efecto de las vibraciones generadas por voladuras en minas sobre edificaciones residenciales de mampostería simple en Colombia” concluye que las velocidades de partícula debidas a voladuras en minería que fueron registradas por el grupo ESTRUCTURAS estuvieron entre 0.1 mm/s y 6 mm/s. Dichas mediciones indican que minimizarían los daños en edificaciones de viviendas a causa de las voladuras realizadas.

Luis Alonso Chávez Barrientos, (2005) en su tesis “Uso y control de explosivos aplicados en explotación de bancos de material”, Universidad de San Carlos de Guatemala, concluye que los resultados no deseados en una voladura, por lo general es debido a errores humanos y los más comunes son: mal diseño de una plantilla de voladura, perforación inadecuada, la carga en los taladros no concuerda con el diseño o porque no se evaluó la geología del banco.

Lina M. Lopez Sanchez (2003), en su tesis: “Evaluación de la Energía de los Explosivos Mediante Modelos Termodinámicos de Detonación”; Universidad Politécnica de Madrid, describe la importancia del diseño de malla de perforación y mejorar la práctica de voladura, buscar un avance lineal efectivo, buena fragmentación de roca para facilitar la limpieza del mineral y/o material detrítico.

2.2. Marco teórico

2.2.1. Generalidades

Son muchas y variadas las técnicas de voladuras de contorno desarrolladas en los últimos años, que con base en pruebas de experimentación, se han puesto en práctica, junto a las técnicas de diseño o de esquemas convencionales. El mecanismo básico de funcionamiento comprende dos fenómenos que se superponen, uno derivado de la acción de la onda de choque, y otro de la acción de los gases de explosión, ambos interrelacionados. Se debe tener en cuenta las características del macizo rocoso a ser excavado medio de una voladura (EXSA, 2000).

2.2.2. Definición del método de voladura controlada

Se define a la voladura controlada como el conjunto de modelos matemáticos que sirven para mejorar la competitividad del macizo rocoso circundante. Es evitar daños a la roca remanente y tratar de dejar después de la operación unitaria de perforación y voladura de rocas una superficie rocosa competente, lisa y bien definida, etc.

2.2.3. Objetivos del método de voladura controlada

El principal objetivo de la voladura controlada es reducir y distribuir mejor las concentraciones de cargas explosivas; de tal manera de disminuir el fracturamiento y el debilitamiento de las paredes circundantes.

- a) Minimizar el fracturamiento hacia atrás de los límites del talud y, consecuentemente, minimizar costos. Por que como bien se sabe, si el excesivo fracturamiento hacia atrás en la parte perimetral del talud es mayor al diseñado; será necesario usar sistemas de sostenimiento artificial muy costosos.
- b) Mantener un equilibrio en las actividades sociales del entorno controlando los niveles permisibles de ruido, vibraciones y control de los gases residuales de la voladura.
- c) Reducción de los niveles de vibraciones.

- d) La aplicación de voladuras controladas permite desarrollar los trabajos de profundización con factores de seguridad elevados.
- e) La aplicación de voladuras controladas a corto, mediano y largo plazo, es la opción más rentable y sostenible en el tiempo para una empresa minera de clase mundial. Sobreponiendo el cuidado del entorno social y el sólido desarrollo de las propias operaciones.

2.2.4. Influencia del fracturamiento y criterio de daño

La influencia del fracturamiento es fundamental si se quiere maximizar la producción y la productividad, minimizando los costos operacionales. Pero se tiene que controlar los daños que pueden producirse por acción de la voladura de producción, si esta no ha sido adecuadamente diseñada, cargada con mezclas explosivas comerciales, apropiadas, conexiones, los retardos y la secuencia de salida no han sido llevados a cabo en forma correcta, etc. Si ha ocurrido todo lo mencionado, entonces probablemente van a producirse daños a lo siguiente:

- Paredes del talud final
- Edificaciones u otros cercanas a la influencia del área disparo son comúnmente afectados por la vibraciones producidas por la voladura de rocas

Entonces, la única manera de evitar los diversos daños producidos por la voladura de rocas es controlando las excesivas vibraciones inducidas por esta para lo cual debe utilizarse uno de los métodos de voladura controlada (ENAEX,2000).

2.2.5. Generación de las ondas sísmicas producidas por la voladura de rocas

La detonación de una mezcla explosiva comercial confinada en el interior de un taladro localizado en un macizo rocoso genera, de una forma casi instantánea, un volumen de gases a una presión y temperatura enormes. Esta aparición brusca de una presión elevada sobre las paredes del taladro actúa como un choque o impacto brusco que se manifiesta en forma de onda de deformación, a través del macizo rocoso circundante al taladro(Jimeno C.L.,2003).

Esa onda de deformación/tensión transmitida es cilíndrica, en definitiva, la tensión soportada por un elemento material será en función inversa a la distancia. Se puede admitir que la transmisión de la vibración a partir de una distancia de taladros relativamente pequeña es en forma prácticamente elástica mediante ondas básicamente elásticas con despreciable consumo de energía y que su amortiguación se debe eminentemente al aumento de la superficie de las ondas, de forma simplificada, la energía vibratoria es proporcional a la cantidad del explosivo. (Ver Figura 1)

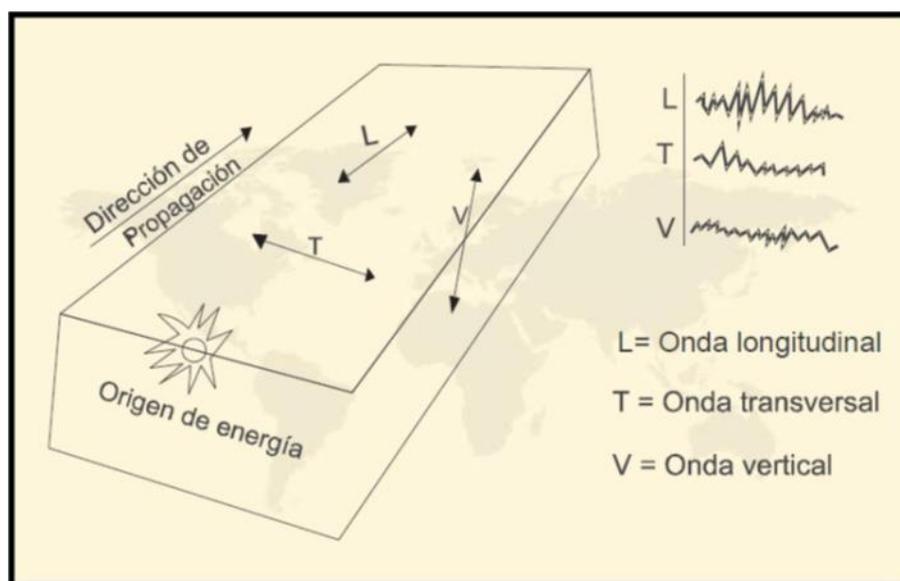


Figura 1: Ondas sísmicas producidas por la voladura
Fuente: Manual de Explosivos EXSA 2010.

2.2.6. Estimación de la velocidad de la partícula crítica teórica

Las vibraciones vienen a ser un fenómeno de transmisión de energía que se refleja en la propagación de un movimiento ondulatorio a través de un medio. La detonación de un explosivo contenido en un taladro localizado en un macizo rocoso genera de una forma casi instantánea un gran volumen de gases a altas temperaturas y elevadas presiones. La aplicación brusca de estas presiones tan elevadas sobre las paredes del taladro simula un choque o impacto brusco, provocando en cada punto del macizo deformaciones axiales y tangenciales en diferentes direcciones.

Produciendo de esta manera la rotura del macizo en sus proximidades. Como es de esperarse el explosivo trabaja con una determinada eficiencia, lo que nos muestra que no toda la energía es utilizada para causar rotura sino un porcentaje de esta es liberada al ambiente propagándose a través del macizo rocoso, capa freática y aire; desplazándose a diferentes velocidades. La amplitud de este movimiento ondulatorio disminuye a medida que nos alejamos del punto principal de detonación.

$$V = K \left(\frac{R}{\sqrt{Q}} \right)^B \quad (2.1)$$

Donde:

V: Es la velocidad de la partícula peak de la vibración del terreno, expresada en mm/s.

K: Constante relacionada a las propiedades del lugar y de la roca.

R: Es la distancia entre la voladura y el punto de interés del monitoreo expresada en m.

Q: Es la cantidad de carga por retardo expresada en kilogramos (carga máxima instantánea)

B: Constante relacionada a las propiedades del lugar y de la roca.

2.2.7. Cálculo de la presión dentro del taladro

El modelo matemático propuesto por el Dr. Alan Bauer, para calcular la presión dentro de los taladros, es como sigue:

$$P_B = 228 \times 10^{-6} \times \rho_1 \times \left(\frac{D^2}{1+0.8 \rho_1} \right) \quad (2.2)$$

Donde:

P_B : Presión dentro del taladro (Mpa)

ρ_1 : Densidad del explosivo (g/cc)

D : Es la distancia entre la voladura y el punto de interés del monitoreo m/s

(Jimeno C.L. 2000).

La presión ejercida en la roca circundante es directamente proporcional a la presión dentro del taladro P_B . (Ver Figura 2)

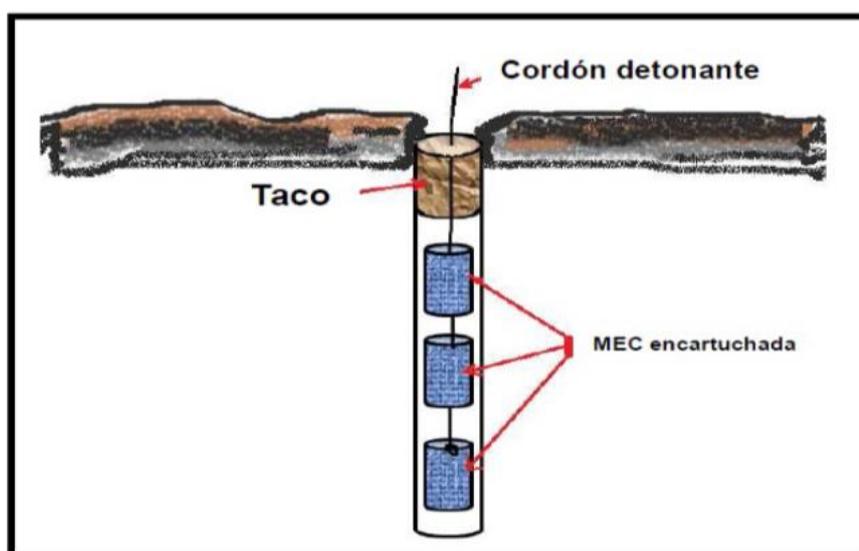


Figura 2. Columna Explosiva

Fuente: Manual de Voladura EXSA 2010.

2.2.8. Voladura de precorte

En la voladura de pre-corte, tal y como dice la palabra, se detonan antes del corte o sea, antes de detonar los taladros de producción, estos barrenos de pre-corte tienen un espaciamiento reducido y además tienen menos explosivo. Según Konya (1998) el pre-corte se crea un plano de fractura a lo largo de la línea de barrenos, el cual no puede traspasar el fracturamiento generado por los 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 corte tiempo de retardo entre detonaciones o hasta horas, días y hasta semanas la línea de pre corte, como regla general se acostumbra ponerse a una distancia de 0.5 a 0.8 veces el burden detrás de la última línea de barrenos de producción.

2.2.9. Voladura suavizada (Post-corte)

En la voladura suavizada, se tiene poca protección a la estabilidad del talud final, esto se debe a que la línea de corte es detonada después de los Taladros de producción el objetivo principal de la voladura suavizada o post-corte, es el de aumentar la estabilidad de la cara del talud removiendo el material suelto del pateo que genera la voladura de producción el objetivo principal de la voladura suavizada o post-corte, es el de aumentar la estabilidad de la cara del talud removiendo el material suelto del pateo que genera la voladura de producción.

Según Kliche (1999) en la voladura de post-corte, los costos de perforación extra, tiempos más largos en el cargado de barrenos y la reducción de toneladas producidas por barreno, se ven balanceados por el decremento de futuros costos de movimiento de tierras y fallas del talud.

Savely (1986) y Floyd (1998) examinaron una técnica de post-corte para mejorar la 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 de corte son barrenados con poca o sin sobreperforación para minimizar el daño al banco de abajo. La carga de explosivo decrece de la línea de producción hacia la línea de amortiguamiento y desde esta hasta la línea de corte. El burden y espaciamiento para la línea de corte debe ser reducido para compensar la reducción de carga de explosivo en la línea.

2.2.10. Voladura en línea (line drilling)

Es un método de fracturamiento que usa taladros vacíos de 35 a 75 mm de diámetro, los cuales están separados uno de otro por un espaciamiento equivalente entre 2 y 4 veces los diámetros de los taladros. 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 establece el límite de la voladura. El funcionamiento de esta voladura es el siguiente: cuando una línea de barrenos de producción adyacente a la línea de barrenos vacíos es detonada, la onda de choque causara 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 barrenos vacíos (Kliche 1999). (Ver Figura 3)

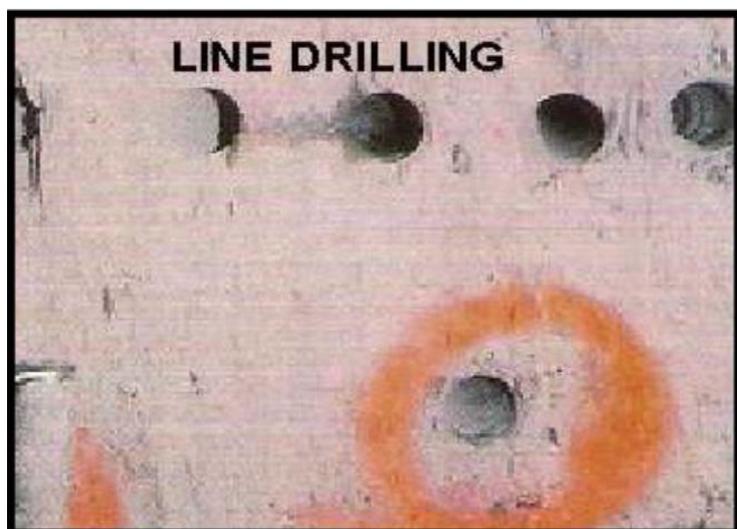


Figura 3: Taladros de perforación en línea
Fuente: Manual de perforación y voladura, Tecsup, 2012

La perforación en línea presenta inconvenientes, el costo de perforación de la línea de fractura es alto, y el tiempo requerido para esta perforación también es grande. Debido a que los barrenos deben ser paralelos y las desviaciones afectan mucho los resultados. (Ver Figura 4)



Figura 4: Configuración de taladros en línea
Fuente: Cámara Minera del Perú, 2012

2.2.11. Taladros de producción modificados

En esta 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). 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 minimizada e incremento de los intervalos de retardo entre las dos últimas líneas de barrenos.

La ventaja primaria de la técnica de barrenos de producción modificados 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. Siendo el interés el mejoramiento de las eficiencias en la operación unitaria de perforación y voladura, para esto se aplicara las siguientes; teorías, técnicas, y prácticas operativas.

2.2.12. Retardos

Como bien se sabe, tanto la voladura de producción como la voladura controlada deben efectuarse usando ciertos intervalos de tiempos de retardo. Al respecto, se debe mencionar que todas las empresas dedicadas a la fabricación de mezclas explosivas comerciales y accesorios de voladura se encargan de fabricar los diversos retardos con diferentes intervalos de tiempos.

También en la industria de los explosivos se conocen retardos con diferentes intervalos de tiempos, para todas las aplicaciones de campo que se pueden necesitar. Se debe enfatizar que existen retardos de medio y milisegundo (ms). Obviamente, se requiere que los retardos tengan una mínima dispersión entre los tiempos de retardos nominales, etc.

2.2.13. Diseño de voladura en carreteras

Antes del comienzo de una excavación en roca, mediante perforación y voladura es de gran importancia planificar los trabajos, para poder coordinar no

solo las dos operaciones básicas del ciclo de arranque, sino también las restantes labores que constituyen el ciclo de ejecución.

Aspectos y conocimientos como la topografía del terreno, las características geológicas del entorno, el tiempo de ejecución los costes operativos, etc.

2.2.13.1. Parámetros utilizados en el diseño

Variables físicas controlables

El diseño de una voladura debe comprender todos los conceptos fundamentales de una voladura ideal. Las variables que intervienen en una voladura y sobre las cuales podemos tener control son:

- a) Diámetro del barreno.
- b) Profundidad del barreno.
- c) Sobre-perforación.
- d) Tamaño del taco.
- e) Material del taco.
- f) Espaciamiento entre taladros.
- g) Número de taladros por voladura.
- h) Dirección del movimiento de la roca.
- i) Tacos intermedios.

Además, de estas dimensiones físicas, también podemos controlar el tiempo de la voladura; para esto el encargado de la voladura puede:

1. Seleccionar retardos para lograr una voladura geométrica.
2. Seleccionar el sistema de iniciación para lograr secuencias apropiadas de la salida de los barrenos.
3. Planear el patrón de voladura cuidando la variabilidad de detonación de los fulminantes o iniciadores.
4. Diseñar un patrón que controle las vibraciones.
5. Diseñar los tiempos adecuados para lograr la máxima fragmentación, mínimo golpe de aire, reducir la roca en vuelo y tener control sobre la pared trasera.

Por último para tener los mejores resultados debe considerar que el proveedor de explosivos ofrezca: Un sistema de iniciación seguro y confiable y un explosivo adecuado a las condiciones ambientales que solucione problemas de agua, libere energía y además, de decidir si se compra envasado o a granel.

VARIABLES NO CONTROLABLES

Las variables sobre las cuales podemos tener poco o ningún control son:

1. Geología local.
2. Características de la roca.
3. Disposiciones legales y sus reglamentos.
4. Cercanías de las estructuras a proteger.

Se requiere que el supervisor de voladuras modifique el diseño estándar convenientemente forzando la obra para superar la postura de éstas limitaciones y sacar provecho de ellas.

Las variables y parámetros utilizados en el diseño de voladuras son demostrados en la Figura. 2.4 con los símbolos correspondientes que se manejarán en las ecuaciones para su determinación. (Ver Figura 5)

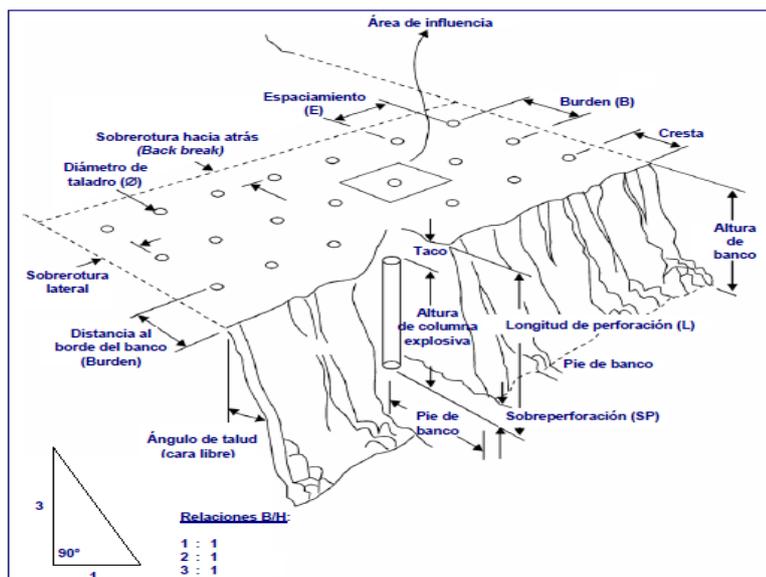


Figura 5: Distribución de taladros en Banco

Fuente: Manual de voladura EXSA, 2010

2.2.13.2. Principios sobre diseño de voladuras

Un patrón de voladura se construye mediante el diseño adecuado de los taladros en la plantilla de perforación y una salida adecuada de cada uno de ellos hacia la cara libre.

