

UNIVERSIDAD NACIONAL SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**“APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA PARA ESTABILIZAR
TALUDES DE BANQUETAS EN EL SECTOR DE SENSECCALLA, DEL TRAMO
VII PROYECTO DE LA CARRETERA AYACUCHO ABANCAY DIV.
KISHUARA”**

PRESENTADO POR:

BACH. NILTON ARAGON GIL

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS.

ASESOR:

MGT. ODILON CONTRERAS ARANA

CUSCO – PERU

2019

DEDICATORIA

A:

Dios, por darme la oportunidad de vivir y por estar conmigo en cada paso que doy, por consolidar mi vida e iluminar mi mente y por haber puesto en mi camino a personas que han sido mi gran motivo y compañía durante todo el periodo de carrera,

Mi madre Yolanda Margarita Gil de Aragon, Mi Padre Sergio Aragon Campana por darme la vida, quererme mucho, creer en mí y porque siempre estuvieron ahí cuando los necesitaba, gracias por apoyarme incondicionalmente, todo esto se los debo a Uds.

Mi Esposa Liz Raquel Candia Gonzalez, por quererme y apoyarme siempre, esto también te lo debo a ti.

Mis hermanos, Sergio Aragon y Fabricio Aragon, por estar conmigo y apoyarme siempre, los quiero mucho.

.

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a todos mis docentes ya que ellos me enseñaron valores para mi vida profesional y a superarme cada día, también agradezco a mis padres porque ellos estuvieron en los días más difíciles de mi vida profesional.

Y agradezco a Dios por darme la salud que tengo, por tener valores y principios.

Estoy seguro que mis metas planteadas darán fruto en el futuro y por ende me debo esforzar cada día para ser mejor como persona y profesional sin olvidar los valores que engrandece a la persona.

INTRODUCCION

La estabilidad de los taludes en obras de ingeniería o de minería es de vital importancia para garantizar un normal, eficaz y seguro desarrollo de los trabajos ingenieriles y mineros. EL presente trabajo presenta la Aplicación de La Voladura Controlada para la Estabilización de Taludes de Banqueta en un sector Crítico de la carretera Longitudinal de la Sierra en su Tramo Ayacucho-Abancay-Sector de Senseccalla, Con los resultados que se obtienen se puede afirmar que el uso de la Voladura Controlada para la estabilización de taludes de banquetta en esta zona tiene un 90% de efectividad.

La zona estudiada se denomina SENSECCALLA y está comprendida entre las progresivas Km 318+000 a Km 318+670, y con el objetivo de optimizar nuestra evaluación, se optó por dividir a la zona de SENSECCALA en dos sectores, detallados a continuación: sector 1 (Km 318+400 a Km 318+670) y sector 2 (Km 318+000 a Km 318+400).

RESUMEN

El presente trabajo tiene por finalidad sustentar la tesis, con el tema de “APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA PARA ESTABILIZAR TALUDES DE BANQUETAS EN EL SECTOR DE SENSECCALLA, DEL TRAMO VII “PROYECTO DE LA CARRETERA AYACUCHO-ABANCAY DIV. KISHUARA”.

- ✚ El presente trabajo consta de 6 capítulos, siendo la primera donde se desarrolla el contenido de la investigación, planteamiento de los problemas, importancia del tema, objetivos de estudio y alcance de la tesis y organización.
- ✚ En el segundo capítulo de diagnóstico Actual, donde describiremos los antecedentes y Aspectos Generales del área en estudio, la descripción del marco teórico.
- ✚ En el tercer Capítulo trataremos sobre la Evaluación del Macizo Rocoso(Geomecánica) y la estabilidad de Taludes respectivamente.
- ✚ En el Cuarto Capitulo abordaremos todos los temas relacionados a la Voladura Controlada, Ventajas, Desventajas, Técnicas y la Selección del Tipo de Voladura Controlada a utilizar en el Proyecto en Mención.
- ✚ En el Quinto Capítulo abordaremos el tema de los Parámetros en el diseño de la Voladura Controlada y finalmente las conclusiones y recomendaciones.

INDICE GENERAL

AGRADECIMIENTO

DEDICATORIA

INTRODUCCION

RESUMEN

CAPITULO I: DISEÑO DE LA INVESTIGACION

1.1 DISEÑO DE LA INVESTIGACION

1.1.1 Sustentación del Estudio

1.1.2 Formulación del Problema

1.1.2.1 Problema General

1.1.2.2 Problemas Específicos

1.1.3 Justificación del Problema

1.1.4 Alcances

1.2 OBJETIVOS

1.2.1 Objetivo General

1.2.2 Objetivos Específicos

1.3 MARCO TEORICO

1.3.1 Antecedentes de la Investigación

1.3.2 Bases Teóricas

1.3.2.1 Voladura Controlada

1.3.2.2 Teoría del Método

1.4 HIPOTESIS

1.4.1 Hipótesis General

1.4.2 Hipótesis Específicas

1.5 VARIABLES E INDICADORES

1.6 METODOLOGIA

1.6.1 Tipo de Investigación

1.6.2 Población y Muestra

CAPITULO II: ASPECTOS GENERALES DEL AREA DE ESTUDIO

2.1 UBICACIÓN Y ACCESO

2.2 CLIMA Y TEMPERATURA

2.3 RELIEVE

2.4 HIDROLOGÍA

2.5 ASPECTO GEOLOGICO

2.2.1 Geología Regional

2.2.2 Geología Local

2.2.3 Geología Estructural

2.2.4 Geodinámica Externa Local

2.6 DESCRIPCION DEL PROYECTO

2.6.1 Antecedentes

2.6.2 Aspectos Generales de la Carretera - Situación Actual

2.6.3 Geometría del Eje Actual

2.6.4 Parámetros de Diseño

2.6.5 Canteras

2.6.6 Drenaje y Estructuras

CAPITULO III: ANALISIS DEL MACIZO ROCOSO

3.1 Evaluación del Macizo Rocoso

3.1.1 Evaluación Geomecánica

3.1.1.1 Clasificación Geomecánica de Bieniawski

3.1.1.2 Estudios Geofísicos

3.1.2 Ensayos de Laboratorio

3.1.2.1 Ensayos de Propiedades Físicas de las Rocas

3.1.2.2 Ensayos de Carga Puntual

3.1.2.3 Ensayos Químicos

3.1.2.4 Petrografía Macroscópica

3.1.3 Parámetros de la Resistencia de las Rocas

3.1.3.1 Criterios de Resistencia Hoek-Brown (2002)

- 3.1.3.2 Determinación de la Constante m_j de la Matriz rocosa
- 3.1.3.3 Resistencia a la Compresión de la Matriz Rocosa
- 3.1.3.4 Índice Geológico de Resistencia, GSI
- 3.1.3.5 Criterios de Deformación de Macizos Rocosos
- 3.1.3.6 Capacidad Admisible en el macizo Rocoso
- 3.1.3.7 Criterio de Hoek et al. (2002)
- 3.1.3.8 Criterio AASHTO (1996)
- 3.1.3.9 Parámetro de resistencia Cortante en Discontinuidades
- 3.1.3.10 Resumen de Parámetros Geomecanicos

3.2 EVALUACION DE TALUDES

- 3.2.1 Taludes en Suelos
 - 3.2.1.1 Análisis de Estabilidad Estático
 - 3.2.1.2 Análisis de Estabilidad Pseudo-Estatico
- 3.2.2 Taludes en Roca
 - 3.2.2.1 Falla Tipo Planar
 - 3.2.2.2 Falla Tipo Cuña
 - 3.2.2.3 Factor de seguridad
- 3.2.3 Evaluación de Taludes en el Sector Crítico de Senseccalla

CAPITULO IV: MARCO TEORICO DE LA VOLADURA CONTROLADA

4.1 VOLADURA CONTROLADA

- 4.1.1 Teoría del Método
- 4.1.2 Voladura Controlada
- 4.1.3 Voladura Convencional

4.2 VENTAJAS DE LA VOLADURA CONTROLADA

4.3 DESVENTAJAS DE LA VOLADURA CONTROLADA

4.4 TECNICAS PARA LA VOLADURA CONTROLADA

- 4.4.1 Voladura de Precorte
 - 4.4.1.1 Teoría del Método
 - 4.4.1.2 Determinación de los Parámetros de Precorte

- 4.4.1.2.1 Presión de Detonación
- 4.4.1.2.2 Reducción de la Presión de Detonación
- 4.4.1.2.3 Espaciamiento entre Taladros
- 4.4.1.2.4 Diámetros de Perforación
- 4.4.1.2.5 Espaciamiento Entre taladros
- 4.4.1.2.6 Explosivo y Factor de Carga
- 4.4.1.2.7 Secuencia de Salida
- 4.4.1.2.8 Inclinación del Precorte
- 4.4.1.3 Ventajas del Precorte
- 4.4.2 Voladura de Recorte
- 4.4.3 Voladuras Amortiguadas
 - 4.4.3.1 Ventajas
 - 4.4.3.2 Desventajas
- 4.5 VOLADURAS CONTROLADAS ESPECIALES**
- 4.6 SELECCIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA**

CAPITULO V: PARAMETROS EN EL DISEÑO DE VOLADURA CONTROLADA

5.1 PARÁMETROS DE ROCA

- 5.1.1 Propiedades físicas
- 5.1.2 Propiedades Elásticas o de Resistencia Dinámica de las Rocas
- 5.1.3 Condiciones Geológicas

5.2 PARAMETROS DE PERFORACION

- 5.2.1 Equipos de Perforación
- 5.2.2 Selección de Equipos de Perforación
- 5.2.3 Condiciones de Perforación
- 5.2.4 Diseño de Malla de Perforación

5.3 PARÁMETROS DE VOLADURA

- 5.3.1 Dimensión de la Voladura
- 5.3.2 Parámetros Dimensionales

5.3.2.1 Diámetro del Taladro

5.3.2.2 Longitud del taladro

5.3.2.3 Longitud de Taco

5.3.2.4 Altura de Banco

5.3.2.5 Burden

5.3.2.6 Espaciamiento

5.4 CÁLCULO Y DISTRIBUCIÓN DE LA CARGA EXPLOSIVA PARA LA VOLADURA CONTROLADA

5.4.1 Explosivos a Emplearse

5.4.2 Columna Explosiva Taladros de Precorte

5.4.2.1 Cargas

5.4.2.2 Factor de Carga

5.4.2.3 Volumen de Explosivo

5.4.2.4 Grado de Confinamiento

5.4.2.5 Densidad de Carguío

5.4.3 Columna Explosiva Taladros de Producción

5.4.3.1 Cargas

5.4.3.2 Factor de Carga

5.4.3.3 Volumen de explosivo

5.4.3.4 Grado de confinamiento

5.4.3.5 Densidad de Carguío

5.4.3.6 Intervalos de Iniciación de las cargas

5.5 CALCULO DE PARAMETROS DE LAS BANQUETAS (Metrados)

5.5.1 Diseño de Banquetas

5.5.2 Volumen por Banquetas

5.6 CALCULO DE COSTOS PARA LA VOLADURA CONTROLADA

5.6.1 Costos de Perforación

5.6.1.1 Equipos de perforación

5.6.1.2 Varillaje

5.6.2 Costos de Voladura

- 5.6.2.1 Agentes de Voladura
- 5.6.2.2 Accesorios de Voladura
- 5.6.3 Costos de Acarreo
 - 5.6.3.1 Equipos
 - 5.6.3.2 Distancia Acopios y Botaderos
- 5.6.4 Costo Mano de Obra
- 5.6.5 Resumen de Costos

CAPITULO VI: ASPECTOS AMBIENTALES Y SEGURIDAD

6.1 LINEA BASE SOCIO AMBIENTAL

- 6.1.1 Medio Físico
- 6.1.2 Medio Biológico
- 6.1.3 Medio Socio Económico
- 6.1.4 Afectaciones Prediales

6.2 IDENTIFICACION Y EVALUACION DE PASIVOS AMBIENTALES

6.3 OBTENCION DEL CIRA DE LA CARRETERA Y AREAS AUXILIARES

6.4 SECUENCIA DE LA EVALUACIÓN DE IMPACTO AMBIENTAL

6.5 PLAN DE MANEJO AMBIENTAL

- 6.5.1 Programa de Control y/o Mitigación Ambiental
- 6.5.2 Programa de Monitoreo
- 6.5.3 Programa de Capacitación y educación Ambiental
- 6.5.4 Programa de Asuntos Sociales
- 6.5.5 Programa de Contingencias
- 6.5.6 Programa de Revegetación
- 6.5.7 Programa de Cierre o Abandono

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

CAPITULO I

DISEÑO DE LA INVESTIGACION

1.1 DISEÑO DE LA INVESTIGACION

1.1.1 Formulación del Problema

La zona sometida a estudio es el Sector de Senseccalla en el proyecto “Mejoramiento y Rehabilitación de la Carretera Ayacucho – Abancay Tramo VII: Dv .Kishuara – Pte. Sahuinto” ubicado en el departamento de Apurímac, Provincia de Andahuaylas, distrito de Huancarama, progresiva 318+00 al 318+400.

La geodinámica de esta zona se manifiesta por el alto grado de fracturamiento y alteración de las rocas producto del ciclo orogénico andino. Producto de ello, en este sector se tienen caídas y desprendimientos de rocas de grandes dimensiones, así mismo, la posición estructural de las rocas y el alto buzamiento de las mismas generan fallas planares y por vuelco produciendo desprendimientos de masas de rocas considerables.

De los ensayos realizados en este sector, así como los ensayos de laboratorio se observa que existirá a mediana profundidad cierta resistencia a la excavación. considerando que la condición actual es inestable, esta alternativa propone un talud superior de corte de 1V:3H, con banquetas de 3m cada 10m de altura por lo que será necesario el uso de explosivos bajo carga controlada.

¿De qué manera influye la aplicación de una voladura controlada en la ejecución de banquetas para garantizar la estabilidad de taludes de corte en el sector crítico de Sallalli en la progresiva 318+00 al 318+400 dentro del proyecto “Mejoramiento y Rehabilitación de la Carretera Ayacucho – Abancay Tramo VII: Dv .Kishuara – Pte. Sahuinto”?

1.1.2 Justificación del Problema

La voladura no es solo una actividad aplicada en la Minería sino también es una ayuda muy importante en la ejecución de obras civiles de acuerdo a la necesidad de atacar a la roca, lograr el fin deseado y desarrollar un diseño que permita lograr resultados óptimos tanto en producción, calidad y seguridad, minimizando costos

tanto en perforación, voladura, selección y carguío de material, es fundamental en obras que impliquen voladura y tipo de material a explotar, ya que la voladura convencional se ha mejorado a través del tiempo con las teorías de mecánica de rotura de rocas, existiendo varios métodos de diseño de voladuras que han ido evolucionando a través de la historia.

En las estructuras de tierra el material debe ser adecuado para la construcción cumpliendo los estándares de calidad que se requiere en el proyecto, conseguir este material en canteras y listo para su producción es a veces muy difícil encontrarlo, por ello se debe recurrir a la voladura de rocas para poder cumplir con la necesidad de material en obra

1.1.3 Alcances

Ejecutar un plan de voladura controlada para la construcción de banquetas cuyo objetivo será dar estabilización del talud en el sector crítico de Senseccalla, para la empresa OBRASCON HUARTE LAIN SUCURSAL DEL PERU SAC.

1.2 OBJETIVOS

1.2.1 Objetivo General

Realizar una voladura controlada óptima para garantizar la ejecución de las banquetas que permitirá dar la estabilidad del talud de corte en el sector crítico Senseccalla en la progresiva 318+00 al 318+400 dentro del proyecto de Mejoramiento y Rehabilitación de la Carretera Ayacucho – Abancay Tramo VII: Dv .Kishuara – Pte. Sahuinto” ubicado en el departamento de Apurímac, Provincia de Andahuaylas, distrito de Huancarama.

1.2.2 Objetivos Específicos

- Determinar si es posible estabilizar taludes de corte a través de una voladura controlada
- Mejorar la accesibilidad del transporte de pasajeros y carga en la zona de influencia, garantizando la transitabilidad de los vehículos en condiciones de

eficiencia y seguridad, reduciendo los costos operativos y el tiempo de viaje a los mercados locales y regionales.

- Incorporar a la economía provincial y departamental, a todos los beneficiarios de la zona de influencia del proyecto.

1.3 MARCO TEORICO

1.3.1 Antecedentes de la Investigación

La voladura de rocas es una actividad de fragmentación de rocas en partículas más pequeños y de granulometría adecuada para su uso y carguío, el material de voladura puede ser usado en diversas maneras ingenieriles ya sea para material de base y sub-base de una vía, agregados para concreto y asfalto, material de relleno para construcción de terraplenes, enrocados, presas etc. (Presas de Tierra y Enrocamiento – Raul J. Marsal y Daniel Resendiz Nuñez, Pag. Xxx) (Manual Práctico de Voladura de Rocas – EXSA, Pag-147)

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada. Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la “mejor” fragmentación.

Así, en la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas, mientras que en la de rocas algunas veces se requiere que sea en grandes bloques, como los que se emplean para la construcción de carreteras, muros de contención etc.

El desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyecta de la manera más conveniente para el paleo o acarreo, de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles.

Teniendo en cuenta los diversos criterios que involucra un trabajo de voladura, como el propósito o uso final del lugar a excavar o el del material a obtener el volumen a ser excavado, el grado de fragmentación promedio requerido, si la roca excavada se quedará in situ o será transportada a otro lugar, el tipo y la dimensión del equipo de remoción y acarreo disponible, la proximidad a instalaciones importantes que puedan ser afectadas por vibraciones o proyecciones, además de otros, es pues necesaria una planificación cuidadosa de la voladura considerando todos los detalles que puedan influir en sus resultados.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no. Son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca

Imagen 1: Banquetas sector Crítico de Senseccalla



1.3.2 Bases Teóricas

A.- Voladura Controlada

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea.

Las técnicas de voladura controlada han sido adoptadas en diversas labores, en un esfuerzo por mejorar la estabilidad de taludes en las paredes del pit final, y poder minimizar el daño inducido tras la zona de voladura.

Ventajas:

- Busca producir superficies de rocas lisas y estables
- Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobre excavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura.
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente
- Es una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

Desventajas:

- Costo relativamente mayor que la voladura convencional por requerir mayor perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.
- Mayor tiempo de preparación en la obra
- En material detrítico incompetente o deleznable puede no llegar a dar resultados óptimos.

Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el auto sostenimiento de las excavaciones.

Son varias las técnicas para voladura controlada desarrollada en los últimos años, muchas veces específicamente para un problema particular, pero las más aplicadas son:

- Voladuras de precorte
- Voladura de recorte
- Voladuras amortiguadas

Estas técnicas se efectúan tanto para trabajos subterráneos como en superficie

B.- Teoría del Método

Una carga explosiva convencional acoplada, que llena completamente un taladro, al detonar crea una zona adyacente en la que la resistencia dinámica a compresión de la roca es ampliamente superada, triturándola y pulverizándola. Fuera de esa zona de transición, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan grietas radiales alrededor de todo el taladro, lo que se denomina fisuramiento radial.

Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas direcciones, hasta que por colisión de las dos ondas de choque en el punto medio entre taladros, se producen esfuerzos de tracción complementarios perpendiculares al plano axial.

Las tracciones generadas en ese plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo la propagación de las grietas radiales en la dirección de corte proyectado, lográndose esto en especial cuando dos taladros son cercanos.

Posteriormente estas grietas se amplían y extienden bajo la acción de cuña de los gases de explosión que se infiltran en ellas.

La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura por la presión de gases permite obtener un plano de fractura definido.

Según esto, el mecanismo de trabajo de una voladura de contorno comprende a dos efectos diferentes: uno derivado de la acción de la onda de choque y otro derivado de la acción de los gases en expansión.

La presión de gases es clave en la voladura controlada, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes.

Esto se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape prematuro de los gases a la atmosfera

Imagen 2: Voladura en el Sector Crítico de Senseccalla



1.4 HIPOTESIS

1.4.1 Hipótesis General

Si se aplica una voladura controlada en la ejecución de banquetas en el sector crítico de Senseccalla en la progresiva 318+00 al 318+400, dentro del tramo VII del proyecto de carretera Ayacucho – Abancay, entonces la estabilización de taludes de banquetas será factible.

1.4.2 Hipótesis Específicas

1. La aplicación de Voladura controlada para la construcción de banquetas permitirá la estabilización de taludes.

1.5 METODOLOGIA

El estudio realizado es mediante la metodología Inductiva, ya que es parte de aspectos antes establecidos a nuevas condiciones y al análisis de un nuevo caso, a través de teorías y pruebas realizadas en campo, cuyos resultados al final podrán ser aplicados en otros proyectos.

1.5.1 Tipo de Investigación

La investigación es de tipo aplicada, basado en los conocimientos descubiertos por la investigación científica.

1.5.2 Población y Muestra

Está determinado por la inestabilidad de taludes en el sector crítico de Senseccalla en la progresiva 318+00 al 318+400 dentro del proyecto de Mejoramiento y Rehabilitación de la Carretera Ayacucho – Abancay Tramo VII: Dv .Kishuara – Pte. Sahuinto” ubicado en el departamento de Apurímac, Provincia de Andahuaylas, distrito de Huancarama.

CAPITULO II:

ASPECTOS GENERALES

2.1 GENERALIDADES

2.1.1 Ubicación y Acceso

La Carretera Ayacucho - Abancay, pertenece a la Red Vial Nacional, con código de Ruta Nacional PE 3S con una longitud aproximada de 386.8 kilómetros, esta vía actualmente es afirmada, en su recorrido cruza diversas provincias como Huamanga, Vilcashuaman, Chincheros, Andahuaylas y Abancay; las dos primeras pertenecen al departamento de Ayacucho y el resto al departamento de Apurímac, en su trayecto atraviesa diferentes altitudes que varían desde los 1,950 m.s.n.m. hasta los 4,230 m.s.n.m.

La Carretera Andahuaylas - Abancay Tramo Desvío Kishuara – Puente Sahuinto, es el último tramo de esta carretera que une las ciudades de Ayacucho capital del

departamento de Ayacucho con las ciudades de Andahuaylas y Abancay (capital del departamento de Apurímac).

El tramo se inicia en la progresiva Km.309+728.30 (Desvío hacia el distrito de Kishuara de la carretera Ayacucho – Andahuaylas- Abancay y termina en el Km. 386+214.70 (en el Puente Sahuinto, distrito de Abancay).

Este Tramo corresponde al Tramo VII de la carretera Ayacucho – Andahuaylas – Abancay.

La accesibilidad es a través de las ciudades de Chalhuanca, Abancay y Andahuaylas.

El acceso por vía aérea es a través de Andahuaylas y el Cuzco y por vía terrestre por la carretera asfaltada Lima – Nazca –Puquio – Chalhuanca – Abancay, además se puede acceder con mayor dificultad por la ruta asfaltada, Lima – San Clemente – Huaytará – Rumichaca – Ayacucho y continuar por una vía afirmada Ayacucho – Chincheros – Andahuaylas – Abancay.

2.1.2 Clima y Temperatura

El clima es característico al de los valles alto-andinos, con alturas que oscilan entre los 2,200 y los 4,400 msnm, las temperaturas ambientales son variables, de acuerdo a la estación propia de la zona, alcanzando entre 3°C hasta 25°C en los valles más bajos.

La Temperatura en la Cordillera de los Andes es el factor determinante de las características climáticas de la zona. El clima es frío y seco con una humedad relativa media anual de 64%, siendo más seco en noviembre y más húmedo entre los meses de enero a marzo.

Las temperaturas y la humedad disminuyen a medida que aumenta la altura. Hacia los tres mil quinientos metros sobre el nivel del mar se extienden las punas, con bajas temperaturas que descienden aún más durante la noche.

En esta parte de la región, dentro de las temperaturas mínimas media mensual registrada para el periodo 1994 – 2006(Estación Abancay), la máxima fue de

12.0°C y la mínima de 7.30°C, para el periodo 1999 – 2008(Estación Andahuaylas), la máxima fue de 9.7°C y la mínima de 0.4°C. Como se puede apreciar las temperaturas se encuentran por encima de los 0.0°, temperaturas que no llegan al congelamiento, sin embargo el criterio para la selección del tipo de asfalto será con respecto a la altitud por donde se desarrolla la carretera en estudio.

En el Cuadro “Registro Climatológico – SENAMHI”, muestra los datos registrados por la Oficina General de Estadística e Informática”, con respecto a la Temperatura Máxima Media Mensual y la Temperatura Mínima Media Mensual de los tres últimos años de registro de la Estación de Abancay.

Cuadro 1: Registro Climatológico SENAMHI

ESTACION	ABANCAY	Periodo	1994-2006
Latitud	13° 36' "S"	Departamento	Apurímac
Longitud	72° 52' "W"	Provincia	Abancay
Altitud	2750 m.s.n.m.	Distrito	Tamburco
Temperatura Mínima		7.30° C	
Temperatura Máxima		12.00° C	

ESTACION	ANDAHUAYLAS	Periodo	1999-2008
Latitud	13° 39' "S"	Departamento	Apurímac
Longitud	73° 22' "W"	Provincia	Andahuaylas
Altitud	2866 m.s.n.m.	Distrito	Andahuaylas
Temperatura Mínima		0.40° C	
Temperatura Máxima		9.70° C	

FUENTE: ESTUDIO DEFINITIVO DE REHABILITACION Y MEJORAMIENTO DE LA CARRETERA AYACUCHO – ABANCAY, TRAMO: KISHUARA – PTE. SAHUINTO

2.1.3 Relieve

El relieve topográfico Corresponde a las estribaciones occidentales de la cordillera Sur del Perú. Presenta relieves agudos a escarpados diferenciándose de las colinas suaves. Esta unidad presenta una morfología relativamente joven producida en gran parte por tectonismo, sistemas de fallas plio cuaternario que cortaron la superficie de puna, entre las principales destaca la falla de Abancay.

La historia geológica muestra que desde fines del Paleozoico, la cordillera oriental fue una zona móvil positiva y sufrió varias etapas de erosión seguidas de levantamientos.

2.1.4 Hidrología

El estudio correspondió a la hidrología de la carretera en toda la longitud, desde Ayacucho hasta Abancay.

En el tramo que corresponde al estudio del Km.309+700 al Pte. Sahuinto, el estudio se circunscribe a la ruta actual entre Andahuaylas y Pte. Sahuinto. No se menciona a la variante Dv. Kishuara-Alfapata. El tramo en común corresponde solo al existente entre Alfapata y Puente Sahuinto.

El estudio indica lo siguiente: “Se recomienda la construcción de alcantarillas de Tubo Metal Corrugado TMC de diámetros de 1 200 y 1 500 mm con cabezales de concreto por las facilidades de transporte y montaje. Para las cuencas medianas se indica las dimensiones de la sección de los marcos de concreto armado. Asimismo para los cruces con los ríos se indica las dimensiones de la sección de los pontones y puentes.”.