La selección del espaciamiento entre los taladros de una misma línea depende del tiempo de iniciación de los taladros adyacentes y de la relación de rigidez (H_B/B). Si los taladros son iniciados instantáneamente los espaciamientos deberán ser más grandes que si éstos fueran iniciados en forma secuencial.

El espaciamiento de los taladros deberá ser diseñado para superar los problemas de rigidez del burden. Además, cuando los bancos son cortos comparados con el burden, éstos factores deberán ser evaluados, ya que la relación de rigidez debe ser considerada en el diseño; éstos factores además de ser evaluados, determinan la función del explosivo entre taladros adyacentes, sean iniciados instantánea o secuencialmente.

Para determinar si los bancos son clasificados como cortos o altos deben ser ligados a una dimensión física, para lo cual la relación de rigidez (H_B/B) es calculada; si $1 < H_B/B < 4$, los bancos son considerados cortos y la altura de banco es considerada en el diseño. Entonces, las siguientes cuatro condiciones deberán ser analizadas por separado en el diseño para determinar el espaciamiento.

- a) Bancos cortos con iniciación instantánea.
- b) Bancos largos con iniciación instantánea.
- c) Bancos cortos con iniciación retardada.
- d) Bancos largos con iniciación retardada.

Una tolerancia razonable, en el espaciamiento de los taladros es considerada normal, si está entre más o menos 05% del valor calculado. La Fig. 2.5, muestra la relación E/B contra el factor de rigidez para barrenos iniciados instantánea y secuencialmente. (Ver Figura 6)

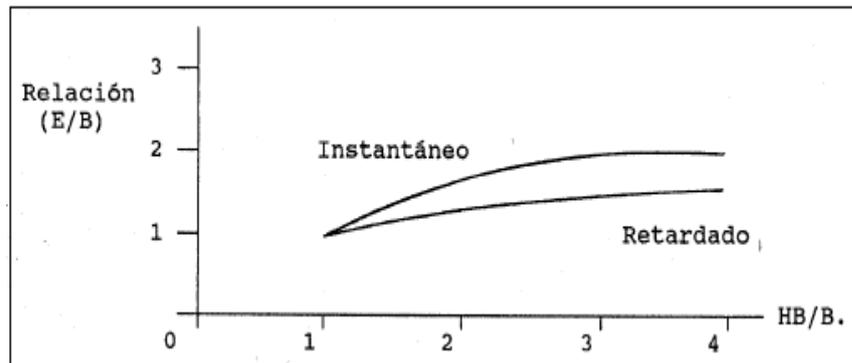


Figura 6: Relación E/B de explosivo contra el factor de rigidez
Fuente: Calos López Jimeno – Manual de voladura

2.2.14. Determinación del burden

La dimensión más crítica para el diseño de una voladura es el burden. Se define como la distancia más corta de un taladro a la cara libre en el momento de la detonación de la carga explosiva de ese taladro.

Si el burden es muy corto, la roca será lanzada a distancias considerables, el golpe de aire será alto y la fragmentación podría ser excesivamente fina. Un burden muy grande trae como consecuencia rompimiento trasero; además, de dañar la pared, provoca roca en vuelo, presenta cráterización vertical y altos niveles de golpe de aire como se indica en la Fig. 2.6.

Burden excesivo causa problemas de sobre confinamiento del barreno y producen altos niveles de vibración causando además, problemas de fragmentación y problemas de pata en el barreno; errores en la selección del tamaño del burden son los menos deseados, ya que todos los otros parámetros de diseño están directamente relacionados con la dimensión del burden y pueden ser más flexibles.

En el diseño de voladuras, la determinación del burden y el tipo de explosivo a utilizar siempre ha sido una importante necesidad, especialmente en el inicio de operaciones nuevas que implican siempre la realización de una serie de voladuras de prueba con el fin de determinar las dimensiones óptimas para cada tipo de roca o mineral presentes en la explotación del yacimiento. Como las

condiciones del terreno cambian frecuentemente durante la explotación, es recomendable la realización de un ajuste en el diseño de las voladuras.

Generalmente, las voladuras iniciales se diseñan en base a los criterios existentes, los cuales son productos de diversas investigaciones de laboratorio y campo que se manejan a manera de ecuaciones o formulas empíricas de fácil determinación, siempre que se disponga de los parámetros necesarios tales como las características de la roca y de los explosivos a utilizar.

Es también factible lograr un acercamiento notable a la optimización de la relación burden-espaciamiento utilizando un modelo matemático para computadora (Software) , en el cual intervienen los parámetros principales de la roca, la energía liberada por los explosivos y los factores de la geometría del disparo, los cuales son comparados en función del tiempo del movimiento de la roca y los elementos del costo, a fin de obtener los efectos óptimos (cuantificados por valores numéricos) dentro de las limitaciones naturales de variación estructural de la roca en el área intermedia de la voladura.

Muchas ecuaciones han sido propuestas a través de la historia por varios investigadores para determinar las variables relevantes en las voladuras, se muestran a continuación:

Según López Jimeno la fórmula aplicada para diseño de carreteras es la siguiente:

$$\theta = \frac{H}{60} \quad (2.3)$$

Donde:

θ : Diámetro del taladro

H : Altura promedio de corte

Fuente: Jimeno, C. L. (2003).

Primera fórmula de R. ASH

$$B = Kb \left(\frac{D}{12} \right) \quad (2.4)$$

Fórmula modificada de R. ASH

$$Kb = Kb_1 \left(\frac{(D_{e2})(V_0 D_2)^2}{(D_{e1})(V_0 D_1)^2} \right)^{1/3} \quad (2.5)$$

Donde:

Kb : Relación de burden buscada

Kb_1 : Relación promedio

D_1 : Densidad promedio del explosivo.

D_2 : Densidad del explosivo a usarse.

$V_0 D_1$: Velocidad de detonación del explosivo promedio.

$V_0 D_2$: Velocidad de detonación del explosivo a emplearse.

D_1 : Densidad de la roca promedio.

D_2 : Densidad de la roca a disparar.

Fuente: Jimeno, C. L. (2003).

Fórmula de C. Konya.- Basada en las teorías del Dr. Ash determina el burden con base en la relación entre el diámetro de la carga explosiva y la densidad, tanto del explosivo como de la roca, según:

$$B = (3.15)(\phi_e) \left(\sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}} \right) \quad (2.6)$$

Donde:

B : Burden (pies).

ϕ_e : Diámetro del explosivo (pulgadas).

ρ_e : Densidad del explosivo (g/cc).

ρ_r : Densidad de la roca (g/cc)

Fuente: Jimeno, C. L. (2003).

2.2.15. Factores de corrección para el burden

Una vez calculado el burden podemos ajustarlo según las condiciones específicas de la voladura. En algunas voladuras de líneas múltiples cuando el tiempo de salida de los taladros no es correcto, es más difícil quebrar la roca de las últimas líneas porque las líneas anteriores ofrecen resistencia y agregan confinamiento a las líneas traseras; para ajustar el burden por éste factor (K_r) del número de líneas utilicemos el siguiente Cuadro 1:

CUADRO 1
CORRECCIÓN POR NÚMERO DE LÍNEAS

Número de líneas	K_r
1 o 2 Líneas de taladros	1.00
3 o Más líneas	0.90

Fuente: Manual de Voladura EXSA 2010

Para las condiciones geológicas de cada voladura, también existe un factor de corrección para incorporarse al tamaño del bordo, cuando las características del esfuerzo de la roca son cambiadas de modo que la depositación y las estructuras son consideradas en el diseño.

La manera en que los estratos están sumergidos en la masa rocosa, tiene una influencia en la cantidad de explosivo usado o tiene influencia en el diseño del bordo de la plantilla de perforación. Para aproximar el burden al promedio de las condiciones de depositación y estructuras de la roca, incorporaremos dos constantes de corrección. (Ver Cuadro 2)

CUADRO 2
CORRECCIÓN POR NÚMERO DE LÍNEAS

Corrección por depositacion de la roca	Kd
Estratificación dentro de la profundidad del corte	1.18
Estratificación dentro de la cara del corte	0.95
Otros casos de depositacion	1.00

Fuente: Manual de Voladura EXSA 2010

Todos estos factores tienen una influencia multiplicativa en el tamaño del bordo, cuando se considera en el diseño la naturaleza del depósito y el tamaño de la voladura, por lo que el bordo correcto será: (Ver Cuadro 3)

$$Be = B * Kr * Kd * Ks$$

CUADRO 3
CORRECCIÓN POR NÚMERO DE LÍNEAS

Corrección por depositacion de la roca	Ks
Roca altamente fracturada con estratos unidos por una cementación débil	1.18
Rocas con capas bien unidas y cementadas	0.95
Otros casos de depositacion	1.00

Fuente: Manual de Voladura EXSA 2010

La corrección por la naturaleza de las estructuras geológicas se aproxima de la siguiente manera:

2.2.16. Longitud del taco

La dimensión del taco se refiere a la distancia que se encuentra en la parte superior del barreno que se llena con material inerte para confinar los gases de la explosión, con el propósito de aprovechar al máximo la energía liberada por el explosivo. Un taladro debe estar adecuadamente confinado para controlar el golpe de aire y la roca en vuelo, la ecuación matemática para calcular el taco es la siguiente:

$$T = 0.45 * De \left(\frac{Stv}{Gr} \right)^{0.33}$$

Relacionando esta ecuación con el burden tenemos $T * 0.7 * B$ asumiendo que el burden ha sido calculado en función del explosivo, diámetro del barreno y la naturaleza de la roca.

El material comúnmente usado en el taco es el resultante de la perforación. Sin embargo, si éste material es muy fino el tamaño del taco deberá incrementarse y lo más recomendable es usar roca triturada de un tamaño adecuado, en una buena voladura la zona del taco se levantará libremente y caerá sobre la roca quebrada después de que el burden ha sido movido completamente. El tipo de material seleccionado para usarse en el taco de los barrenos es importante, ya que material muy fino no se mantendrá durante la voladura y material muy grueso será lanzado del barreno, en general el tamaño adecuado es de aproximadamente el 5% del diámetro del barreno y de preferencia material quebrado con caras angulares para lograr una adecuada unión del mismo.

2.2.17. Sobre-Perforación

Es el término que define la profundidad, a la cual el barreno se dará por debajo del nivel del piso deseado, para asegurar que el rompimiento de la pata del barreno ocurra a éste nivel.

En gran parte la cantidad de sobre-perforación es influenciada por el tipo de roca, estructuras presentes y dirección del ángulo de perforación. Normalmente los taladros no se rompen en toda su profundidad y por esto existe la sobre-perforación, sin embargo, sí en la pata del banco existe una capa de lodo, la sobre-perforación no es necesaria, en cambio probablemente se necesite dejar el barreno por encima del nivel de piso a la altura de ésta capa.

Una práctica normal y recomendable es incrementar los taladros un poco más allá de la profundidad proyectada, de esta manera podemos ajustar los taladros a la profundidad deseada, con los recortes de la perforación. Por otro lado, si el taladro queda corto, es más complicado volver a meter el equipo de perforación para terminar el barreno (destapar), si no cuidamos el ajuste en la sobre-perforación más carga explosiva será utilizada en el barreno que puede dañar al banco inferior, así como generar los problemas potenciales de las voladuras(Lopez J.,2003).

En la mayoría de los casos la sobre-perforación se calcula como máximo en formaciones duras de la siguiente manera:

$$SB = 0.3 * B$$

La idea es mantener y llevar el piso de la excavación desde el principio, los errores en la sobre-perforación son costosos al tener que hacer voladuras secundarias para romper la pata del banco con las complicaciones y riesgos que esto ocasiona al cargar explosivos en material pre-fracturado.

2.2.18. Diámetro del barreno y altura de banco

Para seleccionar el tamaño del diámetro de barreno existen dos puntos a considerar:

1. El efecto del tamaño del barreno en la fragmentación del material, golpe de aire, roca en vuelo y vibración.
2. Costos de perforación.

Los efectos de diseño en la fragmentación, golpe de aire, vibración y roca en vuelo deberán ser evaluados, generalmente con diámetros grandes de perforación es más posible tener estos problemas potenciales que están relacionados con lo que llamamos factor de rigidez.

Para factores de rigidez (H_B/B) mayor o igual a cuatro nos dará los mejores resultados posibles y valores menores que tres decrementarán estos resultados. El número establecido de la relación de rigidez para los cálculos, no necesariamente será el tamaño óptimo de diámetro del barreno; deberá usarse el tamaño máximo de diámetro que minimice los problemas potenciales descritos anteriormente.

Una regla de dedo usada para aproximar la altura de banco con el factor de rigidez para una relación igual a dos ($H_B/B*2$), es denominada "Regla de cinco" que se expresa: La mínima altura de banco en pies, es aproximada al multiplicar el diámetro de la carga en pulgadas por cinco.

2.2.19. Espaciamiento

Seguido del burden, la más importante dimensión es el parámetro del espaciamiento de los taladros, la manera en la cual la zona de roca entre los taladros es quebrada depende no solamente de la iniciación particular (sistema de tiempo usado) sino también de la dimensión del espaciamiento. Si los taladros en una línea son iniciados instantáneamente los espaciamientos deberán apartarse más, que si fueran iniciados de manera retardada.

El espaciamiento nunca deberá ser menor que el burden, porque si los taladros se encuentran muy cerca uno del otro, ocurrirán varios efectos no

deseados; los rompimientos radiales de los taladros se encadenarán prematuramente creando una zona de corte en la pared entre los taladros, que genera planos de fractura por donde los gases serán disipados a la atmósfera, causando golpe de aire y roca en vuelo que reduce la energía de trabajo del explosivo, así los barrenos estarán sobre-confinados debido a la falta de energía suficiente para romper el bordo. Esto causará que la vibración del suelo se incremente y la fragmentación sea mala o gruesa, por el contrario si los taladros están muy espaciados, la fragmentación será pobre y las paredes rugosas.

El factor de rigidez es relativamente importantes cuando los bancos son cortos, bancos grandes significan relaciones $H_B/B > 4$ y éste factor no influye considerablemente en las voladuras. Entonces la selección del espaciamiento de los taladros depende del tiempo de iniciación de los taladros adyacentes y del factor de rigidez, (Ver Cuadro 4), muestra las ecuaciones que son utilizadas para calcular el espaciamiento en base al criterio anterior:

**CUADRO 4
CALCULO DE ESPACIAMIENTO ENTRE BARRENOS**

TIPO DE VOLADURA	RELACION DE RIGIDEZ	
	$H_B/B < 4$	$H_B/B \geq 4$
Voladura instantánea	$E = (H_B + 2 * B) / 3$	$E = 2 * B$
Voladura retardada	$E = (H_B + 7 * B) / 8$	$E = 1.4 * B$

Fuente: Manual de Voladura EXSA 2010

2.2.20. Tiempo de retardo para burden y espaciamiento

El procedimiento para calcular el tiempo de retardo en la iniciación secuencial del espaciamiento entre taladros de una misma línea propuesto por Konya es relativamente simple. El Cuadro 5 suministra las constantes de tiempo para diferentes tipos de roca y ésta información puede ser usada en la siguiente ecuación, $t_h = TH * E$ donde t_h es el tiempo de retardo (MS) entre barrenos de una misma línea. Cuando la roca es altamente fracturada la constante de retardo (TH) puede ser incrementada hasta un 50% para acomodar las condiciones de la geología. (Ver Cuadro 5)

CUADRO 5
TIPO DE ROCA

TIPO DE ROCA	CONSTANTE TH (MS/ft)
Areniscas, suelos consolidados, carbón	1.8 a 2.1
Calizas, rocas de sal y esquistos	1.5 a 1.8.
Calizas compactas, marmol, granitos, basaltos, rocas de cuarzo y gabros	1.2 a 1.5

Fuente: Manual de Voladura EXSA 2010

2.2.21. Tiempos de retardo entre líneas de barrenos

Muchos de los problemas potenciales que resultan de las voladuras, así como la mala fragmentación, patas y la disposición del material, están directamente relacionados con el tiempo de iniciación y más significativamente con el tiempo entre las líneas de barrenos. La Fig. 4, demuestra estos efectos en una voladura de líneas múltiples. El tiempo de iniciación entre líneas de barrenos debe considerar el criterio para la selección de un tiempo adecuado, considerando además, las siguientes guías:

- a) Tiempos cortos causan apilamiento alto cerca de la siguiente cara de banco.
- b) Tiempos cortos causan pateo, además pueden crear más violencia en el disparo y vibración del suelo.
- c) Tiempos largos minimizan la vibración, disminuyen el pateo y esparcen el material.

Para determinar el tiempo entre líneas en voladuras de producción, la guía general y ésta información la usamos en la ecuación, $tr = TR * B$ donde tr es el tiempo de retardo (MS) entre líneas de barrenos. Cuando el control de la pared es crítico en disparos de líneas múltiples, (6 o más líneas de barrenos) el retardo entre líneas puede incrementarse de 10 a 14 MS /ft de burden. (Ver Cuadro 5)

CUADRO 6
CONSTANTES DE VIBRACIÓN

CONSTANTE TR (MS/ft)	RESULTADO
2	Violencia, excesivo golpe de aire, pateo, etc
2 a 3	Apilamiento moderado cerca de la cara, golpe de aire, pateo
3 a 4	Apilamiento promedio, control en el golpe de aire, pateo y
4 a 6	Rezaga esparcida con mínimo pateo
6 a 14	Voladura proyectada

Fuente: Manual de Voladura EXSA 2010

2.2.22. Valoración de la estabilidad de taludes en roca

Los macizos rocosos se presentan en el medio de una manera no continua, no homogénea ni isotrópica, y está afectado por discontinuidades tales como fallas, pliegues, juntas, agrietamientos motivo por cual determinar sus propiedades mecánicas resulta complicado por la escala y magnitud, por lo que para determinar estas características se ha usado las relaciones empíricas planteadas por Bieniawski en 1979. Este método presenta algunas ventajas como por ejemplo:

- Proporciona las cualidades del sitio investigado con un mínimo de parámetros de clasificación.
- Proporciona información cuantitativa para propósitos de diseño. Es simple y significativa en términos, pues está basada en parámetros medibles que pueden ser determinados rápidamente y a bajo costo.

El sistema RMR, cuenta con cinco parámetros básicos siendo estas los siguientes:

- Resistencia de la roca intacta, bieniawski basa sus valuaciones en rangos de resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta, o de acuerdo al índice de la carga puntual (PLT).
- Designación de la calidad de la roca (RQD)

El RQD, propuesto por Deere (1967), es de uso frecuente como una medida de la calidad de testigos de perforación, en función al fracturamiento del

macizo rocoso. El RQD es definido como la relación porcentual de la suma de las longitudes de testigos exentos de fracturas de 10 cm. o más, respecto a la longitud perforada.

$$ROD = \frac{\sum \text{Longitud de testigos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud perforada}} \times 100 \quad (2.7)$$

Cuando no se cuenta con testigos de perforación es posible estimar el RQD en un afloramiento.

$$ROD = 115 - 3.3 * Jv \quad (2.8)$$

Donde:

Jv : N° de fracturas por m^2 de roca

- Espaciamiento de Discontinuidades Para esta característica del macizo rocoso, Bieniawski en su clasificación RMR modificada de 1979, considera los rangos recomendados por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas.
- Estado de las Discontinuidades Para la valuación de este parámetro, se toma en cuenta la separación o abertura de la discontinuidad, extensión, rugosidad y grado de alteración de las paredes, y el tipo de material de relleno.
- Toma en consideración la influencia del flujo de agua subterránea en rangos de flujo observado, la relación de la presión del agua en las discontinuidades con el esfuerzo principal mayor, o por alguna observación cualitativa general de las condiciones del agua subterránea (Frizanco 2006).