También se indica que “Las alcantarillas de cruce o derivación y las de control de cursos menores de agua existentes, son estructuras rústicas con muros y losas de piedras, todas son estructuras de construcción generalmente inapropiada que no garantiza la estabilidad y permanencia de las mismas, además de carecer de las necesarias obras de protección”.

2.1.4.1 Estudio de cuencas

La carretera se inicia en el Km.309+700 a una altitud de 3765 msnm y luego continúa en un curso descendente pasando por las localidades de Kishuara, Cristal Pampa, hasta llegar a Ruinas de Curamba, a una altitud de 3615 msnm. La carretera continua pasando por Huancarama (3336 msnm), Sotapa (3082 msnm), hasta llegar a Alfapata (2445 msnm). Desde este punto el trazo continúa por la Ruta Nacional PE 3S, hasta llegar al Puente Sahuinto (1810 msnm).

El estudio de cuencas comprende a veinticuatro quebradas, cuyas superficies, de tamaño variable, oscilan entre 0.45 km² y 29.47 km², corresponden a cuencas de tamaño pequeño y su delimitación se realizó sobre planos a curvas de nivel, tomando en cuenta el trazo proyectado. Las alcantarillas existentes que complementan el sistema de drenaje, corresponden a alcantarillas de piedra, de concreto y TMC. La hidrología ha sido elaborada sobre la base de las estaciones pluviométricas Andahuaylas y Abancay, vecinas a la zona de estudio.

➤ Qda. Palca

Cruza la carretera en el Km.312+930, tiene una superficie de cuenca de 29.47 Km². La pendiente del cauce principal es de 15.26%, sin embargo en el cruce de la carretera es más baja. Presenta transporte de bolonerías.

➤ Qda. 313+195

Cruza la carretera en el Km.313+195, es una cuenca pequeña con una superficie de cuenca de 9.38 Km². La pendiente del cauce principal es de 30.84%, la cual puede ser considerada como alta. Como la cuenca está en las nacientes, no se ha observado transporte de escombros ni huaycos.

➤ Qda. 316+574

Cruza la carretera en el Km.316+574 es una cuenca pequeña con una superficie de cuenca de 4.41 Km². La pendiente del cauce principal es de 24.52%, la cual puede ser considerada como alta. Como la cuenca está en las nacientes, no se ha observado transporte de escombros ni huaycos. El cauce es estable

➤ **Qda. 340+550**

Cruza la carretera en el Km. 340+560, es una cuenca pequeña con una superficie de cuenca de 3.90 Km². La pendiente del cauce principal es de 63.79%, la cual puede ser considerada como alta. Como la cuenca está en las nacientes, no se ha observado transporte de escombros ni huaycos. El cauce es estable

2.2 ASPECTO GEOLOGICO

2.2.1 GEOLOGÍA LOCAL

Esta zona comprende a 2 sectores críticos: del Km 318+000 al Km 318+400 y del Km 318+400 al Km 318+670.

Geomorfológicamente estos sectores adyacentes se ubican en la ladera del cerro Sallalli en su parte media superior y al SE del CP Tonjo. La pendiente de esta ladera en su parte baja a media es en promedio de 35° y en la parte superior supera los 45°, está recubierta por vegetación típica de la zona en algunos sectores.

Litológicamente el sector crítico Km 318+000 al Km 318+400 se compone de calizas grises de la formación Ferrobamba del Cretáceo Medio-superior con cobertura de suelo vegetal (limoso) hasta 1.0 m de espesor en promedio donde se desarrolla la vegetación. Debajo de este horizonte se tiene la roca calcárea que presenta alto grado de fracturamiento y alteración como manifiesta la presencia de óxidos de Fe y la alteración de venillas de calcita presentes en el macizo rocoso.

La resistencia del macizo rocoso varía entre R3 y R4. Siendo R3 en la zona alterada (oxidada) y R4 en la zona sin alteración, pero en ambos casos muy fracturados. El macizo presenta pendientes mayores de 45° hasta sub verticales en sus partes altas. El alto grado de fracturamiento en las rocas calizas nos indica una intensa actividad tectónica en la región.

El sector crítico del Km 318+400 al Km 318+670 presenta material Cuaternario coluvial que consiste en fragmentos de roca a modo de gravas

y cantos angulosos básicamente envueltos en una matriz areno limosa. Los clastos son de naturaleza calcárea en general.

Este depósito coluvial tiene una pendiente de reposo natural entre 45° a 50° en promedio.

Imagen 3: Vista Satelital Zona Critica Senseccalla



Vista satelital de los sectores críticos sujetos a estudio donde se aprecia que estos pertenecen a un antiguo deslizamiento

Imagen 4: Vista Panorámica Sector Crítico Senseccalla



Vista satelital del Sector sometido a estudio SALLALLI

2.2.2 GEOLOGÍA LOCAL DEL TRAZO DE CARRETERA

➤ Km. 315+700 al Km. 319+600:

Rocas calizas de la Formación Ferrobamba en sectores muy tectonizadas dando lugar a derrumbes en roca y a la formación de depósitos coluviales muy potentes como es el caso del sector crítico Sallalli.

➤ Km. 319+600 al Km. 329+600

Suelos residuales arcillosos muy húmedos con intercalación de areniscas de grano fino débiles, limolitas y lutitas meteorizadas de la Formación Yura en sectores muy aislados. En este sector el trazo de carretera se desarrolla mayormente en cortes a media ladera. Las pendientes de estas laderas son mayormente suaves a moderadas. En la mayor parte de este sector se tiene la presencia de bofedales de fondo de laderas sobre los cruces de pequeñas quebradas.

2.2.3 GEOLOGÍA REGIONAL

1.- Geomorfología

Tres unidades geomorfológicas importantes pueden diferenciarse:

A.- Altas Mesetas o Mesetas Altiplánicas

Se describe una zona de relieve suave, truncada por una superficie de erosión que queda a una altura que varía de 4200 msnm a 4700 msnm. Esta superficie de erosión es la superficie Puna; ésta ha sido disectada por la erosión, esencialmente glacial, las huellas de las glaciaciones se observan por encima de los 3500 msnm (valles en U, depósitos morrénicos, etc.).

Las variaciones litológicas determinan formas de relieve diferente; los extensos afloramientos de calizas del Cretáceo medio (formación Ferrobamba) de la parte centro- Sur de la zona correspondiente del cuadrángulo de Abancay presentan huellas de erosión kárstica.

Las rocas intrusivas, generalmente granodioritas, han resistido bien a la acción erosiva de la unidad geomorfológica. Muchas veces constituyen relieves residuales por encima de la superficie Puna.

B.- Cordillera Oriental

Al Norte de la unidad de mesetas altiplánicas y separada de ella por una zona de fallas orientadas Este-Oeste, se encuentra la unidad Cordillera Oriental que corresponde a las estribaciones occidentales de la cordillera Sur del Perú. Presenta relieves agudos diferenciándose de las colinas suaves.

La morfología joven de la unidad geomorfológica, responde al juego reciente de la zona de fallas E-W (Falla de Abancay). El levantamiento plio-Cuaternario de los Andes se realizó por intermedio de fallas normales que cortaron la superficie Puna. Estas partes levantadas sufrieron una reactivación de la erosión y se encuentran rejuvenecidas.

La historia geológica muestra que desde fines del Paleozoico, la Cordillera Oriental fue una zona móvil positiva y sufrió varias etapas de erosión seguidas

de levantamiento.

C.- Los Valles

Las dos unidades geomorfológicas anteriores, se encuentran disectadas por valles profundos y a menudo encañonados. Estos valles presentan un encañonamiento de más de 1000 m en ciertas partes de su recorrido. Los flancos muestran una fuerte pendiente y frecuentemente están cubiertos por mantos gruesos de aluviones.

La gran velocidad del agua indica que todavía los ríos no alcanzan su perfil de equilibrio. Los tributarios del río Apurímac no han tenido el tiempo de regularizar su curso y tienen un nivel de base muy abrupto; esto se traduce en el terreno por una zona de rápidos en las cercanías de la confluencia, como ocurre en el valle de Curahuasi y el valle de Sahuinto.

Al levantarse los Andes durante el Cuaternario, el nivel de base de los ríos quedó sobrealzado y empezó una erosión regresiva.

Los valles formados aguas debajo de las vertientes, son a menudo angostos y encañonados, sus flancos presentan terrazas fluviales con depósitos coluviales en algunas laderas.

En el área de estudio el valle típico corresponde al valle del río Pachachaca, estos valles se ubican en la vertiente del Atlántico.

2.- ESTRATIGRAFÍA

Dentro del área de estudio afloran terrenos sedimentarios cuya edad varía del Permiano medio y superior al Cuaternario.

A.- Grupo Mitu

Constituido por areniscas y limo arcillitas rojas, conglomerados, algunos horizontes de evaporitas y escasas intercalaciones volcánicas. En su conjunto esta unidad tiene un color rojo ladrillo.

Las lutitas (limo arcillitas) se encuentran intercaladas entre los bancos de areniscas. Son poco endurecidas y se transforman en barro bajo la acción del

agua. Los conglomerados son abundantes en la parte inferior del grupo Mitú también se encuentran intercalaciones conglomerádicos en todos los niveles de la unidad, sus elementos generalmente son bien redondeados y su matriz es arenosa roja o gris. Las evaporitas forman lentes a veces importantes ubicados generalmente en la parte inferior del grupo, consistente esencialmente de yeso y anhídrita asociados con sal (cloruro de sodio).

El Grupo Mitú sobreyace en concordancia al Permiano medio y está cubierto concordantemente por el Mesozoico (Triásico inferior). Por ello se le atribuye al grupo

Mitú una edad Permiana superior, con posibilidad que llegue al Triásico inferior.

B.- Grupo Yura

El grupo Yura está compuesto por lutitas negras en la parte inferior y de cuarcitas en la parte superior.

Las lutitas son negras, a menudo carbonoso, bien estratificado y contienen restos vegetales. Se encuentran intercaladas en bancos de areniscas finas. También existen intercalaciones de calizas negras bituminosas (trocha de Huancarama).

Las cuarcitas son macizas y forman barrancos muy abruptos (valle de río Pachachaca).

La pátina es generalmente rojiza a gris amarillento y el corte fresco variando de rosado a gris. A veces se encuentran intercaladas con horizontes muy delgados de lutitas. El grano es generalmente fino y es muy frecuente la estratificación cruzada.

El grupo Yura está cubierto en concordancia por las calizas del Cretáceo medio (formación Ferrobamba), encontrándose afloramientos en la carretera Andahuaylas- Santa María de Chismo y en la trocha a Huancarama. El grupo Yura corresponde al Jurásico superior hasta el Neocomiano.

C.-Formación Ferrobamba

La formación Ferrobamba está compuesta por una potente serie de calizas, frecuentemente fosilíferas que descansan en concordancia sobre el grupo Yura. La parte inferior está compuesta por areniscas y arcillas rojas continentales correspondientes a una emersión de la región después del Neocomiano. Encima viene una potente serie monótona de calizas con pátina gris blanquecina y en corte fresco son grises, negros y pardas o amarillas. Éstas se presentan bien estratificadas, lo que viene a ser un buen criterio de diferenciación con las calizas del grupo Pucará las cuales generalmente son macizas.

Las calizas Ferrobamba son detríticas y contienen granos de cuarzo redondeados y abundantes fragmentos de fósiles. Los restos orgánicos están mayormente silificados y la alteración meteórica ataca menos a los detritos que a la matriz calcárea, motivo por lo cual presentan casi siempre una matriz rugosa.

En ciertos sectores presentan alternancias irregulares de calizas y dolomitas. La dolomita constituye zonas más deprimidas por tener una menor resistencia a la meteorización. En todos los niveles se presentan cherts negros o marrones alargados paralelos a la estratificación. Los bancos de calizas están, a veces, intercalados con lutitas negras o grises.

La formación Ferrobamba está cubierta en concordancia con las Capas Rojas del Maestrichtiano-Eoceno y por consideraciones regionales se conoce que el retiro del mar que siguió a la depositación de las calizas Ferrobamba es Senoniano. Por ello se considera que las calizas Ferrobamba son de edad Aptiano-Turoniano.

➤ Depósitos cuaternarios

Los depósitos recientes (Cuaternarios) son de 5 tipos: Depósitos coluviales.

Depósitos aluviales.

Depósitos eluviales.

Depósitos glaciares y fluvioglaciares.

➤ **Depósitos Coluviales**

Son depósitos por gravedad formados en la parte inferior de las laderas y consisten mayormente de clastos y gravas angulosas englobados en una matriz de arena limosa. Mayormente se presentan en estado suelto a poco densos. Estos depósitos muestran su mayor exposición entre las localidades de Huancarama y Curamba, en el sector Sallalli, así como también en la parte final del trazo de la carretera sobre la margen izquierda del río Pachachaca.

➤ **Depósitos Aluviales**

Tienen buena exposición a lo largo del río Pachachaca, consiste de conos de aluviales y terrazas. Los aluviones están compuestos por guijarros más o menos redondeados. Los cantos están envueltos en una matriz de arena y limo.

➤ **Depósitos Eluviales**

Los depósitos eluviales cubren grandes extensiones en los flancos de los valles y del río Pachachaca. Los productos eluviales, bajo la acción del agua, se pueden movilizar y formar huaycos, tal como se aprecia en el corte de la carretera Abancay-Andahuaylas al pie del nevado Ampay, donde se aprecia una sucesión de varias etapas de huaycos conformados por cantos angulosos de tamaño variable, envuelto en una matriz areno- arcillosa.

➤ **Depósitos Glaciares**

Todas las partes altas de los cuadrángulos de Andahuaylas-Abancay-Cotabamba tienen huellas de la acción de los glaciares (morrenas y las huellas dejadas en las rocas).

Las morrenas laterales forman crestas a veces muy altas y muy largas bordeando los valles glaciares, y están compuestas por bloques bastante angulosos envueltos en una matriz arenosa. Tales morrenas se presentan en las faldas del Nevado Ampay. Las morrenas de fondo se encuentran cubriendo los fondos de los valles glaciares.

Los depósitos fluvioglaciares que se hallan aguas debajo de los valles glaciares son estratificados y generalmente conglomerádicos.

D.-Rocas Plutónicas

Las rocas plutónicas están constituidas por un batolito alargado y orientado de Este a Oeste con una longitud de casi 150 Km. Su afloramiento es continuo desde el borde Este del cuadrángulo de Cotabambas hasta la ciudad de Andahuaylas. Muy a menudo se presenta este intrusivo muy diaclasado, a tal punto que en ciertos lugares se le puede confundir con rocas estratificadas.

Macroscópicamente la roca se presenta bastante leucócrata, debido a la gran proporción de minerales blancos (plagioclasas, ortoclasas y cuarzo), numerosas manchas negras (hornblenda y algunas biotitas) destacan sobre el aspecto blanco de la roca. El estudio microscópico indica que corresponde a una granodiorita leucócrata de grano grueso a mediano, con hornblenda y biotita.

El batolito granodiorítico post- tectónico está atravesado por numerosos filones, testigos de las últimas fases de diferenciación magmática.

El alargamiento EW del batolito granodiorítico y su paralelismo con la zona de falla EW de Abancay, sugiere un emplazamiento en relación con zonas de debilidad de la corteza, las que fueron aprovechadas por el magma para su ascensión.

El batolito está afectado por un sistema de fallas NS a NE-SW, que corresponden, tal vez, a la fase de distensión que siguió a la última compresión andina (Plioceno). La edad atribuida al batolito granodiorítico es miocena.

2.2.4 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Los mapas geológicos correspondientes y el esquema estructural indican que dos grandes rasgos estructurales orientados E-W destacan de manera regional:

Pliegues generalmente con orientación E-W.

Zonas de fallas (aproximadamente E-W).

1.- TECTONICA

En el área que ocupa el proyecto de la carretera Andahuaylas - Abancay (Km. 292 al Km. 387), no se observa presencia de fallas activas y no activas de carácter regional. Sin embargo, este tramo se encuentra relativamente cerca de la falla de Abancay ubicada en las inmediaciones del Puente Cunyac.

El valle del río Pachachaca presenta una litología compuesta de terrazas fluviales y aluviales circundada o rodeada por rocas de tipo intrusiva (granodiorita tectonizada).

Entre las localidades de Huancarama y Kishuara se observan mayormente rocas de tipo calizas de la Formación Ferrobamba, estando la mayor parte de ellas tectonizadas como en el sector de Senseccalla, que debido al tectonismo de la zona y meteorización se disgregan a manera de gravas y clastos conformando una potente capa de depósitos coluviales y dando lugar a un sector crítico.

A.- TECTÓNICA DEPLIEGUES

Los pliegues E-W corresponden a anticlinales concéntricos, simétricos o ligeramente acostados en su mayoría hacia el Norte. Los anticlinales son generalmente amplios, incluyendo en su núcleo a las cuarcitas del grupo Yura Neocomiano), éstos corresponden a estructuras de varios kilómetros de amplitud.

Los sinclinales están constituidos generalmente por calizas del Cretáceo medio y superior (formación Ferrobamba).

En la parte Norte de la hoja de Andahuaylas y Abancay se presenta una gran estructura anticlinal EW en los terrenos de Paleozoico superior. En el núcleo de este anticlinal afloran las calizas del Permiano inferior (grupo Copacabana) y medio cubiertas por las molasas rojas del Permiano medio y superior (grupo Mitu). Este anticlinal de plano axial vertical, es simétrico y termina hacia el Este contra un conjunto de fallas orientadas NS y NE-SW. En esta zona aparecen anticlinorios que se hacen más complicados al formar el Nevado Ampay. Al chocar contra las fallas N-S y NE-SW, los ejes de los pliegues se tuercen hasta tomar un rumbo NW-SE y se hunden hacia el SE.

B.- TECTONICA DE FALLAS

➤ La Falla de Abancay.

Desde el Lago Titicaca hasta nuestra región, la Cordillera Oriental está limitada en su borde Oeste por una zona de fallas paralelas a las estructuras andinas. Su rumbo es NW-SE del Lago Titicaca hasta el Cusco y E-W al Norte de las hojas de Andahuaylas y Abancay. Esta falla se presenta a unos kilómetros al Este del Puente Cunyac sobre el río Apurímac donde la falla se muestra inversa; aquí la falla se presenta un buzamiento hacia el Norte (mientras que el buzamiento general de la zona de fallas es hacia el Sur) y ponen a las calizas y evaporitas del grupo Pucará sobre las cuarcitas del grupo Yura. Fallas N-S recortan la zona de falla de Abancay.

El gran sistema de fallas E-W es un vestigio de la tectogénesis herciniana y ha jugado en fallas de subsidencia durante la sedimentación mesozoica, controlando emersión de la Cordillera Oriental.

En las inmediaciones de la zona de fallas, la intensa trituración de las rocas ha permitido establecer juegos normales, inversos y horizontales. El juego inverso es esencialmente contemporáneo de los pliegues E-W. Las granodioritas post-tectónicas, de edad probablemente Miocena, recortan las fallas E-W.

La zona de fallas de Abancay tuvo un juego de tipo normal en varias épocas, primero durante la sedimentación mesozoica se levantó el compartimiento Norte (Cordillera Oriental) mientras que se hundía el del Sur (Cuenca marina de sedimentación), después del último plegamiento andino (Plioceno) y también durante el levantamiento Plio- Cuaternario de los Andes.

Las fallas con un rumbo que varía de NE-SW a NW-SE y que han jugado a menudo en desgarre, recortan los ejes de los pliegues, desplazándolos y a veces torciéndolos. Algunas de estas fallas cortan al batolito granodiorítico post-tectónico.

C.-TECTÓNICA RECIENTE

Numerosas fallas han participado en el levantamiento de los Andes que empezó durante el Terciario y siguió durante el Cuaternario, hecho que es atestiguado

por el profundo encañonamiento reciente de los valles. La parte fallada E-W del Norte de la zona ha jugado en falla normal durante el Cuaternario; el comportamiento Norte, con sus relieves más agudos, altos y jóvenes que los del comportamiento Sur, ha experimentado un levantamiento mayor.

El juego de la zona de falla todavía continúa actualmente. Los sismos, que son frecuentes en esta región, siempre son superficiales (5 a 10 Km de profundidad) y sus epicentros se alinean sobre esta zona de falla.

2.2.5 GEODINÁMICA EXTERNA LOCAL

Las características geográficas del territorio peruano hacen que su superficie esté sujeta a numerosos procesos geodinámicos como deslizamientos, derrumbes, sismos, huaycos, etc.

El área de estudio no está ajena a estos procesos, los cuales vienen ocasionando daño a la infraestructura vial, de riego, viviendas, servicios básicos, etc.; de ahí que se ha visto necesario conocer sus características, los factores que los condicionan y su magnitud, para poder describirlos, analizarlos y tomar acciones para detener o mitigar estos procesos.

A continuación, se estudian los riesgos sobre esta vía, terrenos agrícolas y obras de ingeniería, que pueden producirse como consecuencia de la dinámica propia del medio geológico y como fruto de los fenómenos antrópicos.

Los procesos geodinámicos que ocurren en esta área son:

- Desprendimiento de bloques
- Erosión de Ladera y formación de cárcavas
- Presencia de depósitos de bofedales
- Deslizamientos:
- Asentamientos
- Reptación de suelos:
- Derrumbes
- Erosión fluvial

2.3.0 DESCRIPCION DEL PROYECTO

2.3.1 Antecedentes

El Proyecto cuenta con estudio de actualización a nivel de Factibilidad para la Rehabilitación y Mejoramiento de la Carretera Ayacucho – Abancay, con una longitud de 375.65 km., elaborado por el Consorcio Vial Abancay, conformada por las empresas Serconsult S.A. y Alpha Consult S.A., por encargo de Provias Nacional – MTC, ejecutado el año 2006.

En aplicación de las normas del Sistema Nacional de Inversión Pública, el Proyecto de actualización del estudio de factibilidad, cuenta con la Declaración de Viabilidad del Proyecto, por la Variante Huancarama, que corresponde al Tramo en estudio, Desvío Kishuara (Km. 312+000) – Huancarama (Km.340+200) – Alfapata (Km. 372+450) – Pte. Sahuinto (Km. 386+214).

(SNIP 13558

2.3.2 Aspectos Generales de la Carretera - Situación Actual

La carretera Ayacucho – Abancay forma parte de la carretera longitudinal de la sierra, desarrollándose por sectores de topografía ondulada, accidentada y muy accidentada; presentando en forma predominante, una topografía ondulada y muy accidentada.

El Tramo Desvío Kishuara ubicado a 3,686 m.s.n.m – Puente Sahuinto ubicado a 1,791 m.s.n.m con un desnivel de 1895 m.s.n.m, forma parte de la carretera longitudinal de la sierra Ayacucho – Abancay que conecta a las capitales de las Regiones Ayacucho y Apurímac.

2.3.3 Geometría del Eje Actual

El Tramo Desvío Kishuara – Pte. Sahuinto corresponde a la variante Huancarama, que se desplaza siguiendo la ruta vecinal, según la siguiente sectorización:

- 1) Tramo Desvío Kishuara (km. 312+000) – Curamba (km. 325+700) corresponde a una trocha carrozable, construida sin dirección técnica que actualmente tiene un ancho promedio de 3.5 mts de plataforma sin afirmado.
- 2) Tramo Curamba (km. 325+700) – Alfapata (km. 372+450) corresponde a un Camino Vecinal con un ancho promedio de 5 mts.

2.3.4 Parámetros de Diseño

Por las consideraciones expuestas para el tramo en estudio, se ha considerado una velocidad de diseño de 25 km/h para tramos accidentados a muy accidentados y velocidades de 30 km/h y 40Km/h para topografía ondulada a plana respectivamente, con el criterio de no generar un excesivo movimiento de tierra y evitar desestabilizar taludes altos de corte, que corresponden a suelos residuales húmedos, rocas altamente fracturadas e intemperizadas.

Si bien es cierto el tramo corresponde a una carretera de segunda clase y según la orografía corresponde al TIPO 4 por seguridad y economía se considera los siguientes parámetros de diseño, en concordancia al Manual de Diseño Geométrico de Carreteras (DG -2001).

Cuadro 2: Parámetros Diseño de Carreteras

PARAMETRO	VALORES
Velocidad de diseño	30 km/h
Velocidad de diseño en zonas urbanas y en topografía accidentada	25 km/h
Ancho de Calzada	6 m
Ancho de bermas	0.9 m a cada lado
Radio mínimo	25 m
Radio mínimo para curvas de vuelta	22 m

Pendiente máxima longitud	10%
Pendiente mínima longitud	0.50%
Bombeo de la calzada	2.50%
Peralte máximo	8%
Sobre ancho máximo	3.3 m
Talud de relleno H<3m	01:01.5
Talud de relleno H>3m	01:02
Talud de corte	Variable

FUENTE: ESTUDIO DEFINITIVO DE REHABILITACION Y MEJORAMIENTO DE LA CARRETERA
AYACUCHO – ABANCAY, TRAMO: KISHUARA – PTE. SAHUINTO

2.3.5 CANTERAS

A. Exploración

El estudio comprende la exploración de Campo y reconocimiento de toda la zona comprendida en el trayecto de la vía, identificando materiales de diversa índole acopiados en Bancos consistentes que permitan definir adecuadamente su calidad y volumen explotable con fines de satisfacer la demanda de la vía.

B. Sondajes de exploración y excavación de calicatas

Identificadas las canteras se procede a efectuar los sondajes de reconocimiento que permitan CONFIRMAR el volumen de los bancos, así como tomar las muestras necesarias conforme lo solicitado en los TDR del estudio para efectuar los Ensayos de Laboratorio respectivos.

En cada una de los bancos encontrados se recabaron muestras integrales conteniendo material mayor de 2" hasta 4" con la finalidad de identificar y caracterizar dicho material, además de describir los materiales sobredimensionados (Bloques y Boloneras).

C. Ensayos de laboratorio

Las muestras recabadas fueron remitidas a diversos laboratorios con la finalidad de establecer las características físico-mecánicas de los materiales encontrados, el Cuadro N° describe los ensayos a ser ejecutados para los materiales encontrados en las diferentes canteras:

D.- Identificación de Bancos de Materiales o Canteras

La identificación de canteras se ha realizado en base a una inspección e identificación visual de la zona por donde discurre el tramo proyectado, tomando además como referencia el estudio de factibilidad desarrollado para la carretera. A continuación, se presenta las canteras encontradas.

Cantera "CERRO SALLALLY"

Cantera "CERRO SALLALLY I"

Cantera "CERRO KM 331+080 AL KM 331+430"

Cantera "CERRO HUACCOTO"

Cantera "CERRO KM 334+200 AL KM 334+400"

Cantera "CERRO YANARUMIYOC"

Cantera "RIO PACHACHACA"

2.3.6 DRENAJE Y ESTRUCTURAS

1.- DRENAJE

La plataforma actual se encuentra a nivel de afirmado (Trocha), no encontrándose en buenas condiciones de conservación, lo que agrava y dificulta la circulación vehicular.