La clasificación RMR ha sido complementada con factores de reducción que dependen de la interrelación de los elementos de orientación de las discontinuidades con la obra de ingeniería, así como de los métodos de

excavación. En función al sistema de valoración propuesto por Bienawski en 1979, Romana en 1985, propuso un sistema de valoración de aplicación a taludes, este sistema considera el efecto de la discontinuidad del macizo rocoso en función al corte del talud, por otro lado considera, el tipo de falla predominante y método de excavación, el siguiente cuadro resume la valoración propuesta y la que utilizaremos en la evaluación: (Ver Cuadro 7)

CUADRO 7
CLASIFICACIÓN DE MACIZO ROCOSO DE TERZAGHI

CLASE	V	IV	III	II	I
RMR	0-20	21-40	41-60	61 - 80	81 - 100
DESCRIPCION	Muy mala	Mala	Regular	Buena	Muy Buena
ESTABILIDAD	Muy inestable	Inestable	Parcialmente estable	Estable	Totalmente Estable
FALLA	Planar o como suelo	Planar o cubas grandes	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguno
SOPORTE	Re-excavación	Correctivos bastos	Sistemático	Ocasional	Ninguno

Fuente: Manual de Voladura EXSA 2010

2.2.22.1. Grado de estabilidad de taludes

Para uniformizar la evaluación y se pueda entender bajo un mismo criterio se ha realizado una cuidadosa observación de las condiciones actuales de los taludes, mediante el cual se propone dividir los taludes por su grado de estabilidad en los siguientes grupos: (Ver Cuadro 8)

CUADRO 8
ESTABILIDAD DE TALUD

Codificación	Clasificación
E 0	Talud totalmente estable
E 1	Talud normalmente estable o parcialmente estable
E 2	Talud inestable
E 3	Talud crítico

Fuente: Proyecto Lima Canta

Los rangos de estabilidad consideran los siguientes criterios:

Totalmente Estable (E0) Este grupo está conformado por todos aquellos taludes que no presentan ningún tipo de peligro para la carretera y/o viviendas ubicadas en el borde superior o inferior del talud o ladera, es decir, se espera que de ocurrir caídas de bloques, gravas y/o material fino, no van a afectar más allá de cubrir la berma de la carretera, pero en ningún caso causaría daños humanos ni materiales y permitiría siempre el normal flujo del tránsito vehicular.

Por lo general para los taludes con este nivel de estabilidad no sería necesaria ninguna medida correctiva.

Normalmente Estable (E1) Están comprendidos bajo esta denominación todos los taludes que representan un peligro moderado para la carretera o las viviendas que se encuentren al borde superior o al pie del talud, es decir que de ocurrir pequeños derrumbes y/o desprendimientos, estos no comprometerían más de una vía o la berma lateral, no obstruyendo el tránsito vehicular.

En estos taludes, no se espera falla. En forma general son Estables salvo algunas caídas ocasionales de bloques. Para este grupo normalmente la solución está asociada con los des-quinches de los bloques o gravas sueltas y algún muro de contención frente a un proceso geodinámico.

Inestable (E2) Está conformado por todos aquellos taludes que presentan peligro para la carretera, es decir que de ocurrir un derrumbe o desprendimiento importante no solo obstaculizaría el tránsito vehicular sino que puede dañar las estructuras o viviendas que se encuentran al pie o al borde superior del talud, con la consiguiente pérdida de vidas humanas.

La solución a estos taludes, estará asociada a muros, enmallados, vallas de retención y cortes del talud.

Crítico (E3) En esta calificación se agruparan a todos aquellos taludes que están en un estado muy crítico, con evidencia de movimiento, que representan un serio problema para la carretera o viviendas aledañas, es decir que de ocurrir un derrumbe, desprendimiento y/o caída de bloques y gravas dañaría la carpeta asfáltica, así como las viviendas que se encuentran al borde superior e inferior del talud con las respectivas pérdidas de vidas humanas. Las soluciones en estos taludes, estarán asociadas a una investigación geotécnica más detallada, cambio de trazo y/o la combinación de varias soluciones geotécnicas.

2.2.23. Estabilidad de taludes en macizos rocosos

Para realizar el diseño y análisis de estabilidad de taludes en macizos rocosos se debe investigar cuidadosamente las propiedades de la roca fracturada las mismas que se encuentran influenciadas notablemente por la existencia de fisuras y otras superficies de separación de índole geológica.

La proyección estereográfica de las discontinuidades presentes en los taludes del macizo rocoso debe ser determinada con el programa de computo CONTEO u otro similar, la misma que re-presenta de manera gráfica las discontinuidades agrupándolos en será familias principales para luego determinar el tipo de falla más probable de ocurrencia en el talud, una vez determinada el tipo de falla se analiza para cada caso mediante el método de equilibrio límite. Del análisis que se realiza en el macizo rocoso se puede identificar los siguientes tipos de falla.

- Falla tipo planar Se trata del tipo de falla más sencillo que se puede presentar en un talud, y se produce cuando existe una fractura dominante en la roca y convenientemente orientada respecto al talud. En la salida del programa Conteo la zona de ocurrencia de falla planar está limitada por el ángulo de fricción y el buzamiento del talud.
- Falla tipo cuña Este tipo de falla se produce a través de dos discontinuidades dispuestas oblicuamente a la superficie del talud, con la línea de intersección de ambas aflorando en la superficie del mismo y buzamiento desfavorable. La obtención

del factor de seguridad es más compleja que en el caso de rotura planar debido a que el cálculo debe hacerse en tres dimensiones, entrando en la caracterización geométrica del problema, lo cual conlleva un número mucho mayor de variables angulares.

- Falla por volteo La falla por vuelco se produce cuando dos familias de discontinuidades ortogonales convenientemente orientadas originan un sistema de bloques. El análisis de estabilidad de taludes se determina para cada talud por la variación de la dirección de las discontinuidades. (Ver Figura 7)

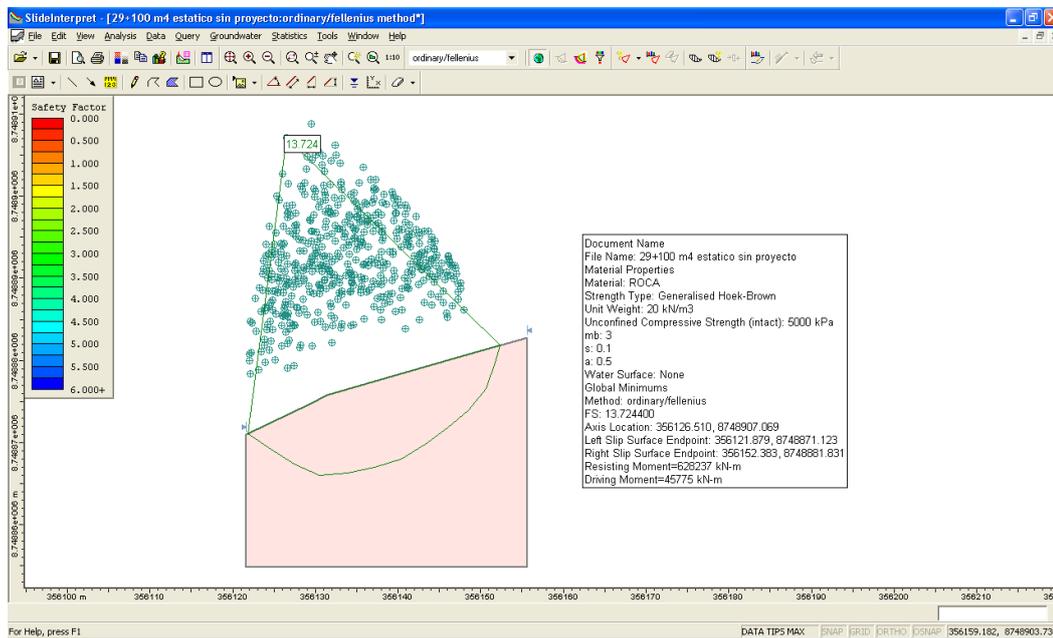


Figura 7: Análisis de estabilidad de talud en roca con software slide
Fuente: Estudio geotécnico Lima – Canta La Viuda Unish

En terrenos no rocosos, el talud máximo generalmente viene determinado por el ángulo de rozamiento interno del suelo. Son habituales en obras de carreteras taludes de 1:1 para suelos granulares, 3:2 para los intermedios y 2:1 o incluso más para suelos arcillosos, limosos o con características especiales. Si el desmonte se efectúa en un macizo rocoso de buena calidad poco fracturado y meteorizado- y los planos de discontinuidad tienen una orientación que favorezca su estabilidad, podría excavar con talud vertical, aunque para evitar la molesta sensación de inestabilidad que causa a los conductores suelen emplearse taludes desde 1:4 hasta 1:10. No obstante, es recomendable proteger el talud para evitar desprendimientos fortuitos. (Ver Figura 8)

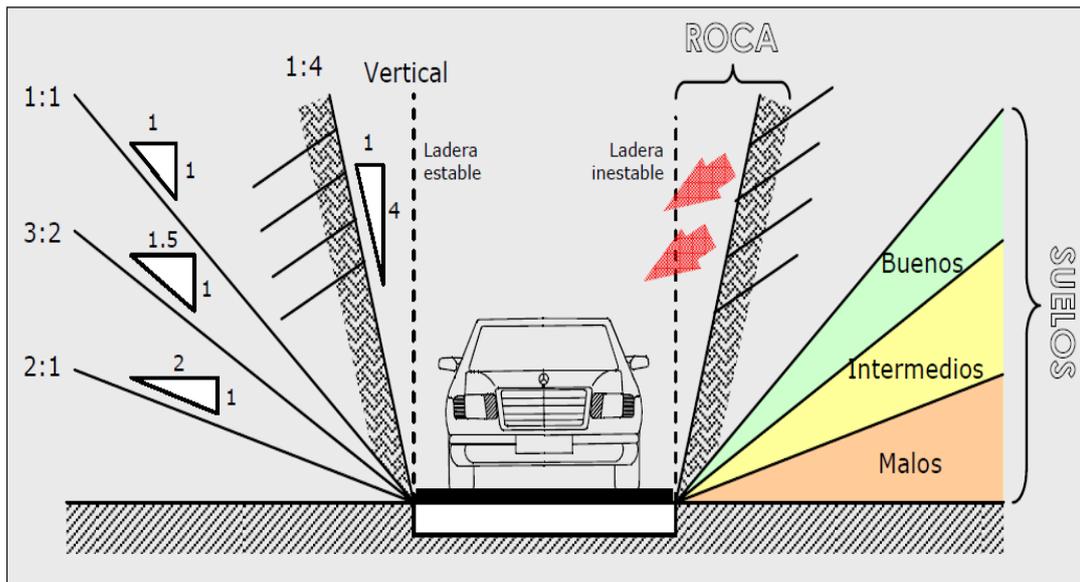


Figura 8: Taludes recomendables en zonas de desmonte
Fuente: “Manual de carreteras” Luis Bañón Blázquez

2.2.24. Elementos de la vía

Para efectuar la descripción de las partes de que consta la vía nos centraremos en su sección transversal, ya que en ella se distinguen todas ellas perfectamente. A lo largo de la historia de las carreteras se han empleado dos tipos de secciones, antagónicas entre sí: la sección bombeada y la abadenada.

- **Bombeada:** Posee una ligera pendiente ascendente desde los flancos hacia el centro, lo que posibilita la evacuación lateral de las aguas. Viene empleándose asiduamente desde hace abosdada la alta velocidad de circulación de los vehículos actuales.
- **Abadenada:** Empleada por las culturas de la antigüedad, este tipo de sección cumplía un doble objetivo: servir de superficie de tránsito para vehículos y viandantes, así como recoger y canalizar las aguas pluviales. Es válida para vehículos poco exigentes de tracción animal, aunque actualmente está obsoleta.

2.2.24.1. Plataforma

Es la zona de la vía destinada al uso de vehículos, y que integran calzada y arcenes.

2.2.24.2. Calzada

Parte de la vía destinada a la circulación normal de vehículos. La calzada puede ser de único o doble sentido de circulación y se compone de un determinado número de carriles. Si su anchura es igual o inferior a 6,50 m., se denomina vía estrecha. Una vía puede componerse de diversas calzadas.

2.2.24.3. Carril

Banda longitudinal en que puede subdividirse la calzada, caracterizada por tener una anchura suficiente para permitir la circulación de una sola fila de vehículos. Los carriles suelen materializarse en el pavimento mediante marcas viales, siendo su anchura estándar es de 3,50 m.; si esta es inferior a 3 m., el carril se denomina estrecho.

2.2.24.4. Arcén

Es la franja longitudinal afirmada contigua a la calzada, no destinada al uso de automóviles salvo en circunstancias excepcionales.

2.2.24.5. Berma

Zona longitudinal de la carretera comprendida entre el borde exterior del arcén pavimentado y la cuneta o terraplén. Generalmente se utiliza para señalización, iluminación, balizamiento, comunicaciones o instalación de barreras de seguridad.

2.2.24.6. Mediana

Es la franja longitudinal del terreno no destinada a la circulación, cuya misión es la de separar dos calzadas con distinto sentido de circulación. Su anchura es variable y puede contener barreras separadoras de tráfico.

2.2.24.7. Cunetas y caces

Conductos de sección abadenada diseñados para captar, transportar y evacuar las aguas pluviales; se hallan situadas en los extremos de la vía.

2.2.25. Definiciones conceptuales

Perforación

Es una operación que consiste en realizar taladros en el frente de una labor, mediante un diseño de ubicación o distribución de taladros con la finalidad de colocar en su interior mezclas explosivas para fracturamiento del macizo rocoso.

Malla

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.

Parámetros

Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

Burden (Piedra)

Distancia desde el barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro. También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.

Espaciamiento

Es la distancia entre los taladros de una misma fila que conforman un disparo primario

Explosivos y Accesorios

- Explosivos.- Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia.

- Factor de Carga (kg/m³).- es la cantidad de explosivo usada por m³ de roca volada. Sensibilidad.-habilidad de un explosivo para propagarse a través de la columna explosiva, también controla el diámetro crítico en el cual el explosivo trabaja adecuadamente.
- Macizo rocoso.- es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades

Voladura

Es un fenómeno físico químico de la mezcla exclusiva que al explosionar rompe un trozo de roca o mineral.

Fragmentación

Reducción de tamaño del macizo rocoso en fragmentos de tamaño requerido y predeterminado

Voladura

Operación minera unitaria que consiste en los procesos de movimiento y fragmentación del macizo rocoso de su estado inicial o de reposo a un estado final de material fracturado y apilado adecuadamente.

Carguío

Operación unitaria que consiste en el carguío del material fracturado por la voladura de rocas, usando el equipo de carguío tal como: palas, cargadores frontales, etc.

Taladros

Orificios hechos por una perforadora dentro del macizo rocoso, dichos taladros han sido previamente diseñados y conforman lo que se llaman las mallas de perforación y voladura. Los taladros son luego cargados con las mezclas explosivas comerciales para después ser detonados y lograr así un fracturamiento de rocas.

Perforadora

El componente inicial del sistema de perforación, la cual se encarga de convertir la energía de su forma original (neumática, eléctrica, fluida o generada por motores de combustión) a energía mecánica para hacer trabajar al sistema

Barreno

Es el dispositivo que se encarga de aplicar la energía en el sistema para atacar a la roca mecánicamente y lograr la penetración de esta.

Roca

Material compuesto de varios elementos formado en masas y/o grandes cantidades en la corteza terrestre por la acción de las altas temperaturas, el agua, etc.

Energía específica

Es la energía consumida por volumen unitario de la roca fracturada.

Detritus

Partículas del macizo rocoso asociadas con el mineral y que son extraídas por las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas.

Diámetro crítico

Es el menor diámetro de un taladro donde una mezcla explosiva una vez iniciada detona.

Modelo matemático

Es la formulación matemática mediante la cual se representan todas las inter-relaciones de las variables que componen el modelo y el cual representa la abstracción de un sistema y/u operación del mundo real

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.

Vibración inducida

La liberación de energía en las voladuras, genera una serie de ondas de esfuerzo que se desplazan por la corteza terrestre y una onda de choque generada en el aire.

2.3. Formulación de hipótesis y variables

2.3.1. Hipótesis general

Con la aplicación de la voladura controlada se reducirá el fracturamiento del macizo rocoso en las paredes finales del talud en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish.

2.3.2. Hipótesis específicas

- a) Aplicando los estudios geológicos y geotécnicos del proyecto construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, se realizara el diseño de malla adecuado al tipo de roca.
- b) Aplicando el método de voladura controlada se reducirá el fracturamiento del macizo rocoso circundante.

CAPÍTULO III METODOLOGÍA

3.1. Diseño metodológico

De acuerdo a la naturaleza del trabajo de investigación, por su nivel y las características de estudio es de tipo explicativo y aplicativo mediante el cual se realizara una explicación detallada de la situación actual en los procesos de perforación y voladura en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish.

El método y seguimiento de esta investigación se inicia con una comparación entre la voladura de producción y la voladura controlada y así evitar la sobre rotura del talud con fines económicos y productivos. Para realizar un diseño de voladura se consideran: todos los cambios litológicos, dirección de la voladura, vibración y dado hacia las paredes del talud, y lo más importante necesidad de retirar el material rocoso con la única finalidad de dar pase a la construcción de la carretera tramo Lima - Canta - La Viuda Unish.

Por otra parte el estudio será de tipo experimental, de causa y efecto, donde la causa es el diseño de la malla de perforación y el cálculo de la sustancia explosiva para la voladura; y su efecto serán los resultados que se tienen después de la voladura.

También podemos mencionar que es un estudio tipo prospectivo puesto que la ejecución de los resultados beneficiaría a la empresa.

La mayor parte del trabajo se realizaría con la ayuda de una investigación de campo, para el objetivo de recolectar información en el lugar de estudio y también la toma de muestras que junto con sus ensayos serian datos de gran importancia.

3.2. Población

La población para este trabajo de investigación está constituido por todo el tramo de la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, Ejecutada por el Consorcio Vial Santa Rosa.

3.3. Muestra

La muestra está constituido por la progresiva 33+000 al 33+100 del tramo Lima - Canta - La Viuda Unish, Consorcio Vial Santa Rosa.

3.4. Unidad de muestreo

La unidad de muestreo es el grado de fragmentación, volumen obtenido, tonelaje y kilogramos de explosivos utilizados, estado de las paredes finales del talud.

3.5. Operacionalización de variables

3.5.1. Variable independiente

Diseño de malla de perforación y voladura en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, progresiva 33+000 al 33+100.

3.5.2. Variable dependiente

Fragmentación, sobre rotura hacia atrás en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, progresiva 33+000 al 33+100. (Ver Cuadro 9)

CUADRO 9
VARIABLES E INDICADORES

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
-----------	-------------	--------------------

VARIABLE INDEPENDIENTE:

Diseño de malla de perforación y voladura en carretera Lima - Canta - La Viuda Unish progresiva 33+000 al 33+100	Numero de taladros Carga explosiva	Metros perforados kg / taladro
--	---------------------------------------	--------------------------------

VARIABLE DEPENDIENTE:

Fragmentación, sobre rotura en la construcción de la carretera Lima - Canta La Viuda Unish progresiva 33+000 al 33+100	Concentración de carga lineal Configuración del amarre	m ³ / disparo
--	---	--------------------------

Fuente: Elaboración propia

3.6. Técnicas de recolección de datos

Las pruebas de campo se utilizaran como método de recolección de datos, las pruebas de campo es una de las técnicas aplicativas más recurrentes en el marco educativo, por la riqueza de su información y la influencia de la misma en el resultado del estudio realizado. Orientándola y enfocándola a un objetivo concreto de la investigación, formulado de antemano, planificado en fases, aspectos lugares, y personas. Controlando y relacionado con proposiciones y teorías, planteamiento científico y explicaciones profundas. Sometiendo controles sometiendo controles de veracidad, objetividad, fiabilidad y precisión.