En cuanto al sistema de drenaje actual es deficiente en cantidad con una incidencia promedio de 4.09 alcantarillas por kilómetro, las alcantarillas existentes son en gran parte artesanales de mampostería de piedra o de madera en mal estado y con

longitudes adecuadas a la dimensión de la actual plataforma, lo que impide su utilización en el proyecto.

La existencia de cunetas laterales para el drenaje es deficiente y en mal estado de conservación.

A.-OBRAS DE DRENAJE LONGITUDINAL

➤ CUNETAS LATERALES

Las estructuras de drenaje longitudinal denominadas cunetas laterales se instalan con el propósito de captar las aguas de la escorrentía superficial tanto de la calzada como del talud natural superior que inciden directamente sobre la vía. De esta manera toda la recolección del agua será conducida hasta las estructuras de evacuación transversal y a su vez hacia el dren natural de la zona.

Para su ejecución debe tenerse en cuenta las recomendaciones del estudio Hidráulico.

El detalle de cunetas se muestra en los planos respectivos, la ubicación y características de las mismas están determinadas en el estudio Hidráulico.

➤ Zanjas de Drenaje

Con el propósito de orientar los flujos en zonas llanas, de tal modo que no afecte a la plataforma vial, se ha visto por conveniente proyectar este tipo de obras, que tendrá una sección trapezoidal, la cual es definida en el plano respectivo, con una pendiente longitudinal de cauce no mayor de 2.00%.

Dichas zanjas de drenaje no serán revestidas y deberán emplazarse a una distancia mínima de 2.00m del borde de la berma lateral correspondiente.

➤ Cunetas de Coronación

Se ha visto por conveniente proyectar cunetas de coronación no revestidas y/o revestidas entre las progresivas señaladas en el Estudio Hidráulico, en el talud

superior, con el fin de captar, conducir y evacuar consecuentemente el escurrimiento superficial, evitando la erosión de los nuevos taludes de corte.

Estas obras serán de sección trapezoidal, la cual es definida en el plano respectivo. Su pendiente longitudinal no será mayor de 2.00% a fin de evitar problemas de erosión de su cauce. Las descargas lo harán a los correspondientes cursos de agua y/o alcantarillas mediante aliviaderos protegidos con emboquillado de piedras, de acuerdo a los detalles mostrados en el plano respectivo.

B.- SUBDRENES

Con el objeto de interceptar, conducir y evacuar los flujos sub superficiales y/o subterráneos a nivel del material de fundación de la vía y/o provenientes de taludes adyacentes se deben proyectar subdrenes en las progresivas indicadas en el informe Hidráulico.

El tipo de subdren proyectado se muestra en el plano respectivo; para su ejecución deberá seguirse teniendo en cuenta las recomendaciones del Estudio Hidráulico

2.- ESTRUCTURAS

La principal estructura que se ha proyectado en la carretera es el Pontón ubicado en el Km 312+930.

Además se ha proyectado Alcantarillas Tipo Marco de Concreto Armado, Muros de Concreto Armado (Muros de Contención), Badenes, Obras de Drenaje (Cunetas Triangulares, Rectangulares y Gaviones, ubicados a lo largo de la Carretera en Estudio.

A.- PONTONES

Este tipo de estructuras se colocarán en las quebradas en donde las estructuras existentes son insuficientes para drenar las descargas máximas correspondientes.

Cuadro 3. Cuadro Relación de Pontones Proyectados.

N°	UBICACION	OBRA	LUZ(m)	ESTRIBOS		OBSERVACIONES
				H(m)	Long Z (m)	
1	312+915	Pontón	9.00	7.50	10.00	Está en curva horizontal

FUENTE: ESTUDIO DEFINITIVO DE REHABILITACION Y MEJORAMIENTO DE LA CARRETERA
AYACUCHO – ABANCAY, TRAMO: KISHUARA – PTE. SAHUINTO

B.- BADENES

Los badenes son estructuras que permiten el pase continuo de flujos de lado, agua y/o avalanchas, sin que esta avenida cauce daño a la vía ni interrumpa el tráfico por mucho tiempo. Solo en caso de eventos muy extraordinarios se prevé que sería necesario paralizar el flujo vehicular por la obstrucción de la vía con el material de arrastre y pasado el momento se puede realizar una limpieza del área badén, y reanudar el tránsito vehicular sin que haya desaparecido la carretera como elemento importante para la transitabilidad

Cuadro 4: Relación de Badenes Proyectados

N°	UBICACION	OBRA	LUZ(m)	CONSIDERACIONES
1	340+350.00	Badén	22.00	Inf. Hidráulico
2	344+166.00	Badén	15.00	Inf. Hidráulico
3	345+568.00	Badén	15.00	Inf. Hidráulico
4	375+380.00	Badén	15.00	Inf. Hidráulico
5	386+173.00	Badén	15.00	Inf. Hidráulico

FUENTE: ESTUDIO DEFINITIVO DE REHABILITACION Y MEJORAMIENTO DE LA CARRETERA
AYACUCHO – ABANCAY, TRAMO: KISHUARA – PTE. SAHUINTO

CAPITULO III:

ANALISIS DEL MACIZO ROCOSO

3.1 EVALUACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

3.1.1 Evaluación Geomecánica

Para evaluar las características y el comportamiento del macizo rocoso en la zona de Senseccalla, se realizaron las siguientes estaciones Geomecánica:

Cuadro 5: Resumen de Estaciones Geomecánicas

Sector	Estación Geomecánica	Coordenadas UTM		Progresiva	Material	Observaciones
		Este	Norte			
Sallalli	EG-01	702772	8489060	318+130	Roca	Plataforma Actual
	EG-02	702841	8489064	318+160	Roca	Parte Alta
	EG-03	702869	8489151	318+250	Roca	Plataforma Actual
	EG-04	702946	8489197	318+340	Roca en Limite Coluvial	Plataforma Actual
	EG-05	702858	8489060	318+165	Roca	Parte Alta
	EG-06	702808	8488974	318+060	Roca	Plataforma Actual

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Critica KM 318+440 – 318+670



**Imagen 5: Zona de investigación de la estación geomecánica EG1
Senseccalla**



**Imagen 6: Zona de investigación de la estación geomecánica EG2
Senseccalla**



Imagen 7: Panorámico de la estación geomecánica EG3 Senseccalla



**Imagen 8: Zona de investigación de la estación geomecánica EG4
Senseccalla**

Cuadro 6: Valoración RMR

Sector	Estación Geomecica	Clase de Roca	RMR Básico	RMR Ajustado	RMR 89"	Descripción de Calidad
Sallalli	EG-1	IV	32	0	37	Mala
	EG-2	III	39	0	44	Regular
	EG-3	III	40	0	45	Regular
	EG-4	III	41	0	46	Regular
	EG-5	IV	33	0	38	Mala
	EG-6	IV	33	8	38	Mala

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Critica KM 318+440 – 318+670

1.- Clasificación Geomecánica de Bieniawski

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO

CLASIFICACION GEOMEKANICA DE BIENIAWSKI – RMR

PROYECTO : “Mejoramamiento y Rehabilitación de la Carretera Ayacucho – Abancay Tramo VII: Dv .Kishuara – Pte. Sahuinto”

ESTACION : EG – 1, SALLALLI



Vista del macizo rocoso de caliza, sector crítico sujeto a estudio.

Cuadro 7: DETERMINACION DEL VALOR DE RMR (ROCK MASS RATING)

1.- RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Ensayo de Carga Puntual)							75.5 Mpa
Rango de Valores	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1
Puntaje	15	12	7	4	2	1	0
Valoracion:							6
2.- VALOR DE RQD (Rock Quality Index)							14%
Rango de Valores	90 - 100		75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25	
Puntaje	20		17	13	8	3	
Valoracion:							3
3.- ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES							
Rango de Valores	> 2	0.6 - 2	0.2 - 0.6	0.06 - 0.2	< 0.06		
Puntaje	20	15	10	8	5		
Valoracion:							5
4.- CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES							
Persistencia de las discontinuidades							4 m
Rango de Valores	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
Puntaje	6	4	2	1	0		
Valoracion:							2
Separacion (apertura)							5 mm
Rango de Valores	Ninguno	< 0.1	0.1 - 1.0	1 - 5	> 5		
Puntaje	6	5	4	1	0		
Valoracion:							0
Rugosidad							SR
Rango de Valores	Muy Rugosa VR	Rugosa R	Ligeramente Rugosa SR	Lisa L	Superficie Pulida		
Puntaje	6	5	3	1	0		
Valoracion:							3
Relleno							4 mm
Rango de Valores	Ninguno	Duro < 5	Duro > 5	Blando < 5	Blando > 5		
Puntaje	6	4	2	2	0		
Marque con x el tipo de relleno:							Blando
Valoracion:							2
Meteorizacion							HW
Rango de Valores	No Intemperizada UW	Ligeramente Intemperizada SW	Moderadamente Intemperizada MW	Altamente intemperizada a HW	Completamente Intemperizada CW		
Puntaje	6	5	3	1	0		
Valoracion:							1
5.- CONDICIONES GENERALES DE AGUAS SUBTERRANEAS							DM
Rango de Valores	Completamente Seca CD	Humeda DM	Mojada WT	Goteo DP	Flujo FW		
Puntaje	15	10	7	4	0		
Valoracion:							10
6.- AJUSTE POR VARIACION DE LAS DISCONTINUIDADES							UF
Orientacion del Rumbo y Buzamiento		Muy Favorable VF	Favorable FV	Regular FR	Desfavorable UF	Muy Desfavorable VU	
Puntaje según el tipo de Trabajo		Taludes (S)	0	-5	-25	-50	-60
Valoracion:							-50
VALOR DE RMR							
RMR BASICO							32
RMR AJUSTADO							0
RMR 89 (Condiciones secas y muy favorables)							37
Cohesion							160 Kpa
Angulo de friccion interna							21°

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Critica KM 318+440 – 318+670

1.- RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Ensayo de Carga Puntual)							83.7 Mpa
Rango de Valores	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1
Puntaje	15	12	7	4	2	1	0
							Valoracion: 6
2.- VALOR DE RQD (Rock Quality Index)							49%
Rango de Valores	90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
Puntaje	20	17	13	8	3		
							Valoracion: 8
3.- ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES							0.09 mm
Rango de Valores	> 2	0.6 - 2	0.2 - 0.6	0.06 - 0.2	< 0.06		
Puntaje	20	15	10	8	5		
							Valoracion: 6
4.- CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES							
Persistencia de las discontinuidades							4 m
Rango de Valores	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
Puntaje	6	4	2	1	0		
							Valoracion: 2
Separacion (apertura)							3 mm
Rango de Valores	Ninguno	< 0.1	0.1 - 1.0	1 - 5	> 5		
Puntaje	6	5	4	1	0		
							Valoracion: 1
Rugosidad							SR
Rango de Valores	Muy Rugosa VR	Rugosa R	Ligeramente Rugosa SR	Lisa L	Superficie Pulida		
Puntaje	6	5	3	1	0		
							Valoracion: 3
Relleno							3 mm
Rango de Valores	Ninguno	Duro < 5	Duro > 5	Blando < 5	Blando > 5		
Puntaje	6	4	2	2	0		
Marque con x el tipo de relleno: Blando							Valoracion: 2
Meteorizacion							HW
Rango de Valores	No Intemperizada UW	Ligeramente Intemperizada SW	Moderadamente Intemperizada MW	Altamente intemperizada a HW	Completamente Intemperizada CW		
Puntaje	6	5	3	1	0		
							Valoracion: 1
5.- CONDICIONES GENERALES DE AGUAS SUBTERRANEAS							DM
Rango de Valores	Completamente Seca CD	Humeda DM	Mojada WT	Goteo DP	Flujo FW		
Puntaje	15	10	7	4	0		
							Valoracion: 10
6.- AJUSTE POR VARIACION DE LAS DISCONTINUIDADES							UF
Orientacion del Rumbo y Buzamiento		Muy Favorable VF	Favorable FV	Regular FR	Desfavorable UF	Muy Desfavorable VU	
Puntaje según el tipo de Trabajo		Taludes (S)	0	-5	-25	-50	-60
							Valoracion: -50
VALOR DE RMR							
RMR BASICO						39	
RMR AJUSTADO						0	
RMR 89 (Condiciones secas y muy favorables)						44	
Cohesion						195 Kpa	
Angulo de friccion interna						25°	

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Critica KM 318+440 – 318+670