CAPÍTULO IV

CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO Y DISEÑO DEL TRAMO LIMA-CANTA LA VIUDA UNISH

4.1. Generalidades

El presente estudio se desarrolla a nivel de la carretera Lima – Canta – La Viuda – Unish, en su tramo Lima - Canta, implica actividades que modifican la geometría existente, a fin de obtener una vía con mejores condiciones de transitabilidad, seguridad y estética, sin dejar de lado la economía del proyecto.

4.2. Ubicación del proyecto

La carretera Lima - Canta se encuentra ubicada en la zona noreste del departamento de Lima, ubicándose el Km 0+000 al final de la doble vía de la Av. Tupac Amaru en el Km 21.5 del Km existente de la carretera Lima – Canta en Carabayllo.

El siguiente Cuadro 10, muestra la ubicación de la carretera con relación a las provincias y distritos en los que se desarrolla la vía, como también se apreció en el plano de ubicación del proyecto (Ver anexo PG - 01)

CUADRO 10
UBICACIÓN DEL PROYECTO

DEPARTAMENTO	PROVINCIA	DISTRITO	DESCRIPCIÓN
Lima	Lima	Carabayllo	0+000 – 17+300
	Canta	Santa Rosa de Quives	El límite se ubica en la progresiva 17+300
		Lachaqui	El límite se ubica en la progresiva 60+840
		Canta	60+800 - 79+470

Fuente: Elaboración propia

4.3. Acceso

El acceso a la zona de estudio es posible por vía terrestre la misma que se circunscribe a la carretera de penetración hacia la Sierra Central, siguiendo las siguientes rutas:

Por vía terrestre el acceso desde Lima es por la de penetración hacia la zona central del Perú, ingresando por la zona de Carabayllo, comas: Lima - Canta 101.00 km. Carretera Asfaltada en mal estado

4.4. Geografía

El área donde se encuentra emplazado el trazo de la carretera Lima (km. 22+000) - Canta (km. 101+000), de la localidad de Lima, se halla emplazada en la vertiente del Océano Pacífico de los Andes Peruanos y estar en el comienzo de las estribaciones de la Cordillera Occidental de los Andes.

La zona por donde se encuentra emplazado el trazo de la carretera Canta (km. 22+000) - Canta (km. 101+000), los valles principales presentan extensiones de suelos con depósitos aluviales en donde principalmente se desarrolla la agricultura, la flora está constituida por variedades de plantas características de la zona de costa y sierra, las mismas que están adaptadas a las condiciones desérticas y de altura, en la zona de las

quebradas secas y valles la flora es abundante por la presencia de aguas subterráneas de poca profundidad en épocas de estiaje y correntadas en épocas de precipitación pluvial.

4.4.1. Clima y vegetación

El área donde se encuentra emplazado el trazo de la carretera Lima (Km. 22+000) - Canta (km. 101+000), de la localidad de Lima, se halla emplazada en la vertiente del Océano Pacífico de los Andes Peruanos y por estar en el comienzo de las estribaciones de la Cordillera Occidental de los Andes Peruanos, presenta un clima típico de la faja costanera varía de acuerdo a la altitud y la geomorfología del lugar presentando una temperatura promedio anual de 21°C con presencia de humedad relativa en la noche, presentando un suelo residual en las pendientes moderadas, en la zona de la costa y en la zona de la sierra ya que es una carretera de penetración presenta un clima propia de altura.

La vegetación presente en la zona por donde se emplaza el trazo de la carretera está determinado por la presencia de variedad de cactus y entre los meses de junio y diciembre hay la presencia de una capa de nubes bajas dando la sensación de una llovizna fina en la zona de altura la vegetación está constituida por presencia de eucaliptos.

4.4.2. Precipitación pluvial

En el área donde se encuentra emplazado el proyecto de la carretera Lima (Km. 22+000) Canta (km. 101+000), se halla emplazada en la vertiente del Océano Pacífico de los Andes Peruanos y estar en el comienzo de las estribaciones de la Cordillera Occidental de los Andes. Presenta un régimen pluvial muy irregular por encontrarse en el comienzo de la Cordillera Occidental de los Andes, generalmente las precipitaciones pluviales se registran entre los meses de octubre a marzo, siendo los de mayor precipitación los meses entre enero a febrero.

4.4.3. Hidrografía

El drenaje principal en la zona de estudio está regulado por la presencia del río Chillón y su cuenca respectiva, la misma que es alimentada por las constantes precipitaciones pluviales que ocurren en las partes altas del flanco

occidental de la Cordillera Negra de los Andes Peruanos principalmente en los meses de octubre a marzo. La cuenca del río Chillón es la que tiene influencia directa en el área donde se emplaza el tramo de la carretera Lima (km. 22+000) - Canta (km. 101+000), se halla emplazada en la vertiente del Océano Pacífico de los Andes Peruanos y estar en el comienzo de las estribaciones de la Cordillera Occidental de los Andes. Cuenta con un área de drenaje hasta su desembocadura en el Océano Pacífico.

4.5. Geomorfología

Las unidades geomorfológicas mayores son la faja costanera los valles de la vertiente del Pacífico y en el comienzo de las estribaciones de la Cordillera Occidental de los Andes Peruanos, dentro de las cuales se puede identificar las siguientes unidades geomorfológicas:

- Valles.- Estas geoformas presentan una orientación E-W, siendo su característica principal la de presentar actividad pluvial durante las épocas de precipitación pluvial, que son de octubre a marzo los afluentes son las quebradas secas que se reactivan en épocas de precipitación pluvial, presentando indicios de terrazas fluviales de diferentes niveles, los mismos que son aprovechados como terrenos para desarrollar la actividad agrícola. Presencia de valles juveniles en “V”, presentando varios tipos de terrazas, desde bancos cubiertos por una capa de material suelto, hasta terrazas conformadas en su totalidad por sedimentos arcillosos.
- Ríos y Quebradas.- El tramo de estudio de la carretera Lima - Canta (km. 22+000) - Canta (km. 101+000), se halla emplazada en la vertiente del Océano Pacífico y estar en el comienzo de las estribaciones de la Cordillera Occidental de los Andes Peruanos, es bisectada por los cursos del río Chillón, cuyos cursos de agua presenta cauces abiertos, los mismos que al llegar cerca a la desembocadura en el Océano Pacífico decrecen en altitud e ingresan en forma abanicos o deltas aluviales, conformando extensas zonas de inundación, los mismos que en épocas de precipitación pluvial sus cauces traen un volumen considerable de agua con lodos y cantos rodados.

4.6. Geología general

El tramo Lima Canta se encuentra emplazado a lo largo de la cuenca del Valle del Río Chillón, el tramo atraviesa sectores conformados por depósitos coluviales,

terrazas fluviales y formaciones rocosas como es el caso de la serie volcánico detríticas que forma parte del Grupo Casma, El Grupo Casma de la región de Lima tiene sus mejores afloramientos expuestos al no-reste de la ciudad de Lima, en el valle del río Chillón, al sureste en el valle del río Lurín, y en los acantilados de Pasamayo al norte de Lima.

Base de la secuencia volcano-sedimentaria, su tope constituye la superficie de erosión actual, desconociéndose su relación con unidades más jóvenes; la extensión de su afloramiento sigue el rumbo andino (NW-SE), con un replegamiento en su afloramiento más oriental.

El Grupo Casma fue estudiado en esta región por Martínez (1959) quien lo describió como clásicos del Mesozoico, asignándole una edad albina en base a amonites *Oxytropidoceras* sp.; Torres (1987), Vela (1989), Canepa (1990) y Palacios et al. (1992) abordan los problemas estratigráficos de esta unidad lito estratigráfica, en tanto que Santos et al. (2000) enfatiza en sus características sedimentarias. Para fundamentar la paleogeografía del Grupo Casma se realizó una serie de cortes estratigráficos y sedimentológicos, a lo largo de un perfil Este-Oeste en el Perú central, abarcando magníficos afloramientos que ofrece el Valle del Río Chillón (12° latitud sur).

Se presentan los cortes estratigráficos y sedimentológicos aflorantes en ambos márgenes del valle del río Chillón, donde se escogió los afloramientos existentes entre el km 22 - Comas, chocas, Trapiche y Yangas. A continuación se presenta una síntesis de las características sedimentarias y su relación con la paleogeografía.

En estos cortes se puede evidenciar claramente dos secuencias bien marcadas en la topografía: Una primera secuencia (Secuencia Inferior) cuya característica morfológica principal es la de presentar una topografía suave, ondulada y de pendiente moderada. Está constituida esencialmente por sedimentos finos con facies de lutitas y calizas de fina estratificación, intercalado con areniscas volcano-sedimentarias de gradación normal que conforman secuencias turbidíticas Td- e y Tb-e, los que son interrumpidos por algunos delgados niveles de volcánicos andesíticos. En la parte media superior de esta secuencia se pueden evidenciar algunos olistolitos de materiales volcano-sedimentarios y carbonatos recristalizados (corte de Yangas).

Este tipo de facies nos esta representando un ambiente de talud, con niveles de turbiditas; los cuales son productos de la desestabilización de los flancos de los aparatos volcánicos emergentes y/o no emergentes, demostrando así que la actividad tectónica en la cuenca era alta, durante el desarrollo del Arco Casma. La segunda secuencia (Secuencia superior), que morfológicamente se caracteriza por sus fuertes pendientes y una topografía abrupta, esta constituida esencialmente por gruesos niveles de volcánicos andesíticos, los que conjuntamente con los diques y sills (a manera de enjambres) y el poco desarrollo de niveles sedimentarios, forman una cornisa fácilmente identificable sobre el terreno.

4.7. Estratigrafía

La estratigrafía presente a lo largo en la carretera Lima - Canta - La Viuda - Unish, Tramo: Lima - Canta, con la finalidad de completar el expediente técnico del estudio geológico geotécnico definitivo para la rehabilitación y mejoramiento de la carretera Lima - Canta 22+000- km. 101+000, ubicada entre las localidades de Lima y Canta, esta constituida por una secuencia de afloramientos del intrusivo tonalítico del Grupo Santa Rosa, y volcánico sedimentario del Grupo Casma, alternada con depósitos cuaternarios de material suelto residual, siendo las unidades estratigráficas regionales, existentes en el área de influencia, las siguientes:

- Grupo Casma
- Formación Yangas
- Depósitos cuaternarios.

4.7.1. Grupo Casma

Esta formación fue dada por Cossio en 1964, y está conformada por una serie de rocas volcánicas con sedimentos intercalados que se encuentran en la faja costanera al Oeste del Batolito Costanero, la misma que consiste en volcánicos bien estratificados, siendo en mayor parte derrames delgados de andesitas de grano medio a fino. Secuencia volcánico-sedimentaria en la parte inferior al noreste del valle del río Chillón.

4.7.2. Formación Yangas

Esta formación está constituida por una serie volcánica sedimentaria predominantemente volcánica, cuya edad cronológica tiene como equivalencia al

Grupo Morro Solar y aflora al noreste de Lima, en el sector medio del valle del río Chillón, teniendo su máxima exposición en los alrededores de la localidad de Yangas. La secuencia está conformada por lavas andesíticas masivas, lodolitas y margas silicificadas con contenido de tanitas y chert blanco y oscuro, en diferentes niveles se intercalan limonitas diagenetizadas en la parte superior, areniscas de grano fino de coloración gris a negro y silexitas. La característica de sus afloramientos es la de presentar una topografía agreste, presentando al pie de sus taludes material aluvional residual.

4.7.3. Depósitos cuaternarios

Estos depósitos se hallan distribuidos en el área de estudio los mismos que están sobre-yaciendo, en espesores variables, a los afloramientos de rocas intrusivas y volcánicas sedimentarias, depositadas por acción aluvial, teniéndose los siguientes:

4.7.3.1. Depósitos aluviales

Son depósitos que se han acumulado en los cauces de los ríos principales, en las alturas estos depósitos son angostos por la topografía presente, y que al llegar a la zona de la planicie aguas abajo los valles se vuelven amplios, presentando llanuras aluviales extensas con depósitos de mayor amplitud. Los depósitos aluviales se dividen en:

- Depósitos aluviales de río.- Son depósitos que están restringidos a franjas estrechas a ambos márgenes del río Chillón, constituidos por capas de grava gruesa y fina clasificada, con elementos redondeados y asociados con capas de arena, limo y arena arcillosa en proporciones variables, en la zona del valle del río Chillón, son más típicos de corrientes torrenciales, menos clasificados y contienen frecuentemente bloques de bolones y rodados de metros de diámetro, las áreas de cultivo generalmente están ubicados en estos depósitos aluviales.
- Depósitos Aluviales de Quebrada.- Estos se presenta en las quebradas secas tributarias del río Chillón, los cauces están rellenos con un material angular, menos clasificado que los depósitos de río y con una mayor proporción de material intemperado, las nacientes de

algunas de estas quebradas están al borde de la zona de lluvias donde los huaycos contribuyen de una manera importante con los depósitos de quebrada.

4.8. Estudio de trazo y diseño geométrico

4.8.1. Topografía de la zona

La carretera se desarrolla sobre topografías que varían desde llanas a muy accidentadas, el desarrollo de los trabajos de trazo y topografía se realizó por el Método Indirecto considerando además que, con ayuda de los programas asistidos por computadora para el diseño de carreteras es posible analizar diversas alternativas a fin de obtener un trazo y diseño mejor definido cumpliendo con las características geométricas requeridas y evitando movimientos de tierra innecesarios.

4.8.2. Clasificación del terreno

El siguiente Cuadro 11, indica la clasificación del relieve del terreno a lo largo del eje proyectado:

CUADRO 11
TOPOGRAFÍA DEL ÁREA DE ESTUDIO

Nº	TRAMO	LONGITUD (KM)	TOPOGRAFÍA
1	KM 0+000 al KM 17+000	17.00	Plana a ondulada
2	KM 17+000 al KM 18+000	1.00	Accidentada a muy accidentada
3	KM 18+000 al KM 26+650	8.65	Plana a ondulada
4	KM 26+650 al KM 35+400	8.75	Accidentada a muy accidentada
5	KM 35+400 al KM 38+500	3.10	Ondulada a accidentada
6	KM 38+500 al KM 79+470	40.97	Accidentada a Muy Accidentada

Fuente: Consorcio Vial Santa Rosa

4.8.3. Georeferenciación

Para la georeferenciación de la poligonal básica se ha monumentado 16 puntos geodésicos (puntos de control) medidos con GPS diferencial ubicados a lo largo del tramo en estudio y distanciados aproximadamente cada 10 km (02

puntos cada 10 km). Las coordenadas UTM (Universal Transverse Mercator) serán obtenidas por la conversión de coordenadas geográficas al Sistema de Coordenadas WGS84.

4.8.4. Poligonal de apoyo

La poligonal de apoyo fue medida en su totalidad con Estación Total, realizando mediciones angulares y ajuste por mínimos cuadrados. En cuanto a las cotas de los puntos de la poligonal éstas fueron ajustadas de acuerdo a los valores obtenidos en la nivelación. Los puntos de la poligonal de apoyo fueron monumentados con hitos de concreto y varillas de fierro, la ubicación de los puntos fue tal que pueda permitir una mayor visibilidad del área a levantar.

A partir de los vértices ajustados de la poligonal de apoyo se realizó el levantamiento de la franja en la que se desarrollará la carretera. El ancho de la franja es en promedio de 40 metros a cada lado del eje, para la obtención de secciones transversales se tomaron puntos distanciados longitudinalmente entre 10 y 20 metros en tramos rectos y entre 05 y 10 metros en tramos curvos.

4.8.5. Nivelación

La nivelación se realizó en su totalidad con nivel automático, siendo 50 metros la distancia máxima entre puntos de nivelación. La cota de partida corresponde a la elevación del BM 0.0 ubicado en el Km 21.5 de la carretera Lima – Canta, al lado derecho.

Durante la nivelación se obtuvo las elevaciones de los puntos de la Poligonal y de los Bench Marks (BMs) que fueron dejados a cada 500 metros a lo largo del tramo en estudio.

Los Bench Marks se monumentaron sobre los postes de kilometraje y elementos de concreto o material pétreo estables y cercanos a la carretera, fueron pintados con pintura esmalte de color rojo.

La ubicación de los BMs monumentados a lo largo de la carretera se muestra en los planos de planta y perfil del presente estudio.

4.9. Diseño geométrico

4.9.1. Normatividad

Manual para el diseño de geométrico de carreteras (DG-2001) aprobado por Resolución Directoral N° 1146-2000-MTC/15.17 del 27 de Diciembre del 2000 y complementariamente lo indicado en las Normas de Diseño AASHTO.

4.9.2. Clasificación vial

Según la normatividad vigente para el diseño de carreteras, la carretera en estudio puede clasificarse como:

- Según su función, califica como una carretera de la red vial primaria, desarrollándose en su totalidad en el departamento de Lima, uniendo las provincias de Lima y Canta.
- De acuerdo al estudio de tráfico se tienen las siguientes intensidades de tráfico proyectadas al año 2031. Se clasifica a la carretera en estudio de acuerdo a la demanda como una Carretera de Primera Clase (carretera con una calzada de 02 carriles DC), presentando la mayor parte de la longitud de la vía una demanda dentro del rango de 2001 a 4000 veh/día.
- De acuerdo a las condiciones orográficas del terreno, la carretera se divide en 02 clasificaciones bien definidas. Del Km 0 al Km 26+650 corresponde a una carretera de tipos 1 y 2. Del Km 54 al Km 79+470 (fin del tramo) corresponde a una carretera de tipos 3 y 4.

4.9.3. Criterios básicos del diseño geométrico

4.9.3.1. Vehículo de diseño

Las características de los vehículos de diseño condicionan los distintos aspectos del dimensionamiento geométrico y estructural de una carretera. Así, por ejemplo:

- El ancho del vehículo adoptado incide en el ancho del carril de las bermas y de los ramales.

- La distancia entre los ejes influyen en el ancho y los radios mínimos internos y externos de los carriles en los ramales.
- La relación de peso bruto total/potencia guarda relación con el valor de pendiente admisible e incide en la determinación de la necesidad de una vía adicional para subida y, para los efectos de la capacidad, en la equivalencia en vehículos ligeros.