1.- RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Ensayo de Carga Puntual)							61.1 Mpa
Rango de Valores	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1
Puntaje	15	12	7	4	2	1	0
Valoracion:							5
2.- VALOR DE RQD (Rock Quality Index)							35%
Rango de Valores	90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
Puntaje	20	17	13	8	3		
Valoracion:							5
3.- ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES							0.07 mm
Rango de Valores	> 2	0.6 - 2	0.2 - 0.6	0.06 - 0.2	< 0.06		
Puntaje	20	15	10	8	5		
Valoracion:							5
4.- CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES							
<i>Persistencia de las discontinuidades</i>							1.5 m
Rango de Valores	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
Puntaje	6	4	2	1	0		
Valoracion:							4
<i>Separacion (apertura)</i>							2 mm
Rango de Valores	Ninguno	< 0.1	0.1 - 1.0	1 - 5	> 5		
Puntaje	6	5	4	1	0		
Valoracion:							1
<i>Rugosidad</i>							SR
Rango de Valores	Muy Rugosa VR	Rugosa R	Ligeramente Rugosa SR	Lisa L	Superficie Pulida		
Puntaje	6	5	3	1	0		
Valoracion:							3
<i>Relleno</i>							3 mm
Rango de Valores	Ninguno	Duro < 5	Duro > 5	Blando < 5	Blando > 5		
Puntaje	6	4	2	2	0		
<i>Marque con x el tipo de relleno:</i>							Blando
Valoracion:							6
<i>Meteorizacion</i>							HW
Rango de Valores	No Intemperizada UW	Ligeramente Intemperizada SW	Moderadamente Intemperizada MW	Altamente intemperizada a HW	Completamente Intemperizada CW		
Puntaje	6	5	3	1	0		
Valoracion:							1
5.- CONDICIONES GENERALES DE AGUAS SUBTERRANEAS							DM
Rango de Valores	Completamente Seca CD	Humeda DM	Mojada WT	Goteo DP	Flujo FW		
Puntaje	15	10	7	4	0		
Valoracion:							10
6.- AJUSTE POR VARIACION DE LAS DISCONTINUIDADES							UF
Orientacion del Rumbo y Buzamiento		Muy Favorable VF	Favorable FV	Regular FR	Desfavorable UF	Muy Desfavorable VU	
Puntaje según el tipo de Trabajo		Taludes (S)	0	-5	-25	-50	-60
Valoracion:							-50
VALOR DE RMR							
RMR BASICO							40
RMR AJUSTADO							0
RMR 89 (Condiciones secas y muy favorables)							45
Cohesion							200 Kpa
Angulo de friccion interna							25°

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Critica KM 318+440 – 318+670

1.- RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Ensayo de Carga Puntual)							61.7 Mpa	
Rango de Valores	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1	
Puntaje	15	12	7	4	2	1	0	
Valoracion:							5	
2.- VALOR DE RQD (Rock Quality Index)							56%	
Rango de Valores	90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25			
Puntaje	20	17	13	8	3			
Valoracion:							9	
3.- ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES							0.10 mm	
Rango de Valores	> 2	0.6 - 2	0.2 - 0.6	0.06 - 0.2	< 0.06			
Puntaje	20	15	10	8	5			
Valoracion:							6	
4.- CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES								
Persistencia de las discontinuidades							4 m	
Rango de Valores	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20			
Puntaje	6	4	2	1	0			
Valoracion:							2	
Separacion (apertura)							1.2 mm	
Rango de Valores	Ninguno	< 0.1	0.1 - 1.0	1 - 5	> 5			
Puntaje	6	5	4	1	0			
Valoracion:							1	
Rugosidad							SR	
Rango de Valores	Muy Rugosa VR	Rugosa R	Ligeramente Rugosa SR	Lisa L	Superficie Pulida			
Puntaje	6	5	3	1	0			
Valoracion:							3	
Relleno							1 mm	
Rango de Valores	Ninguno	Duro < 5	Duro > 5	Blando < 5	Blando > 5			
Puntaje	6	4	2	2	0			
Marque con x el tipo de relleno:		Blando		Valoracion:				2
Meteorizacion							HW	
Rango de Valores	No Intemperizada UW	Ligeramente Intemperizada SW	Moderadamente Intemperizada MW	Altamente intemperizada HW	Completamente Intemperizada CW			
Puntaje	6	5	3	1	0			
Valoracion:							3	
5.- CONDICIONES GENERALES DE AGUAS SUBTERRANEAS							DM	
Rango de Valores	Completamente Seca CD	Humeda DM	Mojada WT	Goteo DP	Flujo FW			
Puntaje	15	10	7	4	0			
Valoracion:							10	
6.- AJUSTE POR VARIACION DE LAS DISCONTINUIDADES							UF	
Orientacion del Rumbo y Buzamiento		Muy Favorable VF	Favorable FV	Regular FR	Desfavorable UF	Muy Desfavorable VU		
Puntaje según el tipo de Trabajo		Taludes (S)	0	-5	-25	-50	-60	
Valoracion:							-50	
VALOR DE RMR								
RMR BASICO						41		
RMR AJUSTADO						0		
RMR 89 (Condiciones secas y muy favorables)						46		
Cohesion						205 Kpa		
Angulo de friccion interna						26°		

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Critica KM 318+440 – 318+670

2.- Estudios Geofísicos

Como parte del Estudio se ejecutaron investigaciones geofísicas por el método de refracción sísmica y MASW.

Cuadro 8: Cuadro de Estudios Geofísicos

Línea	Ubicación	UTM WGS 84		Longitud
		Este (m)	Norte (m)	
LS-1 MASW-1	INICIO	703008	8489485	69
	CENTRO	703002	8489451	
	FIN	702997	8489418	
LS-2 MASW-2	INICIO	702997	8489418	69
	CENTRO	702989	8489384	
	FIN	702982	8489350	
LS-3 MASW-3	INICIO	702982	8489350	69
	CENTRO	702974	8489317	
	FIN	702966	8489283	
LS-4 MASW-4	INICIO	702914	8489178	46
	CENTRO	702893	8489168	
	FIN	702872	8489158	
LS-5 MASW-5	INICIO	702784	8489075	46
	CENTRO	702769	8489058	
	FIN	702753	8489041	
LS-6 MASW-6	INICIO	702978	8489342	69
	CENTRO	702944	8489351	
	FIN	702911	8489361	

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Crítica KM 318+440 – 318+670

3.1.2 Ensayos de Laboratorio

1.- Ensayos de Propiedades Físicas de las Rocas

Ensayos respectivos para determinar las propiedades físicas de la roca:

gravedad específica, absorción (ASTM D-6473) y densidad (ASTM D-2397).

Cuadro 9: Resumen de Ensayos de propiedades físicas

Sector	Muestra	Estación Geomecánica	Tipo de Roca	Densidad (gr/cm ³)	Gravedad Especifica	Absorción (%)	Porosidad (%)
Sector 2	M-1	EG-1	Caliza	2.32	2.25	0.72	2.29
	M-2	EG-2	Caliza	2.56	2.59	0.83	2.11
	M-3	EG-3	Caliza	1.55	1.59	1.96	3
	M-4	EG-4	Caliza	2.68	2.7	0.22	0.59

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Critica KM 318+440 – 318+670

2.- Ensayos de Carga Puntual

Por medio de este ensayo se conoce la resistencia a la compresión simple de la roca intacta, que es usada para determinar los parámetros físico-mecánicos del macizo rocoso. Basado en la norma ASTM D-5731-02, este ensayo consiste en comprimir la muestra de roca entre dos puntos situados en generatrices opuestas, generando así la deformación y falla de la roca. Como resultado de este ensayo se obtiene el índice de carga puntual I_s , mediante la corrección de éste se obtiene el índice de carga puntual corregido I_{50} con el cual obtenemos la resistencia a la compresión de la roca intacta.

Cuadro 10: Ensayos de Carga Puntual

Sector	Muestra	Estación Geomecánica	Tipo de Roca	Resistencia a la Compresión simple a partir de la carga puntual (Mpa)
Sallalli	M-1	EG-1	Caliza	75.5
	M-2	EG-2	Caliza	83.7
	M-3	EG-3	Caliza	61.1
	M-4	EG-4	Caliza	61.7

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Crítica KM 318+440 – 318+670

3.- Petrografía Macroscópica

Se realizó la descripción petrográfica macroscópica de una muestra de roca perteneciente al área de la estación geomecánica EG-1, donde se determina que la roca es de naturaleza sedimentaria no clástica identificada como caliza de color gris oscuro. (Ver Anexo B de Ensayo de Laboratorio).

3.1.3 Parámetros de la Resistencia de las Rocas

1.- Criterios de Resistencia Hoek-Brown (2002)

El criterio de mayor aplicación es el de Hoek-Brown. El criterio generalizado de Hoek-Brown es el que reúne todas las modificaciones en su formulación (desde 1980 hasta el 2002). Este criterio es expresado en términos de los esfuerzos efectivos principales mayor y menor y la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa.

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Donde:

$$\sigma_1' \text{ y } \sigma_3'$$

Esfuerzos efectivos principales mayor y menor respectivamente

$$\sigma_{ci}$$

Resistencia a la compresión Uniaxial de la matriz rocosa

$$m_b, s \text{ y } a$$

Constantes del macizo rocoso

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right), s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right), a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(\exp^{-GSI/15} - \exp^{-20/3}\right)$$

Donde m_i constante de la matriz rocosa GSI, Índice de Resistencia Geológica, y D factor de perturbación.

El GSI se determina en función de las características estructurales del macizo rocoso (trabazón, perturbación y sistemas de discontinuidades) y características de las discontinuidades (rugosidad, relleno, persistencia, alteración, etc.), y D tiene en cuenta los efectos debido a los procesos de detonación en las operaciones de excavación y alivio de tensiones. La constante m_i es determinada a través de ensayos de compresión triaxial. Valores referenciales de algunos tipos de roca fueron publicados en la literatura Hoek y Brown (1997) y Hoek.

2.- Determinación de la Constante m_i de la Matriz rocosa

Para la determinación del coeficiente m_i se han utilizado los resultados de los ensayos de laboratorio y las tablas sugeridas por Hoek y Brown (1997) y Hoek, Marinos y Benisksi (1998), Hoek y Marinos (2000), y Marinos y Hoek (2000).

Los valores evaluados corresponden a las rocas, de tipo sedimentarias (caliza) y se presenta en el siguiente cuadro.

Cuadro 11: Determinación de la constante de la Matriz Rocosa

Sector	Estación Geomecánica	Clase de Roca	RMR Básico	RMR Ajustado	RMR 89	Descripción de la Calidad	m_i
Sallalli	EG-1	IV	32	0	37	Mala	8
	EG-2	III	39	0	44	Regular	8
	EG-3	III	40	0	45	Regular	8
	EG-4	III	41	0	46	Regular	8
	EG-5	IV	33	0	38	Mala	8
	EG-6	IV	33	8	38	Mala	8

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Critica KM 318+440 – 318+670

$m_i=8$.

3.- Resistencia a la Compresión de la Matriz Rocosa

Siendo el parámetro fundamental de análisis la resistencia a la compresión simple, se ha realizado el ensayo de carga puntual y se obtiene los siguientes resultados:







Cuadro 12: Resistencia a la Compresión Uniaxial de la Matriz Rocosa, σ_{ci}

Sector	Muestra	Estación Geomecánica	Tipo de Roca	Resistencia a la compresión simple a
Sallalli	M-1	EG-1	Caliza	75.5
	M-2	EG-2	Caliza	83.7
	M-3	EG-3	Caliza	61.2
	M-4	EG-4	Caliza	61.7

4.- Índice Geológico de Resistencia, GSI

El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de las observaciones geológicas realizadas en el campo.

Cuadro 13: tabla Valores GSI

<p>GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		<p>SURFACE CONDITIONS</p> <p>VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces</p> <p>GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces</p> <p>FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces</p> <p>POOR Slackensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments</p> <p>VERY POOR Slackensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings</p>				
<p>STRUCTURE</p>		<p>DECREASING SURFACE QUALITY →</p>				
 <p>INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities</p>	90			N/A	N/A	
 <p>BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets</p>	80	70				
 <p>VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets</p>		60	50			
 <p>BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity</p>			40	30		
 <p>DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces</p>				20		
 <p>LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes</p>	N/A	N/A			10	

Cuadro 14: Parámetros de Entrada al Criterio de Resistencia de Hoek Brown

Estación Geomecánica	Clase de Roca	Tipo de Roca	σ_{ci} Mpa	RMR89	GSI	MR*	D**
EG-1	IV	Caliza	75.5	37			
EG-2	III	Caliza	83.7	44			
EG-3	III	Caliza	61.1	45	32	800	1
EG-4	III	Caliza	61.7	46			

MR*: Relación modular, asumido sobre la base de las sugerencias de Hoek y Diederichs (2006).

D**: Factor de perturbación del macizo rocoso, Hoek et al. (2002).

Para la determinación de la resistencia asumimos conservadoramente el menor valor determinado del RMR89 en este caso de 37; valor con el que se determina la valoración GSI=32.

5.- Criterios de Deformación de Macizos Rocosos

Basándose en la clasificación geomecánica, varios autores han propuesto criterios empíricos para estimar el módulo de deformación del macizo rocoso, tales como, Bieniawski (1978), Serafim y Pereira (1983), Kulhawy y Goodman (1980), Hoek (1995), Grimstad y Barton (1993), Gokceoglu et al. (2003), etc.

Recientemente, en base a una revisión de varios criterios, resultados de ensayos in situ en China y Taiwán, Hoek y Diederichs (2006) propusieron una relación para determinar el módulo de deformación del macizo rocoso (E_m) en función del GSI, módulo de elasticidad de la roca intacta (E_i) y el grado de perturbación del macizo

(D) por causa de la detonación de las voladuras y alivio de tensiones. La relación se expresa por:

$$E_m = E_r \left(0.02 + \frac{1 - D/2}{1 + e^{((60+15D-GSI)/11)}} \right)$$

6.- Capacidad Admisible en el macizo Rocoso

Para estimar la carga admisible del macizo rocoso se han empleado criterios que llevan en cuenta las características de la matriz rocosa y del macizo rocoso en general. Dichos criterios se describen a continuación.

7.- Criterio de Hoek et al. (2002)

Según Hoek et al. (2002) el inicio de la rotura en el contorno de la excavación se produce cuando los esfuerzos inducidos por la excavación sobrepasan la resistencia del macizo. Esta resistencia es dada por la siguiente expresión:

$$\sigma_{cm}' = \sigma_{ci} S^a$$

Cuando es necesario evaluar la rotura global del macizo rocoso, antes que el inicio de la ruptura del mismo, como es el caso de los pilares, entonces la resistencia es dada por:

$$\sigma_{cm}' = \sigma_{ci} \cdot \frac{[m_b + 4s - a(m_b - 8s)](m_b/4 + s)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)}$$

Donde:

$\sigma_{cm}' =$
Resistencia a la compresión del macizo rocoso

8.- Criterio AASHTO (1996)

La carga admisible del macizo rocoso es estimada en función de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta. En los cuadros siguientes se presenta el resumen de los valores de la carga admisible del macizo rocoso en cada estructura, dichos valores han sido determinados utilizando el criterio de Hoek-Brown.

Cuadro 15: Capacidad de Carga Última de la Roca

Sector	Clase de roca	RMR de diseño	GSI	Em (Mpa)	Parámetros Hoek & Brown			Parámetros de Resistencia Cortante		qa (Kg/cm²)	τ (Kg/cm²)
					m b	s	a	C m (kg/cm²)	φm (°)		
SALLALLI	III - IV	37	32	2748	0.062	0.00001	0.52	0.9	29.7	5	10

9.- Parámetro de resistencia Cortante en Discontinuidades

Para evaluar la estabilidad de los macizos rocosos, cuyo comportamiento es gobernado por sus discontinuidades, se empleó el método del equilibrio límite, utilizando el criterio de rotura de Barton y Bandis.

Existen muchos métodos y/o criterios para cuantificar los parámetros de resistencia corte de las discontinuidades, una de ellas es la relación entre el ángulo de fricción total ($\phi + i$), la resistencia de la roca y la presión normal Barton (1976) quien definió la siguiente ecuación empírica:

$$\tau = \sigma \tan [\phi + JRC \log_{10} \left(\frac{\sigma_j}{\sigma'} \right)]$$

Donde:

JRC = Coeficiente de rugosidad de la junta

σ_j = Resistencia a la compresión de la roca en la superficie de la fractura

σ' = Esfuerzo normal efectivo.

El término $JRC \log_{10} (\sigma_j / \sigma')$ equivale al ángulo i . Cuando se tienen altos niveles de esfuerzos normales, este ángulo tiende a cero. La suma de $\phi + i$ no debe exceder 70 grados y el rango de σ_j / σ' generalmente, varía entre 3 y 100.

La ventaja de utilizar el criterio de Barton es la facilidad para determinar los parámetros que controlan la ecuación. Barton consideró que la resistencia la cortante de las discontinuidades es la suma de tres componentes:

- a. Un componente de fricción básico dado por ϕ_r .
- b. Una componente geométrica, controlada por la rugosidad JRC.
- c. Una componente de la falla de las asperitas, controlada por σ_j / σ' .

De un análisis muy simple se puede asumir un valor conservador del ángulo de fricción básico de 30°.

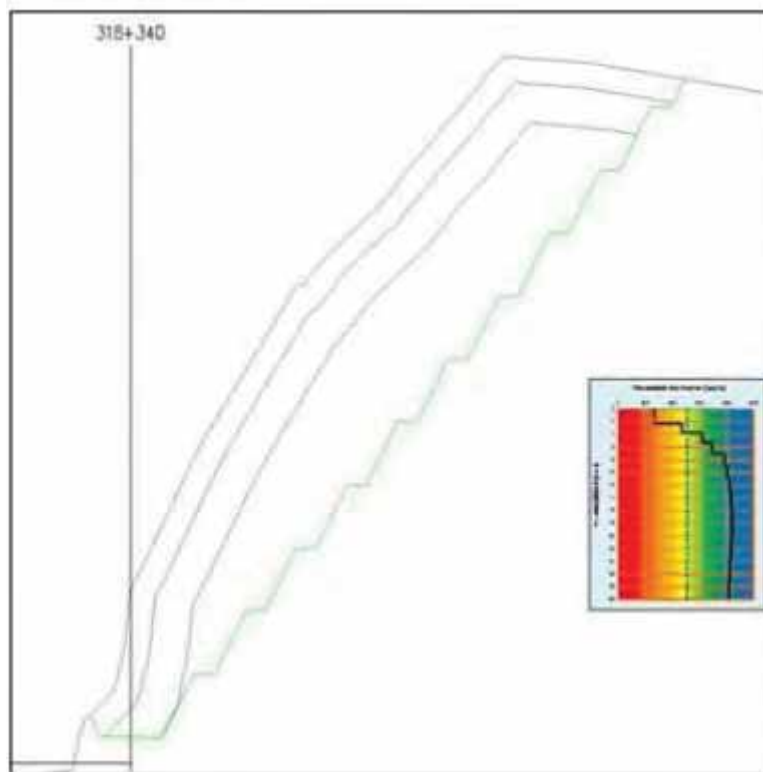
Para determinar la cohesión dependerá del relleno de las fracturas considerando los siguientes elementos:

- a. Mineralogía del material del relleno.
- b. Gradación y tamaño de las partículas.
- c. Contenido de agua y permeabilidad.
- d. Movimientos anteriores.
- e. Rugosidad de las paredes.
- f. Ancho.
- g. Fracturación de las paredes.

h. Grado de meteorización.

3.1.4 Excavabilidad

De los ensayos MASW realizados en el sector 2 así como los ensayos de laboratorio (carga puntual, con resistencia mayor a 100MPa en algunos casos); se observa que existirá a mediana profundidad cierta resistencia a la excavación por lo que será necesario el uso de explosivos bajo carga controlada; del perfil elaborado en base al ensayo geofísico se estima que aproximadamente 4m está conformado por material suelto, seguido por un espesor de 6m de roca fracturada y en profundidad se puede considerar como roca fija.



De la evaluación de áreas se tiene los siguientes porcentajes:

- Material Suelto 20%
- Roca Ripeable 40%
- Roca Fija 40%

3.2 EVALUACION DE TALUDES

CONCEPTOS GENERALES DE ESTABILIDAD DE TALUDES

La Estabilidad de un talud se determina por la relación existente entre las fuerzas que tienden a producir la inestabilidad y las fuerzas resistentes producidas por las características del macizo rocoso.

La relación así explicita da origen al denominado principio de equilibrio límite.

3.2.1 TALUDES EN SUELOS

En el presente texto se expone los criterios utilizados en verificar la estabilidad física de los taludes. La estabilidad física considera las características geotécnicas del sitio y otros factores como la acción sísmica.

Los criterios utilizados en el diseño se basan en la aplicación de metodologías de análisis y diseño para obras de ingeniería geotécnica. Las pruebas y ensayos para la obtención de la información de sitio y de los materiales existentes cumplen procedimientos estandarizados internacionalmente.

Los criterios de estabilidad mencionados aseguran un adecuado comportamiento de los taludes desde el punto de vista de la resistencia de los suelos, rocas y materiales involucrados, así como el nivel de deformación de los taludes ante un evento sísmico, condiciones recomendables para el extenso período de exposición sísmica.

Los análisis de estabilidad asumen superficies de falla tipo circular, planar o fallas del tipo bloque. Se utiliza los métodos de equilibrio límite de Bishop Simplificado y de Janbu.

El análisis de estabilidad se ha realizado utilizando el programa de cómputo Slide.

Los análisis de estabilidad consideran el comportamiento drenado mediante el uso de los parámetros de resistencia efectivos de suelos, rocas, materiales granulares y drenantes, que conforman los taludes en estudio.

A.- Análisis de Estabilidad Estático

Este análisis se refiere a la estabilidad global de los taludes evaluados sin considerar la acción sísmica. Los resultados de los análisis se presentan en términos de factor de seguridad utilizando la metodología del equilibrio límite. Estos análisis se pueden realizar tanto en esfuerzos efectivos como esfuerzos totales. Se recomienda un factor de seguridad estático mayor de **1,3**.

FS. Interna Estático

> 1,3

B.- Análisis de Estabilidad Pseudo-Estático

El método consiste en calcular el factor de seguridad contra deslizamiento, cuando una fuerza horizontal es igual al producto del coeficiente sísmico por el peso de la masa potencial de falla, la cual es adicionada a las fuerzas estáticas ya existentes. Para el análisis pseudo - estático de taludes, se utiliza un coeficiente sísmico horizontal seleccionado sobre la base de la sismicidad de la zona. Se recomienda un factor de seguridad pseudo - estático mayor a 1,0.

De acuerdo al estudio de peligro sísmico recopilado para la zona de análisis se realizaran los análisis con un coeficiente sísmico de 0.15g

3.2.2 Taludes en Roca

El grado de estabilidad de los taludes de corte ha sido determinado a partir resultado de la evaluación geomecánica de los taludes rocosos, pues como es conocido, el comportamiento de un macizo rocoso está directamente relacionado con el número de familias de discontinuidades existentes, su distribución espacial y orientación con respecto al talud en estudio.

En tal sentido se ha realizado la evaluación geomecánica de taludes rocosos identificando las principales familias, determinando el RQD, la dirección de buzamiento, espaciamiento entre discontinuidades, persistencia y otros aspectos relevantes. La evaluación geomecánica se realizó utilizando el programa de

cómputo Dips para identificar las principales familias de discontinuidades y determinar el tipo de falla más probable de ocurrencia en el talud, una vez determinado el tipo de falla se analiza para cada caso, mediante el método de equilibrio límite, utilizando programas de cómputo como el Swedge para falla tipo cuña y Rocplane para falla tipo planar.

Del análisis que se realizó en el macizo rocoso se ha evaluado los siguientes tipos de falla:

Falla tipo planar

Falla tipo cuña

A.- Falla Tipo Planar

Se trata del tipo de falla más frecuente que se presenta en un talud, y se produce cuando existe una fractura dominante en la roca, convenientemente orientada respecto al talud. En la salida del programa de cómputo Dips, la zona de ocurrencia de falla planar está limitada por el ángulo de fricción y el buzamiento del talud.

B.- 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 además del 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.

C.- Falla por Volteo

La falla por volteo 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.

En el Cuadro, se presentan el resumen de los principales mecanismos de falla que han sido identificados mediante un análisis de discontinuidades.

Cuadro 16: Análisis de discontinuidades

Estación	Tipo De Roca	Familias (Buz°/Dir Buz)	Falla Planar	Falla por	Falla Volteo	Talud (Buz°/Dir Buz)
EG-1	Caliza	F1: 29/216	F2	F1-F2 F1-F2	-	83/332
		F2: 57/320				
		F3: 86/306				
		F4: 86/051				
EG-2	Caliza	F1: 40/170	-	F2-F3	-	66/340
		F2: 60/310				
		F3: 60/080				
		F4: 35/283				
		F5: 85/333				
EG-3	Caliza	F1: 36/212	-	F3-F2	-	75/333
		F2: 80/298				
		F3: 39/034				
		F4: 86/050				
EG-4	Caliza	F1: 45/196	F4	F4-F3 F3-F2 F4-F1	-	80/315
		F2: 41/035				
		F3: 82/288				
		F4: 69/322				
EG-5	Caliza	F1: 68/307	F1	-	-	65/300
		F2: 75/035				
		F3: 17/180				
EG-6	Caliza	F1: 51/189	-	F1-F2	-	65/220
		F2: 64/315				
		F3: 72/063				

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Crítica KM 318+440 – 318+670

3.2.3 Factor de seguridad

Después de haber determinado la distribución de mecanismos de falla se procedió a verificar los factores de seguridad, para dicho propósito se utilizaron los programas ROCPLANE y SWEDGE para los casos de fallas planar y por cuña respectivamente.

Del análisis realizado se observa, que existe en todas las estaciones geomecánicas falla de tipo planar o cuña, en ningún caso falla del tipo volteo.

Del análisis cinemático realizado se tiene los siguientes resultados:

Cuadro 17: Factores de Seguridad

Sector	Estaciones Geomecánicas	Talud de Corte	FS Estático		FS Pseudoestático	
			Planar	Cuña	Planar	Cuña
SALLALI	EG-1	04:01	1.085	-	0.89	-
	EG-2	-	-	-	-	-
	EG-3	-	-	-	-	-
	EG-4	04:01	1.24	-	1.08	-
	EG-5	04:01	inestable	-	-	-
	EG-6	-	-	-	-	-

Fuente: Proyecto Análisis de estabilidad de taludes Zona Crítica KM 318+440 – 318+670

Del análisis realizado se concluye que existe alta probabilidad de falla tipo planar y cuña por tener una discontinuidad casi paralela al talud con un buzamiento entre 68° a 70°; en ese sentido se recomienda que para evitar una falla global por planos se limite el corte a un talud de 3:1.