El tipo de vehículo de diseño considerado es el tipo WB – 19 (según AASHTO) equivalente al tipo de vehículo T3S2 (según Reglamento Nacional de Vehículos – 2003). Las dimensiones y características de recorrido se muestran en los gráficos siguientes: (Ver Figura 9 y Figura 10)

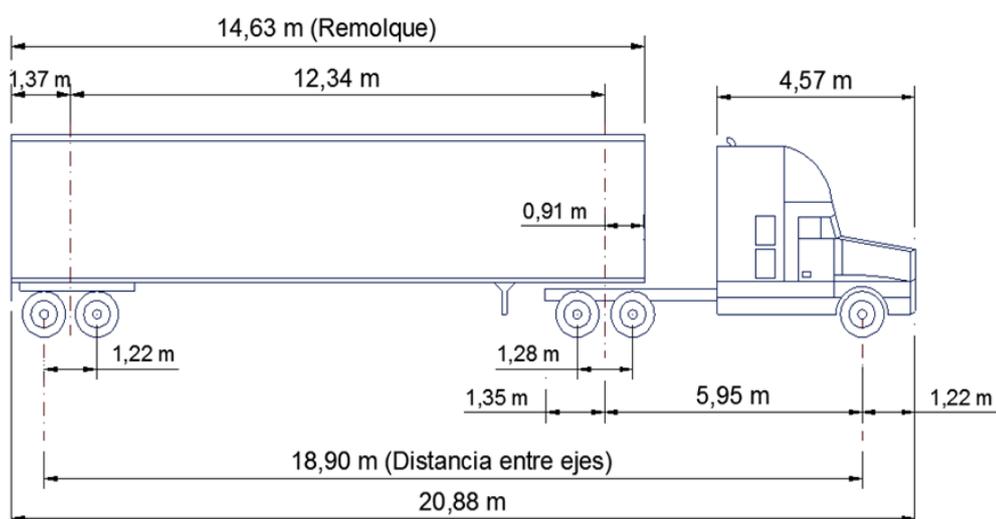


Figura 9: Vehículo de diseño: t3s2 (wb-19) normal.
Fuente: Proyecto Carretera Lima-Canta-La-viuda Unish

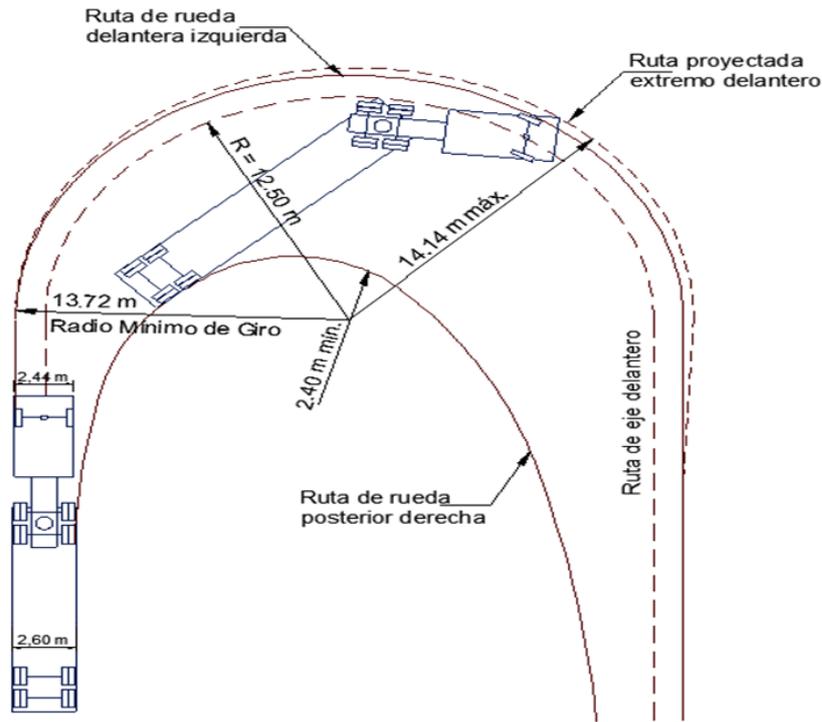


Figura 10: Vehículo de diseño: t3s2 (wb-19) curva.
 Fuente: Proyecto Carretera Lima-Canta-La-viuda Unish

Para el cálculo de distancias de visibilidad de parada y de adelantamiento, se requiere definir diversas alturas, asociadas a los vehículos ligeros, que cubran las situaciones más favorables en cuanto a visibilidad.

- H : Altura de faros delanteros: 0,60 m.
- h1 : Altura de ojos del conductor: 1,07 m.
- h2 : Altura de obstáculo fijo en la carretera: 0,15 m.
- h3 : Corresponde a altura de ojos de un conductor de camión o bus, necesaria para verificación de visibilidad en curvas verticales cóncavas bajo estructuras (2,50 m).
- h4 : Altura de luces traseras de un automóvil o menor altura perceptible de carrocería: 0,45 m.
- h5 : Altura del techo de un automóvil: 1,30 m.

4.9.3.2. Velocidad de diseño

La velocidad en una carretera guarda directa relación de dependencia de cuatro factores, distintos a los que particularizan al conductor y su vehículo, que son las características físicas de dicha carretera, las condiciones climáticas en su entorno, la presencia o interferencia de otros vehículos en la corriente del tránsito y los límites vigentes de velocidad, sean estos de carácter legal o relacionados con el empleo de los dispositivos usuales para el control del flujo vehicular.

Para el conductor, la velocidad es uno de los elementos críticos a considerar en la selección de la ruta a transitar o la escogencia de un determinado modo de transporte, ponderándose su importancia en términos de tiempos de recorrido, de costos de viaje, de la combinación de los dos factores anteriores y de la conveniencia de los usuarios.

La mayoría de las corrientes de tránsito registran en su comportamiento variaciones de velocidades que se ubican dentro de una distribución estadística normal, esto es, que la mayoría de los valores ocurren dentro de un rango central, con muy pocos valores ubicados en los rangos extremos de arriba y de abajo de la distribución. El diseño, en todo caso, busca satisfacer razonablemente los requerimientos de los usuarios en lo relativo a velocidades, bajo condiciones de seguridad y economía en las operaciones, sin dejarse llevar por incómodos extremos, como sucedería si se pretendiera atender al reducido número de usuarios que reclaman mayores velocidades de lo que se juzga razonable.

La tabla 104.01 de la DG-2001 permite la determinación de la velocidad de diseño en base a la orografía que atraviesa la vía y a la clasificación de la carretera. A partir de dicha tabla, se tiene:

- Para una carretera de primera clase, con una orografía tipo 2 la velocidad de diseño recomendada varía entre 60 y 90 Km/h.
- Para una carretera de primera clase, con una orografía tipo 3 la velocidad de diseño recomendada varía entre 50 y 80 Km/h.

- Para una carretera de primera clase, con una orografía tipo 4 la velocidad de diseño recomendada varía entre 50 y 70 Km/h.

Sin embargo, en vista que la carretera atraviesa quebradas angostas, en lugares puntuales se ha diseñado el alineamiento horizontal con velocidades menores a las recomendadas, además en zonas urbanas la velocidad de diseño utilizada es 30 Km/h, tal como lo establecen los Términos de Referencia del presente estudio.

4.9.4. Sección transversal

4.9.4.1. Número de carriles

La inmensa mayoría de las carreteras tiene una calzada constituida por dos carriles, uno para cada sentido de circulación. Este tipo de carreteras permite obtener un buen nivel de servicio con intensidades diarias de hasta unos 5000 veh/día, y aún aceptable mientras no rebasen unos 10 000 veh/día.

Debido a que la carretera en estudio corresponde a una Carretera de Primera Clase, la sección transversal estará conformada por una calzada de 02 carriles, uno para cada sentido de circulación.

Para el adelantamiento a otros vehículos es preciso ocupar durante un tiempo el carril destinado al sentido contrario, para evitar accidentes, el estudio geométrico contempla en la sección correspondiente a “descripción de trazo” la identificación de zonas en que se deba prohibir esta maniobra debido a que la distancia de visibilidad de paso sea insuficiente a la correspondiente de acuerdo. Se identifican estas zonas a fin de que se proyecte la señalización que amerite cada situación.

4.9.4.2. Ancho de carriles

Para establecer el ancho de carriles se ha tenido en cuenta los tipos de vehículos que transitarán por la zona así como el tipo de vehículo seleccionado en la sección “Vehículo de Diseño”, la importancia de una buena selección se centra en que los camiones y las

combinaciones de vehículos de diseño, con 2.60 metros de ancho, puedan transitar cómodamente y a las velocidades permisibles, dentro de la franja de circulación que les ha sido habilitada.

La tabla 304.01 de la DG-2001 permite la determinación del ancho de calzada para carreteras de dos carriles en base a la orografía que atraviesa la vía y a la clasificación de la carretera. A partir de dicha tabla, se tiene que:

- Para una carretera de primera clase, con una orografía tipo 2 el ancho recomendado de los carriles es de 3.60 metros.
- Para una carretera de primera clase, con orografías tipo 3 y 4 el ancho recomendado de los carriles es de 3.50 y 3.60 metros.

Cabe mencionar que el Estudio de Factibilidad considera una sección con calzada de 02 carriles cada uno con un ancho de 3.30 metros para toda la carretera.

Por otro lado, de acuerdo a los estudios realizados internacionalmente, un ancho de carril de 3.60 metros se considera como el ideal para las condiciones físicas más exigentes de la vía y el tránsito. Este ancho de carriles es deseable para las carreteras de la Red Nacional, de manera que una calzada de dos carriles con 7.20 metros ofrecerá óptimas condiciones para la circulación vehicular.

Por lo tanto, en vista que la carretera pertenece a la Red Vial Nacional con significativa presencia de tráfico pesado (transporte de productos mineros, madereros, agrícolas, etc.) y con velocidades que llegan hasta los 90 Km/h, se optó por uniformizar el ancho de los carriles a 3.60 metros, dotando de este modo de mayor seguridad al tránsito vehicular por esta carretera.

4.9.4.3. Ancho de bermas

Las bermas son las franjas de carretera ubicadas contiguas a los carriles de circulación y que, en conjunto con éstos, constituyen sección comprendida entre los bordes de los taludes, tienen su justificación en:

- La necesidad de proveer espacios para acomodar los vehículos que ocasionalmente sufren desperfectos durante su recorrido, esto siempre en cuando el ancho de bermas tengan un ancho mínimo de 2.40 m (ancho de vehículo de diseño), de lo contrario, estos vehículos en problemas se ven obligados a invadir los carriles de circulación, con riesgos para la seguridad del tránsito.
- Permitir el tránsito peatonal en ciertas áreas donde la demanda lo justifique.
- Proporcionar el espacio lateral libre suficiente para evitar la sensación de tránsito vehicular confinado y espacio de separación entre la calzada y la cuneta.

La tabla 304.02 de la DG-2001 permite la determinación del ancho de bermas en base a la orografía que atraviesa la vía y a la clasificación de la carretera. A partir de dicha tabla, se tiene que:

- Para una carretera de primera clase, con una orografía tipo 2 el ancho recomendado de las bermas es de 1.50 metros.
- Para una carretera de primera clase, con orografías tipo 3 y 4 el ancho recomendado de las bermas es de 1.20 metros para velocidades de hasta 60 Km/h.

Cabe mencionar que el estudio de factibilidad considera una sección con calzada de 6.60 metros de ancho y bermas a cada lado con 1.00 metros de ancho. Adicionalmente, el diseño geométrico considera la ubicación de plazoletas de estacionamiento a fin de que los vehículos averiados, aquellos que necesiten revisión o sólo descanso por parte del conductor, puedan ser ubicados en estas plazoletas.

4.9.4.4. Sobreancho de compactación

La sección transversal a nivel de sub-rasante en terraplén tendrá un sobre-ancho de compactación (SAC) mínimo de 0.50 metros que permita confinar las capas de sub base y base de modo que en el extremo exterior de la berma sea posible alcanzar el nivel de compactación especificado. Consecuentemente, en los 0.50 metros exteriores del SAC no se logrará la compactación máxima exigida por el resto de la plataforma por falta de confinamiento y riesgo por pérdida de estabilidad del equipo de compactación autopropulsado.

En plataformas en corte, se podrá prescindir del SAC como parte de la sección transversal, no obstante ello, al extender las capas de sub base y base se deberá colocar inicialmente un sobre-ancho de 0.50 m para poder compactar adecuadamente el borde exterior de las bermas, este ancho podrá ser utilizado para la colocación de elementos de seguridad y señalización vial o podrá ser retirado para conformar las cunetas proyectadas de acuerdo al estudio de hidrología.

4.9.4.5. Bombeos

La carretera en estudio se desarrolla entre los 260 y 2,850 m.s.n.m., atravesando zonas de clima templado en la costa aproximadamente hasta el Km. 26+800 con precipitaciones inferiores a los 50 mm, a partir del km 26+800 el clima corresponde al típico de la sierra con precipitaciones que alcanzan los 500 mm.

Por lo anterior y considerando que tanto la calzada y bermas tienen como superficie de rodadura una carpeta asfáltica, las normas DG-2001 especifican los valores de bombeo en tramos rectos tal como se indica a continuación:

- La calzada tendrá un bombeo de 2.0%.
- Las bermas y sobreanchos de compactación tendrán un bombeo de 4.0% hacia el exterior de la plataforma. La berma situada en el lado inferior del peralte, seguirá la inclinación de éste cuando su valor sea superior a 4.0%. En caso contrario, la

inclinación de la berma será igual a 4.0%. La berma situada en la parte superior del peralte, tendrá en lo posible, una inclinación en sentido contrario al peralte igual a 4.0%, de modo que escurra hacia la cuneta.

- La diferencia algebraica entre las pendientes transversales de la berma superior y la calzada será siempre igual o menor a 7%. Esto significa que cuando la inclinación del peralte es igual a 7%, la sección transversal de la berma será horizontal y cuando el peralte sea mayor a 7% la berma superior quedará indeseablemente inclinada hacia la calzada con una inclinación igual a la inclinación del peralte menos 7%.

4.9.4.6. Peraltes

La sobreelevación o peralte, siempre se necesita cuando un vehículo viaja en una curva cerrada a una velocidad determinada, para contrarrestar las fuerzas centrífugas y el efecto adverso de la fricción que se produce entre la llanta y el pavimento.

En curvas con radios de gran amplitud este efecto puede ser desestimado. De acuerdo a la experiencia se ha demostrado que una tasa de sobreelevación de 12.0% no debe ser excedida, debido al control combinado que ejercen los procesos constructivos, las dificultades para el mantenimiento y el efecto de incomodidad para el movimiento de vehículos lentos. Donde se limite la velocidad permisible por la congestión del tránsito o el extenso desarrollo marginal a lo largo de la carretera, la tasa de sobreelevación no debe exceder entre 4.0% y 6.0%. Dado que las condiciones meteorológicas y topográficas imponen condiciones particulares en los diseños.

Los valores de peralte utilizados corresponden a los recomendados por las normas AASHTO en el Manual de Diseño Geométrico de Carreteras y Calles. El siguiente cuadro presenta los valores de peralte según las velocidades de diseño y radios de curvatura horizontal. (Ver Cuadro 12)

CUADRO 12
VALORES DE TALUDES DE CORTE

TRAMO	PROGRESIVA		TALUD DE CORTE	
	INICIO	FIN	H	V
1	0+000	0+395	1	1
2	0+395	0+545	1	8
3	0+545	3+200	1	1
4	3+200	3+250	1	2
5	3+250	3+600	1	8
6	3+600	3+900	1	6
7	3+900	4+060	1	8
8	4+060	4+200	1	1
9	4+200	4+610	1	8
10	4+610	4+805	1	1
11	4+805	4+965	1	6
12	4+965	5+345	1	1
13	5+345	5+640	1	6
14	5+640	5+860	1	1
15	5+860	6+340	1	8
16	6+340	6+560	1	1
17	6+560	6+780	1	6
18	6+780	7+260	1	1
19	7+260	7+600	1	6
20	7+600	7+750	1	8
21	7+750	7+965	1	6
22	7+965	8+300	1	1
23	8+300	8+450	1	2
24	8+450	8+800	1	8
25	8+800	8+950	1	1
26	8+950	9+130	1	8
27	9+130	9+215	1	1
28	9+215	9+360	1	6
29	9+360	9+400	1	1

30	9+400	9+600	1	2
31	9+600	16+660	1	1
32	16+660	16+700	1	8
33	16+700	17+050	1	1
34	17+050	17+535	1	8
35	17+535	17+580	1	6
36	17+580	18+030	1	8
37	18+030	26+775	1	1
38	26+775	27+200	1	8
39	27+200	27+235	1	1
40	27+235	27+870	1	8
41	27+870	28+030	1	1
42	28+030	28+250	1	8
43	28+250	28+550	1	1
44	28+550	28+600	1	8
45	28+600	29+010	1	1
46	29+010	29+165	1	8
47	29+165	29+450	1	1
48	29+450	29+510	1	8
49	29+510	29+610	1	1
50	29+610	29+710	1	8
51	29+710	29+765	1	1
52	29+765	29+840	1	8
53	29+840	29+930	1	1
54	29+930	30+300	1	8
55	30+300	30+750	1	1
56	30+750	30+850	1	2
57	30+850	31+100	1	6
58	31+100	31+390	1	8
59	31+390	32+500	1	1
60	32+500	32+550	1	6
61	32+550	32+850	1	1
62	32+850	32+900	1	6

63	32+900	34+050	1	1
64	34+050	34+150	1	6
65	34+150	34+550	1	1
66	34+550	34+950	1	8
67	34+950	35+850	1	2
68	35+850	35+900	1	8
69	35+900	36+600	1	2
70	36+600	36+850	1	8
71	36+850	37+250	1	2
72	37+250	37+550	1	1
73	37+550	37+750	1	2
74	37+750	37+900	1	1
75	37+900	38+580	1	2
76	38+580	38+800	1	8
77	38+800	39+750	1	2
78	39+750	40+040	1	1
79	40+040	40+440	1	8
80	40+440	40+535	1	2
81	40+535	40+625	1	8
82	40+625	40+750	1	2
83	40+750	40+800	1	8
84	40+800	41+400	1	2
85	41+400	41+500	1	1
86	41+500	43+480	1	2
87	43+480	43+565	1	8
88	43+565	43+770	1	2
89	43+770	43+960	1	8
90	43+960	44+245	1	2
91	44+245	44+530	1	8
92	44+530	44+630	1	2
93	44+630	44+925	1	8
94	44+925	45+060	1	2
95	45+060	45+260	1	8

96	45+260	45+380	1	2
97	45+380	45+840	1	8
98	45+840	46+770	1	2
99	46+770	47+180	1	8
100	47+180	47+880	1	2
101	47+880	47+950	1	8
102	47+950	48+000	1	2
103	48+000	48+620	1	8
104	48+620	48+650	1	2
105	48+650	48+700	1	6
106	48+700	50+420	1	2
107	50+420	50+530	1	8
108	50+530	51+450	1	2
109	51+450	51+470	1	8
110	51+470	51+670	1	2
111	51+670	51+720	1	8
112	51+720	51+900	1	2
113	51+900	51+950	1	8
114	51+950	51+980	1	2
115	51+980	52+200	1	8
116	52+200	52+250	1	2
117	52+250	52+300	1	8
118	52+300	52+500	1	2
119	52+500	52+550	1	8
120	52+550	52+595	1	1
121	52+595	54+195	1	2
122	54+195	54+255	1	8
123	54+255	54+305	1	2
124	54+305	54+355	1	8
125	54+355	54+800	1	2
126	54+800	54+850	1	1
127	54+850	55+550	1	2
128	55+550	55+600	1	1

129	55+600	56+030	1	2
130	56+030	56+200	1	8
131	56+200	56+260	1	2
132	56+260	56+370	1	8
133	56+370	56+530	1	2
134	56+530	56+835	1	8
135	56+835	56+985	1	2
136	56+985	57+045	1	8
137	57+045	57+115	1	2
138	57+115	57+235	1	8
139	57+235	58+020	1	2
140	58+020	58+560	1	8
141	58+560	58+660	1	2
142	58+660	58+700	1	8
143	58+700	59+030	1	2
144	59+030	59+170	1	8
145	59+170	59+250	1	2
146	59+250	59+390	1	8
147	59+390	59+575	1	2
148	59+575	59+700	1	8
149	59+700	59+750	1	2
150	59+750	59+980	1	8
151	59+980	60+310	1	2
152	60+310	60+380	1	8
153	60+380	60+480	1	2
154	60+480	60+580	1	8
155	60+580	60+660	1	2
156	60+660	60+760	1	8
157	60+760	60+860	1	2
158	60+860	61+100	1	8
159	61+100	61+325	1	2
160	61+325	61+380	1	8
161	61+380	61+470	1	2

162	61+470	61+625	1	8
163	61+625	61+835	1	2
164	61+835	61+935	1	8
165	61+935	61+990	1	2
166	61+990	62+035	1	8
167	62+035	63+270	1	2
168	63+270	63+810	1	8
169	63+810	63+860	1	2
170	63+860	64+260	1	8
171	64+260	64+340	1	2
172	64+340	64+425	1	8
173	64+425	64+770	1	2
174	64+770	64+850	1	8
175	64+850	65+050	1	6
176	65+050	65+130	1	8
177	65+130	65+380	1	2
178	65+380	65+435	1	8
179	65+435	66+500	1	2
180	66+500	66+570	1	8
181	66+570	66+980	1	2
182	66+980	67+230	1	8
183	67+230	67+390	1	2
184	67+390	67+710	1	8
185	67+710	67+935	1	2
186	67+935	67+985	1	8
187	67+985	68+325	1	2
188	68+325	68+395	1	8
189	68+395	68+450	1	2
190	68+450	68+510	1	8
191	68+510	68+650	1	2
192	68+650	69+110	1	8
193	69+110	69+150	1	2
194	69+150	69+215	1	8

195	69+215	69+255	1	2
196	69+255	69+315	1	8
197	69+315	69+420	1	2
198	69+420	69+525	1	8
199	69+525	69+730	1	2
200	69+730	69+850	1	8
201	69+850	70+000	1	2
202	70+000	70+100	1	1
203	70+100	70+230	1	2
204	70+230	70+270	1	8
205	70+270	70+320	1	2
206	70+320	70+340	1	8
207	70+340	70+620	1	2
208	70+620	70+660	1	8
209	70+660	70+720	1	2
210	70+720	70+775	1	8
211	70+775	71+360	1	2
212	71+360	71+430	1	8
213	71+430	71+640	1	2
214	71+640	71+710	1	8
215	71+710	71+920	1	2
216	71+920	72+045	1	8
217	72+045	72+165	1	2
218	72+165	72+245	1	8
219	72+245	72+340	1	2
220	72+340	72+360	1	8
221	72+360	72+400	1	2
222	72+400	72+520	1	8
223	72+520	72+600	1	2
224	72+600	72+700	1	8
225	72+700	72+800	1	2
226	72+800	72+900	1	8
227	72+900	74+190	1	2

228	74+190	74+420	1	8
229	74+420	75+540	1	2
230	75+540	75+620	1	8
231	75+620	75+740	1	2
232	75+740	75+780	1	8
233	75+780	76+400	1	2
234	76+400	76+450	1	1
235	76+450	77+015	1	2
236	77+015	77+515	1	8
237	77+515	77+600	1	2
238	77+600	77+800	1	8
239	77+800	77+950	1	2
240	77+950	78+000	1	1
241	78+000	78+080	1	2
242	78+080	78+150	1	8
243	78+150	78+270	1	2
244	78+270	78+340	1	8
245	78+340	0+000	1	2

Fuente: Consorcio Vial Santa Rosa

4.9.4.7. Cunetas

Para el drenaje longitudinal de las aguas superficiales (calzada, taludes y bermas) y sub superficiales (taludes) se proyecta construir cunetas revestidas con concreto y de sección triangular a lo largo de la carretera.

En lo correspondiente a la geometría de la sección transversal se definió conjuntamente con el especialista en hidrología e hidráulica la sección típica de la cuneta, siendo las variantes de las mismas analizadas en el estudio de hidrología e hidráulica.

Cabe mencionar que en el estudio de factibilidad no se definió las dimensiones de las cunetas, solo se menciona que serán revestidas con concreto.

Las cunetas existentes en la carretera Lima – Canta (últimos 20 km), son del tipo triangular con dimensiones promedio de 1.40 metros de ancho en la parte superior, 0.70 metros de profundidad y talud interior (1.5:1 H:V).

Con las consideraciones mencionadas procedemos a definir las dimensiones de las cunetas:

- a) **Talud Interior de cunetas.-** El numeral 304.08.02 (a) del Manual de Diseño Geométrico de Carreteras (DG-2001), para velocidades menores o iguales a 70 km/h y IMDA mayor a 750 veh/día establece que:
- El talud interior de la cuneta será de 1 : 3 (V : H)
- b) **Profundidad de cunetas.-** El numeral 304.08.02 (b) de las DG-2001 recomienda que, en caso de cunetas de sección triangular, las profundidades mínimas de estas cunetas será de 0.20 m para regiones secas, de 0.30 m para regiones lluviosas y de 0.50 m para regiones muy lluviosas.

Complementariamente citamos textualmente lo observado por el Ministerio de Transportes y Comunicaciones (Dirección de Normatividad Vial) sobre las Características Técnicas de las Carreteras de la Red Vial:

“Construcción generalizada de cunetas revestidas de sección triangular con profundidades de 0.50 m o mayor y talud interior que atentan contra la seguridad vial (accidentes de tránsito por infraestructura). Estas características son factores potenciales para ocurrencia de accidentes fatales (por efecto pared) ante el despiste de vehículos, la misma que se hace más crítica en zonas donde la berma es reducida (0.30 m).

Considerando que las cunetas se proyectan en los últimos 20 km, en zona de precipitaciones considerables y que el pavimento tiene un

espesor promedio de 0.60 m con bombeo de 2.5% a nivel de sub rasante y el recubrimiento de cunetas será de concreto de 0.10 metros de espesor, se establece que:

- c) **La profundidad de la cuneta es de 0.40 metros.-** Asignando esta profundidad se evitará mayores volúmenes de corte (principalmente en taludes de gran altura) para dar mayor capacidad hidráulica a la cuneta y por otro lado, el asignar una profundidad menor significaría incrementar los costos por el relleno que se debería hacer sobre la plataforma de sub rasante para cimentar la cuneta.

El estudio de hidrología e hidráulica considera colocar cunetas revestidas con las dimensiones antes mencionadas desde el Km 52+420 hasta el fin del tramo. A medida de prevención se colocan cunetas no revestidas de 0.20 m de profundidad desde el km 26+800 hasta el km 52+420.

4.9.4.8. Pavimento

El diseño de pavimentos del presente estudio concluye que el dimensionamiento del pavimento será como se indica a continuación. (Ver Cuadro 13)

**CUADRO 13
RESUMEN DIMENSIONES ALTERNATIVAS (1-10) Y (10-20) AÑOS**

TRAMO 1 Km 0+000 - Km 79+500	Sectorizacion		Periodo Diseño	CAPAS DE PAVIMENTO AASHTO - 1993			REFUERZO ASFALTICO AÑO 10 MAC Convencional
				MAC Convencional cm	Base G. cm	Sub-Base cm	
TRAMO 1 Km 0+000 - Km 79+500	T1-1A Km. 0+000 - Km. 17+330	1ra Alternativa MAC	10 años	12.00	15.00	17.50	4.00
	T1-1B Km. 17+330 - Km. 41+000	1ra Alternativa MAC	10 años	10.00	15.00	20.00	3.50
	T1-1C Km. 41+000 - Km. 79+500	1ra Alternativa MAC	10 años	10.00	15.00	15.00	5.50

Fuente: Consorcio Vial Santa Rosa

Para determinar el ancho de la plataforma a nivel de sub rasante se ha considerado un espesor de 70 cm de pavimento (sub base granular,

base granular, carpeta asfáltica y refuerzo asfáltico) con taludes de los derrames de 1:3 en caso de cunetas y 1:1.5 en caso de rellenos.

4.9.4.9. Derecho de vía

El derecho de vía o faja de dominio de la carretera en estudio, se encuentra reglamentada por la sección 303 “Derecho de Vía o Faja de Dominio” del Manual de Diseño Geométrico de Carreteras, la que menciona que el ancho mínimo absoluto del derecho de vía correspondiente para una carretera de primera clase, de dos carriles es de 20 metros.

Adicionalmente, a cada lado del derecho de vía habrá una faja de propiedad restringida. La restricción se refiere a la prohibición de ejecutar construcciones permanentes que afecten la seguridad o visibilidad, y que dificulten ensanches futuros. El ancho de esa zona para una carretera de primera clase, de dos carriles es de 15 metros.

4.9.4.10. Secciones típicas

Considerado todo lo analizado en los ítems anteriores, se obtiene las siguientes secciones típicas: (Ver Figura 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18 y 19)

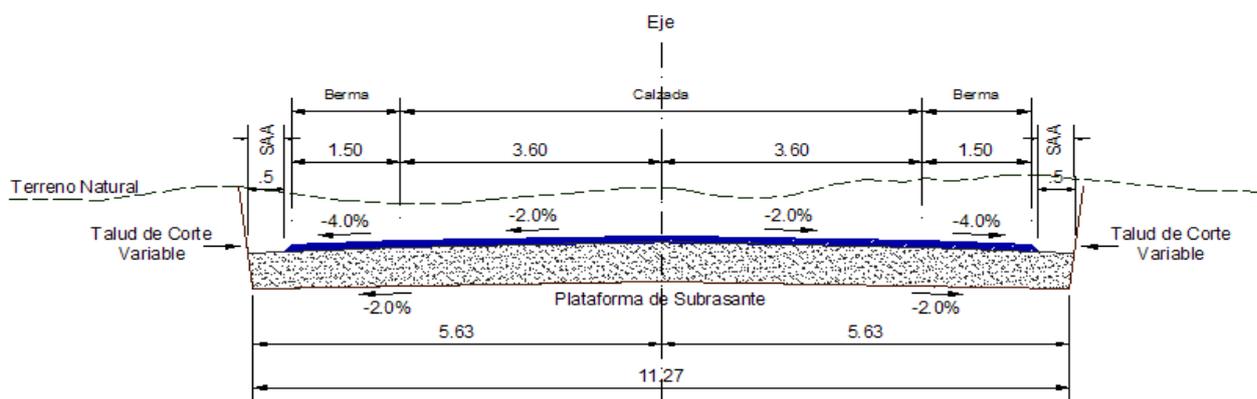


Figura 11: Secciones típicas km 0+000 – km 1+400

Sección típica en corte cerrado

Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

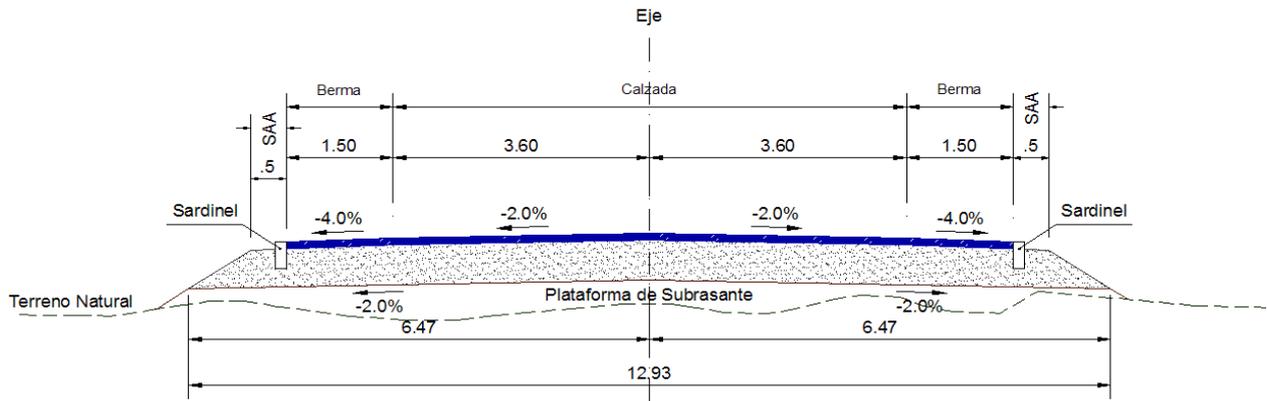


Figura 12: Sección típica en relleno
Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

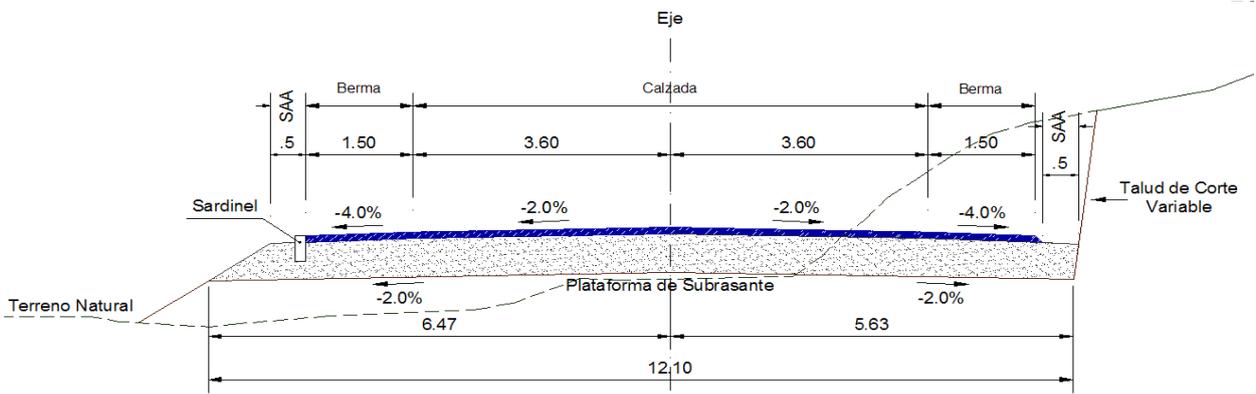


Figura 13: Sección típica a media ladera
Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

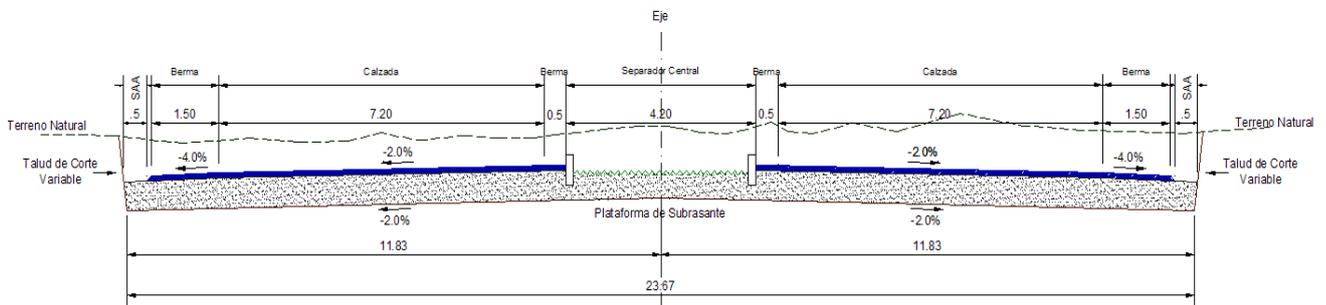


Figura 14: Secciones típicas km 1+400 – km 3+080
Sección típica en corte cerrado
Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

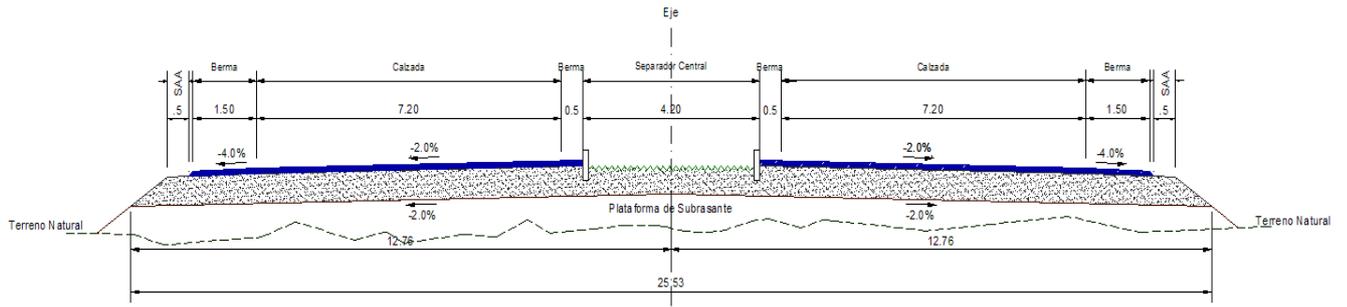


Figura 15: Sección típica en relleno
Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

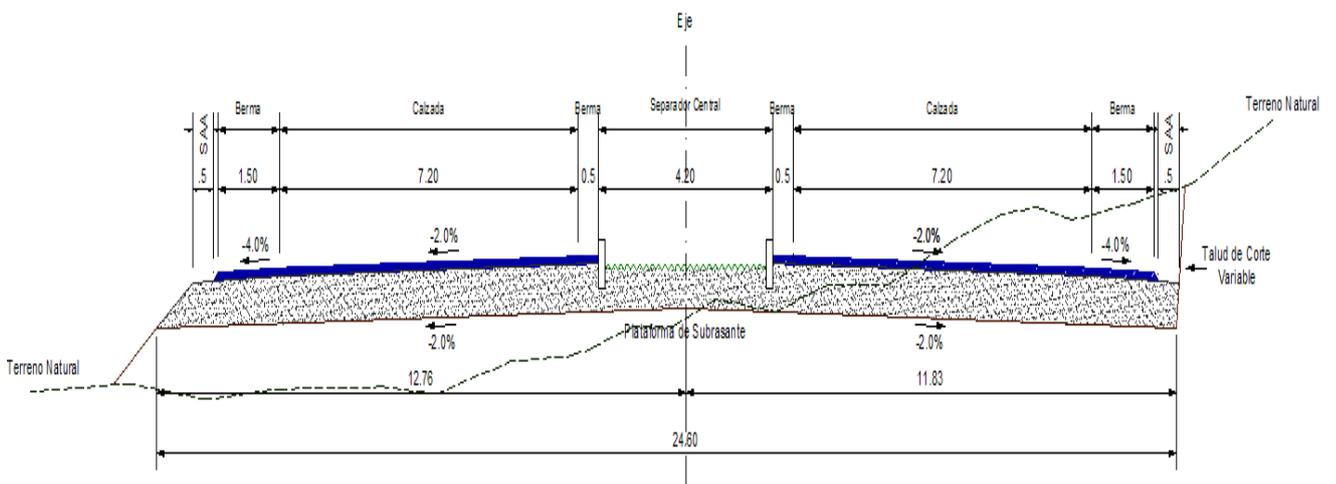


Figura 16: Sección típica a media ladera
Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

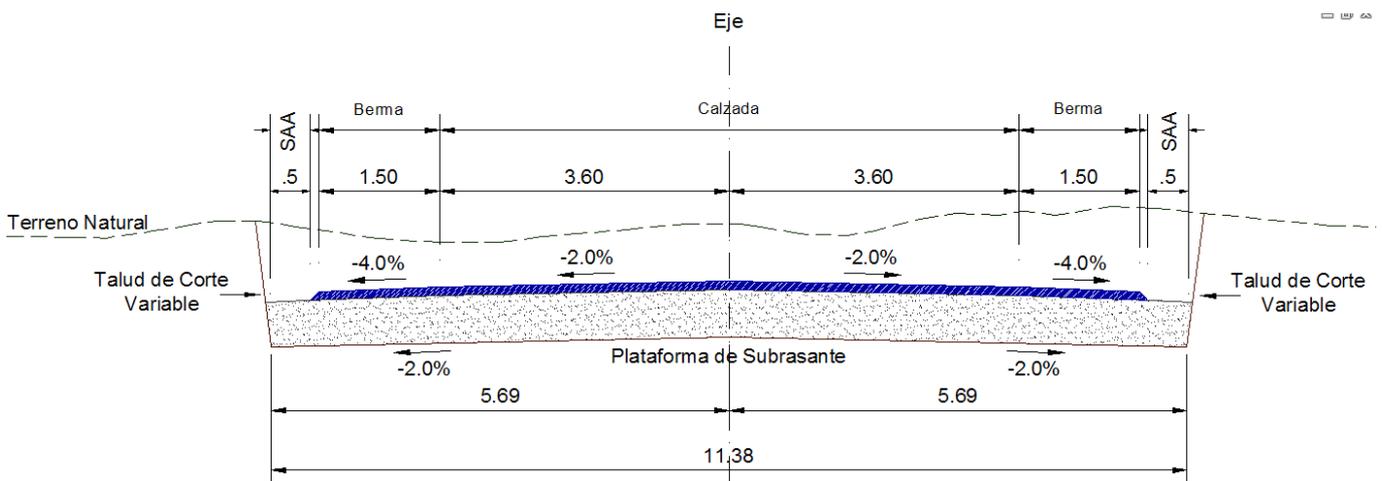


Figura 17: sección típica en ladera
Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

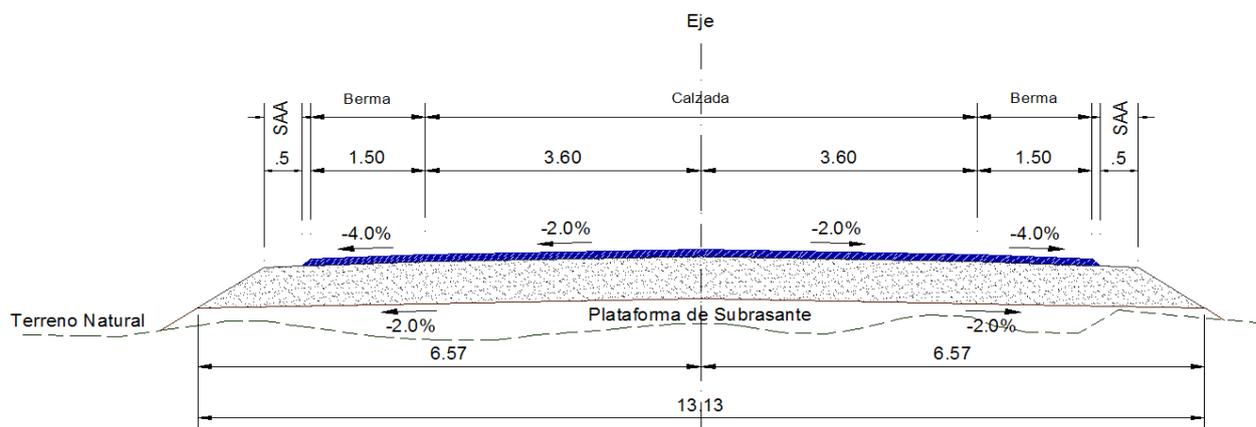


Figura 18: Secciones típicas km 3+080 – km 26+800

Sección típica en corte cerrado

Sección típica en relleno

Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

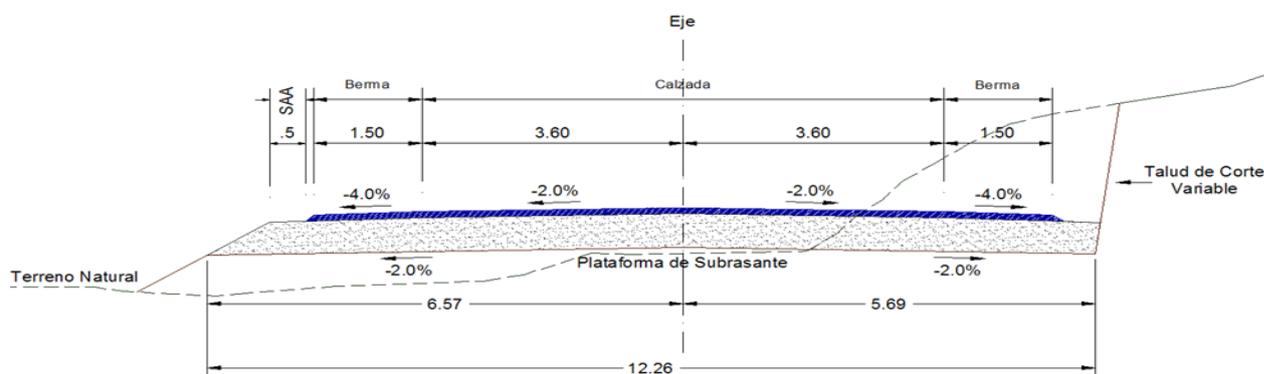


Figura 19: Sección típica a media ladera

Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

CAPÍTULO V

DISEÑO Y CÁLCULO DE MALLA PARA EL PRE-CORTE

5.1. Generalidades

El presente proyecto consiste en la ejecución de trabajos de perforación y voladura de banqueo y plataformado. 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 establecidos por el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional D.S. 055-2010-EM.

La ejecución de voladuras realizadas por el método de pre-corte en los distintos tramos de la carretera Lima – Canta – La Viuda Unisch son de gran importancia, debido a que estos trabajos toman un papel importante en proyecto en el sentido de liberación de vías y así poder tener el avance programado, otra de las ventajas importantes por la cual se opta por usar este método de voladura es para garantizar la sobre excavación en los taludes, mejorar la estabilidad del talud y finalmente tener un trabajo con mejor presentación este último no menos importante.

5.2. Volumen total de excavación en roca

El volumen total de roca a excavar es de 2,570, 859.70 m³ distribuido, carreteras, obras de arte, canteras y plataformados.

5.3. Ciclo de trabajo

- 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
- Voladura
- Limpieza y transporte del material de voladura.

5.4. Limpieza y desbroce del material orgánico

Consiste en quitar la capa superficial de material orgánico o top soil con equipo de movimiento de tierras (Tractor, Excavadora, etc.), de manera que se tenga una superficie dura en roca para la perforación.

5.5. Trazo y replanteo de la zona de perforación

La cuadrilla de topografía definirá y marcará los límites de diseño del PROYECTO (alturas de corte, ejes, etc.), del área donde se va a realizar los trabajos de perforación.

5.6. Perforación con equipo mecanizado

Se diseña los trazos de perforación y voladura en gabinete y se ubicará los puntos de perforación en campo según el diseño establecido y de acuerdo a lo indicado en las especificaciones del taladro (profundidad, diámetro, etc.), se realiza la perforación de acuerdo a un procedimiento de trabajo establecido para dicha tarea.

Las labores de perforación se realizaron con dos equipos, rock drill 660 ECM de atlas copco con un rango de perforación de 76 mm - 115 mm (3"- 4½") y el Roc F9 de atlas copco, con un rango de perforación de 89-127 mm 3 ½"- 5".

5.7. Carguío con explosivos y voladura

Se utilizará las mejores técnicas de voladura. Para ello se ha considerado en Emulsión como carga de fondo y ANFO como carga de columna. Para minimizar las vibraciones, rocas voladoras se utilizará retardos de superficie con tiempos en milisegundos y para iniciar toda la tanda de voladura con fulminante N° 8 y guía de seguridad. Asimismo se atacará cada taladro con material preparado de manera que la carga esté bien confinado en el taladro y se pueda aprovechar bien la energía del explosivo dentro del taladro.

5.8. Diseño de voladura

5.8.1. Descripción de los trabajos de corte en roca

La técnica usada para trabajos de corte en roca es por medio de perforación y voladura en el cual es necesario tener los conocimientos claros y definidos de la interacción con el entorno geológico, topográfico y con el resto de las operaciones como carga, transporte y almacenamiento. Utilizaremos técnicas de perforación y voladura para controlar la estabilidad de la masa rocosa por cargas inducidas, eliminando la sobrerotura, y daños en la roca circundante en la línea de talud final, no obstante todas ellas tienen un denominador común. El de reducir y mejorar la distribución de cargas explosivas para minimizar el esfuerzo y el fracturamiento en las cercanías del límite de excavación.

5.8.2. Voladura amortiguada

La voladura controlada o de pared lisa se desarrolló con el objetivo de controlar la sobrerotura. En la mayoría de experiencias con este tipo de técnica se establece que el espaciamiento de taladros de contorno es igual a $2/3$ del burden a la última fila de producción. Pero como en toda regla hay excepciones se pueden hacer las modificaciones del caso dependiendo del medio rocoso donde se realiza la voladura. Este método tiene mejores resultados en cortes con taladros verticales en construcción de taludes finales.

El Objetivo de esta voladura es el de encontrar el límite final de la pared con un contorno liso en taludes, zanjas, y bancos etc.

Para controlar y minimizar los daños por acción de la voladura alrededor de la excavación planeada.

Incrementar la seguridad y reducir los riesgos para el personal y equipos alrededor de la cresta del banco o a lo largo del talud final del corte.

La voladura por banqueo será controlado la carga operante para que una carga diseñada detone por cada microretardo minimizando los volúmenes, la onda aérea y las proyecciones En la fragmentación de materiales rocosos con explosivos intervienen al menos ocho mecanismos de rotura y son:

- Trituración de la roca
- Agrietamiento radial
- Reflexión de la onda de choque
- Extensión y apertura de las grietas radiales
- Fracturación por liberación de carga
- Fracturación por cizallamiento
- Rotura por flexión
- Rotura por colisión.

5.8.3. Plan de perforación y voladura de rocas.

El procedimiento de trabajo consiste en diseñar la malla de perforación y voladura teniendo en cuenta las variables que se enumeran: (Ver Figura 20, 21, 22 y 23)

Variables controlables

- Diámetro del taladro
- Número de caras libres
- Configuración y tamaño de la voladura
- Secuencia de iniciación
- Dirección de salida de la voladura
- Sistema de iniciación
- Profundidad de taladro
- Profundidad de sobre perforación
- Secuencia de retardos
- Geometría de la carga
- Inclinación del taladro
- Método de carguío
- Altura de banco/altura de corte
- Tamaño de fragmentación
- Altura de taco
- Malla
- Relación Burden/Espaciamiento

Variables no controlables

- Geología
- Propiedades geomecánicas del macizo rocoso
- Condiciones atmosféricas
- Presencia de agua
- Discontinuidades, fracturas
- Inclinação del talud

5.8.4. Diagrama de perforación y voladura

Es como sigue:

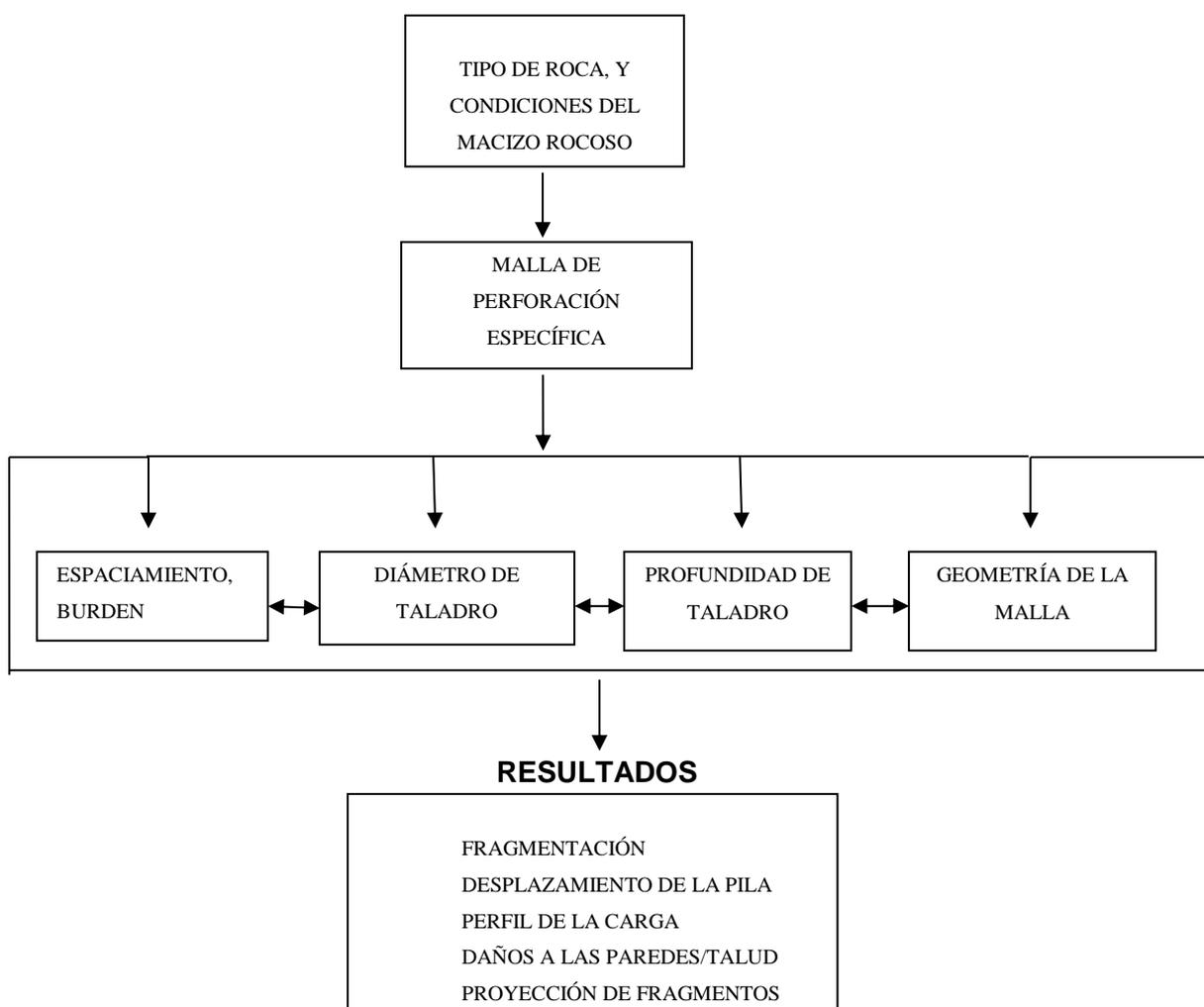


Figura 20: Diagrama de Perforación y Voladura
Fuente: Consorcio Vial Santa Rosa

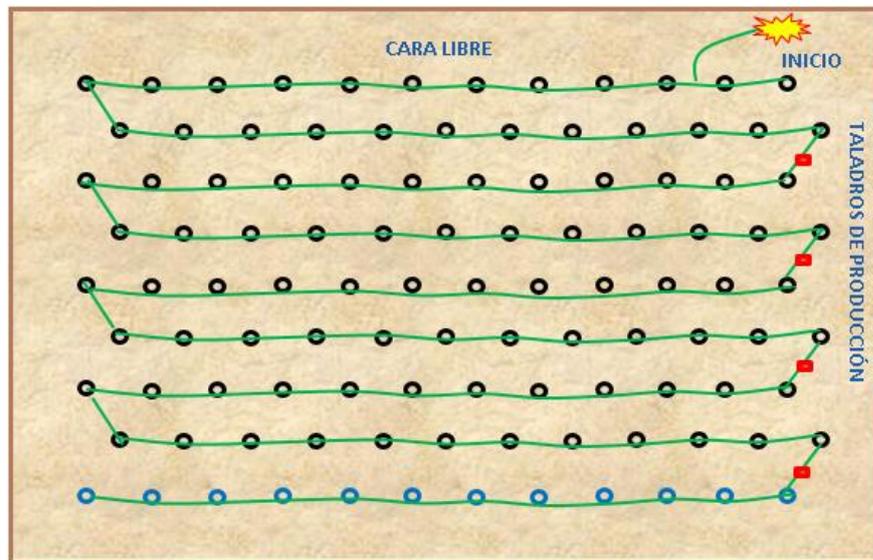


Figura. 21. Configuración de voladura
Fuente: Elaboración propia

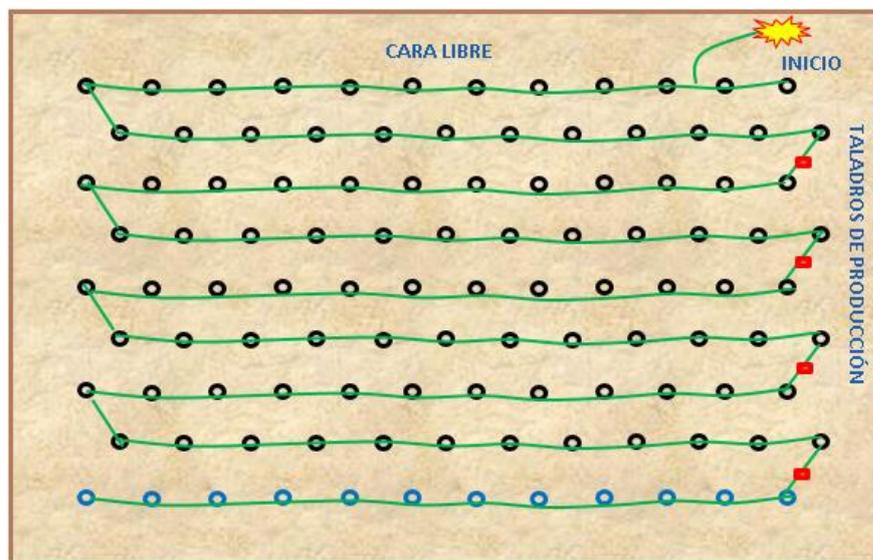


Figura 22. Secuencia de amarre de los taladros
Fuente: Elaboración propia

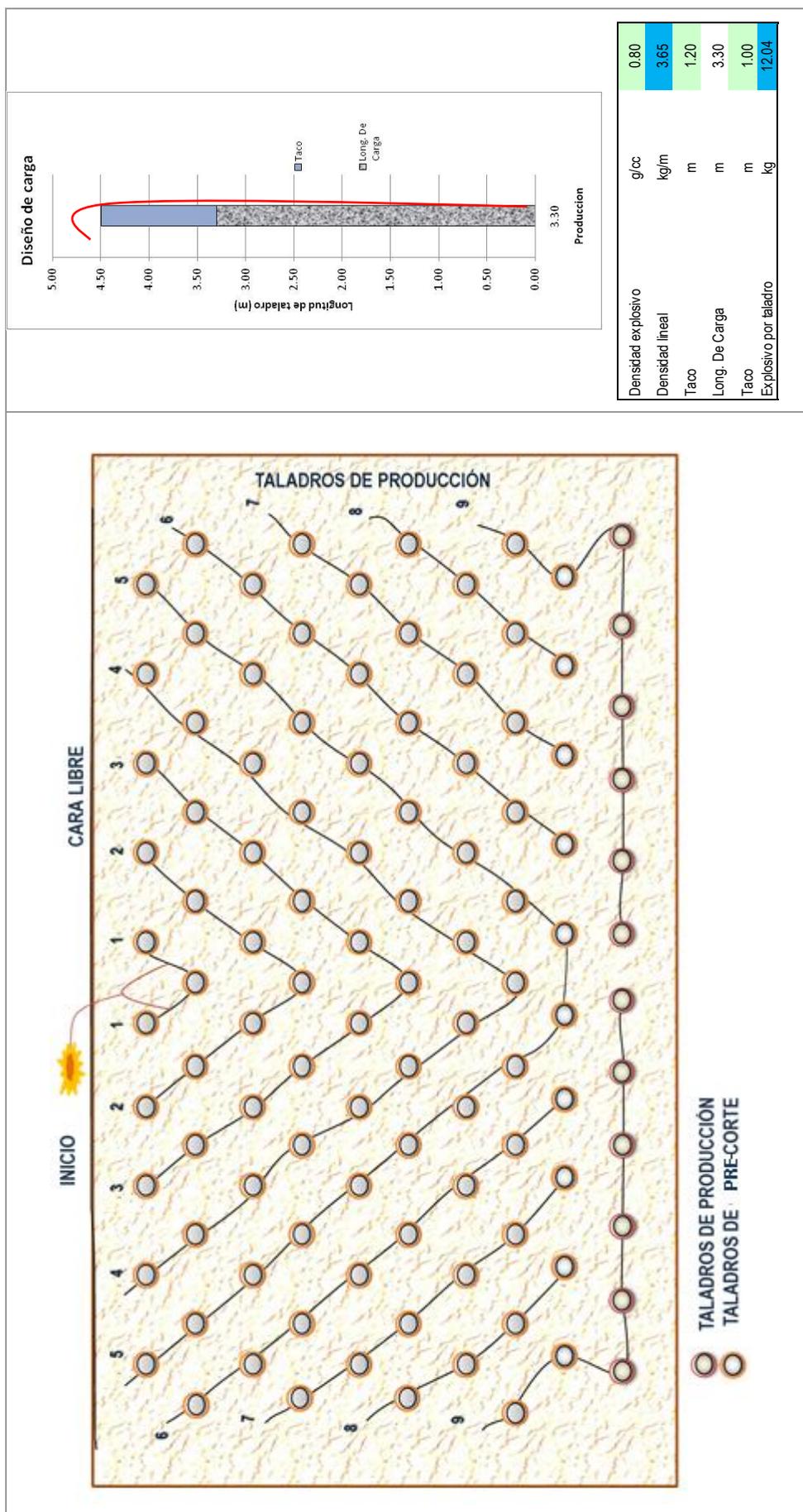


Figura 23: Diseño de malla de perforación y voladura con la salida en “Y”
Fuente: Elaboración propia

5.9. Tipos de corte en roca

5.9.1. Perforación y voladura en banco o plataformado

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. Un diseño típico de malla establece los siguientes parámetros:

Cálculo del burden (B)

$$B = 0.012 * \left(\left(\frac{2 * \rho_e}{\rho_r} \right) + 1.5 \right) * \phi_t \text{ (m)}$$

Donde:

B : Burden

ρ_e : Densidad del explosivo (ANFO: 88 gr/cc)

ρ_r : Densidad de la roca (andesita 2.7gr/cc)

ϕ_t : Diámetro del taladro (89 mm)

$$B = 0.012 * \left(\left(\frac{2 * 0.88}{2.3} \right) + 1.5 \right) * 89$$

$$B = 2.42 \text{ m}$$

Cálculo del espaciamiento (E)

$$S = 1.2 * B$$

Reemplazando tenemos:

$$S = 1.2 * 2.4 = 2.8 m. \cong 2.5$$

Para taladros de producción La sobre perforación (S_p), está en función a la altura de banco, diámetro de taladro, dureza de la roca, para nuestro caso no debe exceder de:

$$S_p = 0.2 * 2.4 = 0.48 m.$$

Profundidad de taladro es un parámetro variable, está en función a la altura de corte, se determinará en el terreno.

5.9.2. Perforación para corte a media ladera

Los cortes a media ladera se realiza mediante la perforación de taladros verticales siempre conservando los límites el talud, el espaciamiento entre taladros cuando la perforación es con máquina manual no deben pasar de 1.0 m y 1.5m para perforación con equipo pesado. Igualmente se pueden realizar perforaciones en abanico en forma horizontal con equipo mecanizado teniendo en cuenta de que la voladura no dañe los límites del talud. El sistema de iniciación para este caso, los taladros horizontales debe detonar antes que los taladros verticales ya que estos últimos sirven como amortiguación y deben actuar haciendo un recorte a lo largo de la fila cargada.

5.9.3. Perforación para cortes en taludes elevados

En este caso la perforación y voladura se realiza por etapas, para empezar los primeros cortes en forma de banqueo se debe formar una plataforma de trabajo mediante el uso de equipo de perforación manual hasta tener el ancho suficiente y el acceso respectivo para el uso de un equipo de perforación pesado. En cada tipo de perforación, el ciclo de trabajo se mantiene constante.

5.10. Cálculo de la carga explosiva por taladro

5.10.1. Concentración lineal de carga

$$Qc = 0.078539 \times \rho e \times \phi t \left(\frac{Kg}{m} \right)$$

Donde:

ρe : Densidad del explosivo (g/cc)

ϕt : Diámetro del taladro (cm)

Reemplazando se tiene:

$$Qc = 3.6 \text{ Kg/m}$$

Este factor de carga calculada es aplicado en los taladros de producción colocando tacos intermedios para disminuir la carga específica a no mayor de 0.4 kg/m³. En los taladros de talud o de corte se aplicará cargas espaciadas o distribuidas a lo largo del taladro dependiendo de las condiciones de fracturamiento del macizo rocoso.

5.10.2. Longitud de taco

$$Lt = 0.7 * B$$

$$Lt = 1.52$$

La longitud de taco calculada es para un taladro de 3.50 m de profundidad, para taladros de mayor profundidad se mantendrá la misma longitud de taco pero se colocará tacos intermedios dependiendo del terreno.

CAPÍTULO VI

DISCUSION RESULTADOS

El método de voladura aplicado en el proyecto carretera Lima - Canta - La Viuda Unish es voladura controlada por pre-corte, este ha llevado a obtener resultados satisfactorios en el aspecto técnico, prueba de ello es que se puede apreciar el estado de los taludes finales a lo largo de todo el tramo de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish, este trabajo se realizó de en coordinación con el área de topografía puesto que este área se encargaba de realizar indicaciones y recomendaciones sobre el diseño de la carretera siendo estos muy distintos o variables a lo largo de todo el tramo, una vez recibida esa información el área de perforación y voladura procedía con el diseño de la malla de perforación e iniciar los trabajos preliminares a este, como son limpieza y preparación de plataforma para proceder con la perforación siendo de gran importancia los accesos para los rock drill, el diseño de malla de perforación y voladura se realiza bajo los siguientes parámetros. (Ver Cuadro 14)

CUADRO 14

PARÁMETROS DE DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Descripción	Valores
Tipo de roca	Andesita, cuarcita
Densidad promedio	2.7 gr/cc
Diámetro de taladro	3.5"
Altura de banco	10 m
Explosivo	ANFO
Densidad del ANFO	0.85 g/cc
Condición de terreno	Seco

Fuente: Manual de voladura EXSA 2010.

6.1. Ubicación de estratos rocosos

En coordinación con lo establecido en el Estudio de Geología, se ubicó los estratos rocosos para considerar el material adicional en sectores de corte donde deberá efectuarse una sobre excavación de 0.15 metros y reemplazar con material granular antes de colocar la Sub-Base.

La sobre excavación de corte en roca se da con la finalidad de presentar una capa de transición entre el pavimento y un elemento rígido como la roca. Esto también se prevé en las especificaciones técnicas donde se indica que los cortes en roca se deberán profundizar por debajo de la cota de sub rasante y reemplazar con material de corte o cantera.

El siguiente cuadro indica la ubicación de los estratos rocosos a lo largo del tramo en estudio. (Ver Cuadro 15 y 16)

**CUADRO 15
UBICACIÓN DE ESTRATOS ROCOSOS**

De	A	Ancho (m.)	Observación
1+135	1+165	13.14	Corte cerrado en roca fracturada por mejoramiento de trazo.
3+230	3+420	14.07	Corte cerrado en roca fracturada por mejoramiento de trazo.
3+430	3+450	4.6	Ampliación en corte hacia talud de roca fija.
3+560	3+600	11.72	Ampliación en corte hacia talud de roca fija.
4+000	4+480	7.72	Ampliación en corte hacia talud de roca fija.
5+940	6+000	6.1	Ampliación en corte hacia talud de roca fija.
6+030	6+400	13.14	Corte cerrado en roca fracturada por mejoramiento de trazo.
7+800	7+820	6.57	Ampliación en corte hacia talud de roca fija.
7+820	7+860	13.14	Corte cerrado en roca fracturada por mejoramiento de trazo.
8+500	8+580	13.14	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.

8+580	8+900	13.14	Corte cerrado en roca por mejoramiento de trazo.
8+900	9+250	8.75	Ampliación en corte hacia talud de roca fija.
16+720	17+650	5.46	Ampliación en corte en afloramiento de roca fija fracturada
17+100	17+150	13.14	Corte cerrado en roca fracturada por mejoramiento de trazo.
26+800	26+840	13.45	Corte C. en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
26+850	26+880	6.9	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
27+040	27+080	6.2	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
27+100	27+140	13.14	Corte cerrado en roca fracturada por mejoramiento de trazo.
27+270	27+460	12.75	Corte cerrado en roca fracturada por mejoramiento de trazo.
27+521	27+830	11.9	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
27+839	27+880	13.03	Corte cerrado en roca fracturada por mejoramiento de trazo.
27+890	27+950	6.25	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
27+960	28+027	6.28	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
28+030	28+540	5.28	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
28+550	28+910	4.75	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
28+980	29+080	12.56	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
29+760	30+000	11.2	Ampliación en corte hacia talud de roca fija diaclasada.
30+020	30+160	12.55	Ampliación en corte hacia talud de roca fija diaclasada.
30+165	30+250	13.76	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
30+260	30+310	9.37	Ampliación en corte hacia talud de roca fija.
30+320	30+400	12.77	Corte cerrado en roca fracturada por mejoramiento de trazo.
31+430	31+500	13.41	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
33+000	33+140	12.71	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.

33+150	33+170	9.85	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
33+180	33+280	12.56	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
33+300	33+320	6.28	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
33+540	33+600	9.25	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
34+800	34+820	8.03	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
34+820	35+020	12.88	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
35+950	36+030	12.56	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
36+690	36+760	8.19	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
36+850	36+890	11.39	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
38+810	38+880	11.83	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
40+130	40+150	9.6	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
40+160	40+210	7.7	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
40+340	40+380	2.6	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
40+460	40+520	12.56	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
40+550	40+590	7.33	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
40+900	40+960	4.57	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
43+730	43+750	11.09	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
43+750	43+830	6.59	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
44+030	44+060	9.29	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
44+420	44+450	12.56	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
44+560	44+590	8.31	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
44+770	44+820	12.59	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
44+820	44+980	12.48	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
44+980	45+020	10.63	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
45+370	45+410	13.05	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.

45+690	45+730	11.78	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
47+140	47+250	7.46	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
48+100	48+130	6.39	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
48+200	42+235	5.65	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
48+280	48+300	9.25	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
48+360	48+380	9.35	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
48+380	48+415	12.54	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
48+450	48+550	12.45	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
50+550	50+600	7.65	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
51+400	51+450	11.81	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
51+450	51+460	11.13	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
51+600	51+680	8.34	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
51+880	51+930	12.38	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
52+250	52+280	12.16	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
52+280	52+300	11.72	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
52+570	52+620	12.15	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
52+700	52+730	12.79	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
52+730	52+750	9.34	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
53+240	53+260	7.36	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
54+305	54+340	12.56	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
54+340	54+360	12.56	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
56+100	56+140	9.15	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.

56+140	56+200	12.59	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
56+260	56+300	12.03	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
56+300	56+320	6.84	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
57+420	57+440	12.56	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
58+380	58+500	12.56	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
58+500	58+780	13.97	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
59+270	59+365	12.58	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
59+810	59+880	12.1	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
60+040	60+210	12.55	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
60+210	60+220	6.1	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
60+740	60+820	12.28	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
61+210	61+230	7.53	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
61+270	61+280	9.3	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
70+090	70+170	11.91	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
71+600	71+700	12.46	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
71+960	72+030	12.56	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
77+750	77+850	12.56	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.
78+250	78+300	13.36	Corte cerrado en roca fija fracturada por mejoramiento de trazo.
78+300	78+340	9.2	Ampliación en corte hacia talud de roca fija fracturada.

Fuente: Consorcio vial Santa Rosa

CUADRO 16
EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA A USAR EN LIMA CANTA

PROGRESIV A	ROCA FIJA		MATERIAL A PERFORAR		PARAMETROS DE PERFORACION												N° TALAD	
	M3	1.500,00	ROCK DRILL	MARTILLO	ROCK DRILL			MARTILLO			ROCK DRILL			MARTILLO			ROCK DRILL	MARTILLO
			M3	M3	ALT	BURD.	ESPC.	ALT	BURD.	ESPC.	ALT	BURD.	ESPC.					
4+230		1.500,00			6	2,5	3	3	1	1	3	1	1	0	0	500		
6+260		10,00		10	6	2,5	3	3	1	1	3	1	1	0	0	3		
7+280		1.300,00		1300	6	2,5	3	3	1	1	3	1	1	0	0	433		
7+640		1.100,00		1100	6	2,5	3	3	1	1	3	1	1	0	0	367		
7+860		1.400,00		1400	6	2,5	3	3	1	1	3	1	1	0	0	467		
8+440		1.600,00		1600	6	2,5	3	3	1	1	3	1	1	0	0	533		
9+120		2.300,00		2300	6	2,5	3	3	1	1	3	1	1	0	0	767		
17+000		15.000,00		15000	6	2,5	3	3	1	1	3	1	1	0	0	5000		
30+970		10.000,00	10000		6	2,5	3	3	1	1	3	1	1	222	0	0		
34+070		35.000,00	24500	10500	3	2,5	3	3	1	1	3	1	1	1089	3500	0		
TOTAL		69.210,00	34.500,00	34.710,00	5,7	2,5	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	1,0	1,0	1.311	11.570	11.570		
PRMEDIO																		

Fuente: Elaboración propia

6.2. Contrastación de hipótesis

Como parte de los resultados se propone que el método de pre-corte para cuidar las paredes finales del talud en el proyecto carretera Lima - Canta - La Viuda Unish mencionamos a continuación los resultados que se apreciaron al hacer uso de este método

- a) Disminuye notablemente las probabilidades de deslizamiento y rotura catastrófica del talud final mejorando la seguridad en la excavación por la disminución de caída de rocas.
- b) Menor agrietamiento y fractura del macizo rocoso, En caso de presencia de acuíferos se disminuye notablemente el flujo a través del talud, aumento de resistencia del talud frente a inclemencias del tiempo, factor que puede resultar crítico en ciertos lugares.
- c) Reducción del nivel de vibración Producido por las voladuras de producción cercanas, debido a la atenuación vibracional que supone la discontinuidad formada por el pre-corte.
- d) Menor o nula sobre excavación más allá del perfil de diseño evitando gastos innecesarios en el movimiento de tierras
- e) Disminución de los costes finales de excavación en roca fija y roca fracturada, tanto para la propiedad como para el contratista

6.2.1. Hipótesis general

Con la aplicación del método de voladura controlada se logró reducir la rotura de la pared final del talud, obteniendo también ventajas como menor proyección de rocas, reducción de vibraciones propias a la voladura y la disminución de los costes en movimiento de tierras en el proyecto carretera Lima - Canta - La Viuda Unish.

6.2.2. Hipótesis específica

- a) se logró el diseño de malla adecuado al tipo de roca aplicando los estudios geológicos y geotécnicos del proyecto carretera Lima - Canta - La Viuda Unish
- b) Se logró aplicar el método de voladura controlada a lo largo del tramo de la carretera Lima Canta - La Viuda Unish teniendo en cuenta la anisotropía que presenta por ser una vía de 78.24 kilómetros

CONCLUSIONES

1. Por la aplicación del 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 gemelamente presentan las carreteras de la red vial nacional.
2. Con la aplicación investigativa a través de la geología y geotecnia; se obtuvo el conocimiento de los geomateriales y su relación con respecto a las tensiones y deformaciones in-situ; dentro de los estratos rocosos; para que de este modo se diseñe y planifique la sobre perforación que debo ser lo más óptimo posible llegándose a estandarizar, para evitar la sobre excavación en este caso un promedio de 0.15 m, para luego ser reemplazado granular, como parte de la tecnología que se anticipa a la colocación de la sub – base, de este, evitándose la sobre- excavación.
3. Además por la reducción del nivel de vibración producida por el desacople de los voladuras de avance o de producción; por la creación de superficie de reflexión a través del pre-corte y la acción de control de la voladura de la masa rocosa; se evitó la proyección de roca y lo más fundamental evitar la formación de cuñas inevitables en la cara de los taludes finales que contribuirá positivamente a los efectos de los sismos y épocas de lluvias por la acción de últimamente se dan a través del “Niño Costero” influyendo negativamente por los altos costos de mantenimiento de vías de transporte.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda identificar las características del macizo rocoso para aplicar el método de voladura controlada, debido a que existen tipos de terreno que no requiere el uso de este método de voladura.
2. Se recomienda realizar 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.
3. Se recomienda controlar las vibraciones generadas por las voladuras
4. Se recomienda realizar trabajos de desquinche y limpieza de los bancos posteriores a la voladura, debido a que existe material fracturado que no podrá limpiar los equipos así como el perfilado del talud, generalmente es ahí donde se encuentran las rocas sueltas.

BIBLIOGRAFÍA

- Albarran, Calvin J. Konya Enrique. (1998). Diseño de Voladuras.
- B., Langefors U. and Kihlstrom. (1976). The Modern Technique of Rock Blasting. New York.
- Barriga, P. T. (1998). Sistema integral de frangmentacion de rocas como una nueva alternativa para la mineria superficial. Puno.
- Blasquez, L. B. (2012). Manual de carreteras.
- C.H., Dowding. (1985). Blast Vibration Monitoring and Control. Prentice Hall.
- C.K. Mckenzie W.r. Adamson. (1996). Exploring Optimised Delay Timing for Fragmentation.
- Camac T., Alfredo (2005). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. FIM-UNA. Puno.
- Camac T., Alfredo (2005). Tecnología de Explosivos. FIM-UNA. Puno.
- Chahuares Sairitupa, F. C. (2012) “Nuevo Diseño de Malla para Mejorar la Perforación y Voladura en Proyectos de Explotación y Desarrollo Mina EL COFRE”
- Chambi Flores, Alan (2011) “Optimizacion de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – Volcan S.A.A.”
- ENAEX. (2000). Manual de tronaduras ENAEX S.A. Chile.
- EXSA (2001) Manual Práctico de Voladura Edición Especial. Perú.
- EXSA. (2000). Manual Practico de voladuras (Edición Especial).
- Famesa Explosivos, 2008." Seguridad asociada a la manipulación y uso de explosivos en mina subterránea."
- Fitzgerald Nicholson, R. (2005). Determination of blast vibrations using Peak Particle Velocity in Bengal quarry. Jamaica.
- Frisancho Triveño, Giovanni (2006) “Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea”
- Haberer, Braden – Whitebay Eric – Riggins, Luke . (1998). The measurement and Analysis of ground vibrations .
- International Society of Explosives Engineers (ISEE). (2007). Manual del explosivista en voladura. Cleveland, Ohio, USA.

- J., Hutchings. (1990). Blasthole Diameter and Its Effect on Explosive Distribution. FRAGBLAST. Brisbane.
- Jauregui Aquino, Alberto 2009, “Tesis: Reducción de costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura”. Presentada a la Facultad de Ciencias Ingeniería, Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Jimeno, C. L. (2003). Manual de perforacion y voladura de rocas. España.
- L.W, C. L. (1977). Surface Morphology of Pre-split Fractures in Plexiglas Models.
- Laricano Flores, Ernesto (1995) “Optimizacion de Costos en las Labores de Desarrollo Minera Pachapaqui S.A.”
- Lopez Jimeno C., 1994 “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”, Instituto Geológico y Minero España. Edición 1994.
- Lopez Jimeno, Carlos (1997) “Manuel de Tuneles y Obras Subterranas”, Madrid: Graficas Arias Montano.
- Lupaca Marca, Jony P. (2009) “Costos en Operaciones Mineras Unitarias Subterráneas”
- Mckenzie, C. (1994). Estado del arte de la tronadura.
- Mendoza Juan (2006). Perforación y voladura, Universidad Nacional de Ingeniería Lima.
- MInisterio de obras publicas y transportes. (1998). Manual para el control y diseño de voladuras en obras de carreteras.
- Pascual de Blas, J. (1998). Problemática de las vibraciones en las voladuras. Medición, Control y Regulación Legal. .
- Peralte Herrera, Germán – Mojica Villamizar, Rubén. (1998). Características y control de las vibraciones producidas por acción de las voladuras en minas a cielo abierto.
- Rodríguez Velásquez, Roger Hernan (2011) “Mejoramiento de Operaciones Unitarias en Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Unidad Minera EL COFRE”
- Ticlavilca Paredes, Efraín A. (2010) “Diseño de Perforación y Voladura en el Tajo Susan de la Unidad Minera Corihuarmi Compañía Minera I.R.L ”
- U.E.E. (1996). Voladuras de contorno Usando Cordon Detonante o Riogur.

- VARGAS VARGAS ERNESTO, 2009" Tesis: Voladura controlada en labores de desarrollo y preparación de la mina Animon Chungar S.A.C."

ANEXOS

ANEXO 1

Ubicación geográfica del proyecto PG – 01

ANEXO 2

Plano clave PG – 02

ANEXO 3

PANEL FOTOGRÁFICO



Acceso al lugar de trabajo



**Perforando taladro en corte con máquina perforadora
ROC F9C de Atlas COPCO**



Taladros en corte para cargado



Material o macizo rocoso fragmentado después de voladura



Talud finas después del proceso constructivo



Bloque de roca por desprendimiento o falla por cuña en un talud



Piso en desnivel tipo “pecho” por falla de voladura



Muestra cara libre de talud en el macizo rocoso



Proceso de amarre para incendio de fila de taladros cargados pre corte



Personal recibiendo charlas de Seguridad antes de iniciar operaciones