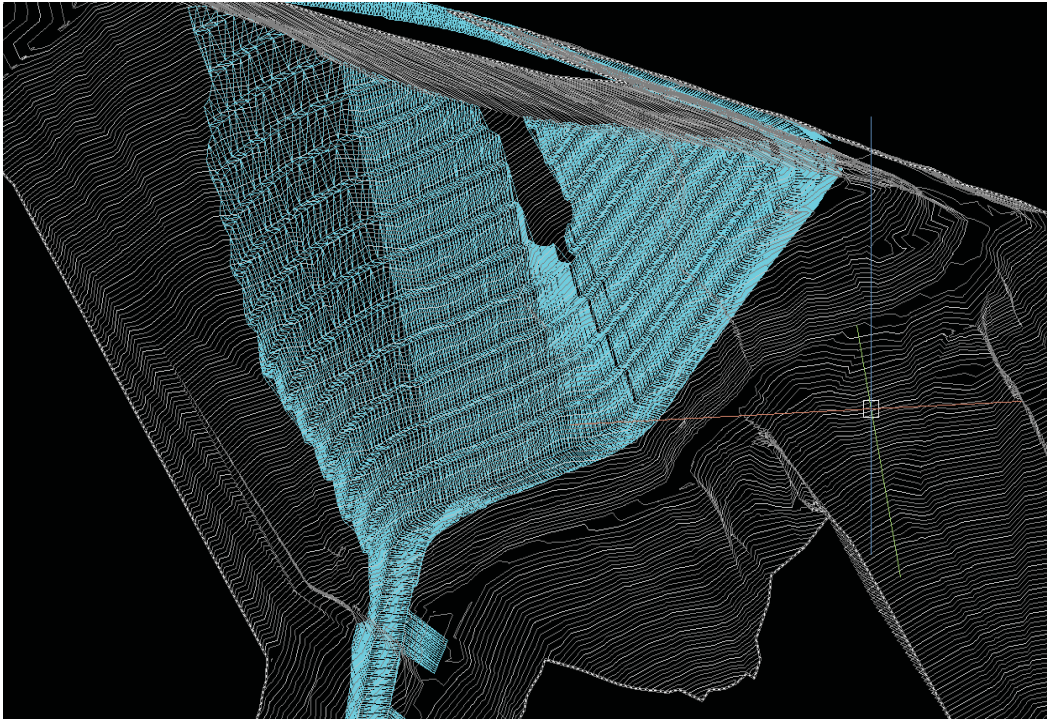


Imagen 10: Imaginen 3D banquetas en el Cerro Sallalli

CAPITULO IV:

MARCO TEORICO DE LA VOLADURA CONTROLADA

4.1 VOLADURA CONTROLADA

El objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura (overbreak). Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en cortes de laderas.

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación.

En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal, se le denomina “precorte o presplitting”, y si es posterior se le conoce como Recorte, voladura de contorno o voladura suave (Smooth blasting); en el caso de túneles también suele denominarse voladura periférica.

Se emplea a menudo para el acabado superficial de túneles de obras hidráulicas o viales, para reducir el consumo de concreto cuando éstos tienen que ser cementados, y en cámaras subterráneas para mejorar el autosostenimiento de techos y paredes.

También se aplica para excavaciones precisas para cimentación de maquinaria, para piques y chimeneas, para límite final de bancos en minería a tajo abierto y para extraer grandes y bien formados bloques de piedra ornamental en canteras de mármol, caliza marmórea y granito, entre otros.

4.1.1 Teoría del Método

Una carga explosiva convencional acoplada, que llena completamente un taladro, al detonar crea una zona adyacente en la que la resistencia dinámica a compresión de la roca es ampliamente superada, triturándola y pulverizándola. Fuera de esa zona de transición, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan grietas radiales alrededor de todo el taladro, lo que se denomina fisuramiento radial.

Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas direcciones, hasta que por colisión de las dos ondas de choque en el punto medio entre taladros, se producen esfuerzos de tracción complementarios perpendiculares al plano axial.

Las tracciones generadas en ese plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo la propagación de las grietas radiales en la dirección de corte proyectado, lográndose esto en especial cuando dos taladros son cercanos. Posteriormente estas grietas se amplían y extienden bajo la acción de cuña de los gases de explosión que se infiltran en ellas. La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura

por la presión de gases permite obtener un plano de fractura definido. Según esto, el mecanismo de trabajo de una voladura de contorno comprende a dos efectos diferentes: uno derivado de la acción de la onda de choque y otro derivado de la acción de los gases en expansión.

La presión de gases es clave en la voladura controlada, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes. Esto se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape prematuro de los gases a la atmósfera.

4.1.2 Voladura Controlada

A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales.

Entre sus condiciones fundamentales tenemos:

1. Relación de espaciamiento a burden inversa a la normal; es decir menor espaciamiento que burden, usualmente: $E = 0,5$ a $0,8 B$.
2. Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional de $2,1$ a 1 .
3. Carga explosiva linear distribuida a todo lo largo del taladro preferentemente con cartuchos acoplables, o en ciertos casos carga amortiguada con espaciadores.
4. Taco inerte solamente para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
5. Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad,
6. Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí, y sólo después de la voladura principal. (Es conveniente un intervalo mínimo de

60 a 100 ms entre el último taladro de la voladura principal y los taladros de la línea de corte periférica).

7. Mantener el alineamiento y paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño del corte a realizar, de lo contrario no hay buen resultado.

4.1.3 Voladura Convencional

Los taladros de voladura normal destrozan la roca por interacción entre sí, con predominio de fracturamiento radial; para lograr este efecto es necesario mantener ciertas condiciones, como:

1.- Relación de espaciamiento a burden:

$$E = (1,3 \text{ a } 1,5) \times B$$

2.- Relación de acoplamiento (diámetro de taladro a diámetro de cartucho): máxima de 1,2 a 1, buscando un adecuado confinamiento y atacado del explosivo.

3.- Distribución de la carga explosiva, ocupando en promedio los 2/3 de la longitud del taladro (66%) procurando la mayor concentración de carga al fondo del mismo.

4.- Uso de taco inerte para retener la explosión en el taladro el mayor tiempo posible, y para mejorar el grado de confinamiento.

5.- Empleo de explosivo con el mayor brisance y empuje dentro de la relación energía/costo, para las características de la roca.

6.- Disparo de todos los taladros de la voladura siguiendo un orden de salida, espaciados en tiempo de acuerdo a un esquema de secuencias (arranques, ayudas, cuadradores, alzas, etc.).

4.2 VENTAJAS DE LA VOLADURA CONTROLADA

A.- Produce superficies de rocas lisas y estables.

B.- Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobre excavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de

agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura. También facilita el transporte de los detritos de voladura, por su menor tamaño.

C.- Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el auto sostenimiento de las excavaciones.

D.- En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

4.3 DESVENTAJAS DE LA VOLADURA CONTROLADA

- a. Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.
- b. Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación.
- c. En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

4.4 TECNICAS PARA LA VOLADURA CONTROLADA

4.4.1 Voladura de Precorte

1.- Teoría del Método

El objetivo de un precorte es minimizar las presiones en el taladro, lo suficiente para generar grietas, entre taladros adyacentes de la línea del precorte.

Para obtener buenos resultados, tres requerimientos deben tomarse en cuenta:

- 1.- Una línea de taladros con pequeño espaciamiento
- 2.- Una Baja densidad lineal de carga de explosivo
- 3.- Una simultaneidad en la iniciación de los taladros

En el precorte se debe tener las siguientes consideraciones técnicas para el diseño:

- 1.- Ángulos de caras de banco
- 2.- Perforación
- 3.- Sobre rotura en la cresta
- 4.- Diámetro de perforación

2.- Determinación de los Parámetros de Precorte

A.- Presión de Detonación

Es un indicador de la habilidad de un explosivo sin desacople para fragmentar la roca. La ecuación matemática es la siguiente:

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

Donde:

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

Δ_{exp} : Densidad del explosivo (g/cc)

VOD : Velocidad de detonación (Km/s)

La presión del taladro, se puede reducir mediante cargas desacopladas a través de la siguiente relación matemática:

Donde:

f : Razón de desacoplamiento

D_{2e} : Diámetro del explosivo (Pulg.)

D_{2h} : Diámetro del Taladro (Pulg.)

L : Longitud del Explosivo (m)

H : Longitud del Taladro (m).

B.- Reducción de la Presión de Detonación

Para generar el plano de corte, es necesario minimizar las presiones en el taladro, con el empleo de explosivos de baja velocidad de detonación, y desacoplando las cargas en relación al diámetro del taladro:

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

Donde:

P_b : Presión de detonación desacoplada o reducida (Mpa)

n : Exponente, 1.25 para taladros sin agua y 0.9 para taladros con agua

VOD : Velocidad de detonación (Km/s)

C.- Espaciamiento Entre Taladros

Deben ser relativamente cortos, el empleo de mayor número de cargas pequeñas hace decrecer el radio de fracturas alrededor del taladro.

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

Donde:

S : Espaciamiento entre taladros (mm)

T : Resistencia a la tracción de la roca (Mpa)

P_b : Presión de detonación en el barreno

D_h : Diámetro del taladro (mm)

D.- Diámetros de Perforación

Es ampliamente reconocido que los mejores resultados de precorte se obtienen con diámetros pequeños de perforación.

E.- Espaciamiento Entre Pozos

El espaciamiento entre los pozos de precorte se reduce, si este lo comparamos con el espaciamiento de una fila de producción.

Esta disminución de espaciamiento se debe principalmente para q exista una interacción entre los pozos, debido a q a estos se les ha reducido la carga considerablemente con el objeto de generar bajas presiones en las paredes de ellos.

F.- Factor de Carga

El termino factor de carga definido en gr/ton no es aplicable para el precorte, puesto que su finalidad no es fragmentar un volumen de roca, sino que genera un plano de fractura, por lo que el factor carga para el precorte se define en Kg/m².

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

Donde:

γ : Factor de carga en Kg/m²

η : Índice de acoplamiento Pozo seco 1.25

Pozo con agua 0.9

R : Relación Pb/UCS

VOD : Velocidad de detonación (Km/s)

Dh : Diámetro de perforación (mm)

UCS : Resistencia a la compresión no confinado (Mpa)

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

G.- Secuencia de Salida

El precorte debe ser iniciado en forma separada o en conjunto con la voladura de producción, pero con una diferencia de a lo menos 100ms previo a la voladura de producción.

Con respecto a los intervalos entre los taladros de precorte, la teoría de formar una grieta de tensión entre dos taladros implica una detonación simultánea de ellos. A modo de referencia Ouchterlony (1995) reportó que si existen diferencias de tiempo de 1ms entre taladros de precorte, esta generaría mayores daños alrededor de un taladro. Por tal motivo el autor del estudio recomienda el uso de cordón detonante para la iniciación del precorte. Idealmente deberían ser detonados todos los taladros de precorte en forma simultánea, pero como medida de precaución en lo que es vibraciones, estos deberían ser detonados en grupo de 20 a 30 taladros.

H.- Inclinación del Precorte

Los máximos beneficios en términos de mejorar la estabilidad de taludes, se obtienen cuando el precorte es perforado inclinado.

Estas inclinaciones fluctúan en el rango de 15 a 30 grados, siendo mejores los resultados a medida que se utiliza una mayor inclinación, aumentando ciertamente la dificultad de perforación.

CAPITULO V: PARAMETROS EN EL DISEÑO DE VOLADURA CONTROLADA

5.1 PARÁMETROS DE ROCA

Son determinantes, debiendo los explosivos y sus métodos de aplicación adecuarse a las condiciones de la roca. Entre ellos tenemos:

1.- Propiedades físicas

A. Dureza

Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.

B. Tenacidad

Indica la facilidad o dificultad de romperse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).

C. Densidad

Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1,0 a 4,5 g/cm³ en promedio. Rocas densas requieren también explosivos densos y rápidos para romperse.

D. Textura

Trama o forma de amarre de los cristales o granos y su grado de cementación o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.

E. Porosidad

Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.

F. Variabilidad

Las rocas no son homogéneas en su composición y textura. Tienen un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.

G. Grado de alteración

Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

2.- Propiedades Elásticas o de Resistencia Dinámica de las Rocas

A. Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de las ondas sísmicas y de sonido

Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.

B. Resistencia mecánica

Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.

C. Fricción interna

Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas).

D. Módulo de Young

Resistencia elástica a la deformación.

E. Radio de Poisson

Radio de contracción transversal o extensión longitudinal del material bajo tensión.

F. Impedancia

Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con alta frecuencia sísmica requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

3.- Condiciones Geológicas

A. Estructura

Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen o formación (macizos, estratos, etc.).

B. Grado de fisuramiento

Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.

C. Presencia de agua

Define incluso el tipo de explosivo a usar.

5.2 PARAMETROS DE PERFORACION

5.2.1 Equipos de Perforación

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes. Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado.

La eficiencia en la perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

5.2.2 Selección de Equipos de Perforación

Existen diversos tipos y marcas de equipos de perforación para diferentes condiciones de trabajo. Su selección se basa en criterios económicos. De diseño mecánico, mantenimiento y servicio, capacidad operativa, adaptabilidad a los demás equipos de la mina, y de condiciones generales del lugar de trabajo (acceso, roca, topografía, fuentes de energía, etc.).

Uno de los criterios más importantes en perforación es la velocidad de penetración.

Los equipos seleccionados fueron:

1.-Rock Drill Tamrock Ranger 500

Es un equipo diseñado para canteras, minería de superficie y trabajos de construcción. Ofrece el mejor costo para taladros del rango de 64mm (2,5") a 89mm (3.5"), combinando una gran producción con la mejor calidad de perforación en roca y proporcionando el mejor confort posible para el operador.

Especificaciones Técnicas:

- A.- Cuenta con una perforadora hidráulica de alto rendimiento DRIFTER HL 710
- B.- Emplea un motor CATERPILLAR de 6 cilindros con control electrónico, modelo 3126 B, de 325 HP, controles de ahorro de combustible.
- C.-La cabina está diseñada para brindar la máxima comodidad al operador, certificada bajo normas R.O.P.S. (Voladuras) y F.O.P.S. (Caída de objetos).
- D.- Cuenta con un sistema Rock Pilot de regulación automática de las presiones de avance, percusión y torque de rotación de acuerdo a la dureza de la roca que se está perforando, permitiendo una mayor productividad y mejor cuidado de los elementos de perforación.
- E.- Tipos de Barra: T38 – T45 - T51

Rendimiento: 25 ml/hr



Imagen 11: Rock Drill Tamrock Ranger 500

2.- Rock Drill Atlas Copco ROC 642 HP

Es un equipo diseñado para canteras, minería de superficie y trabajos de construcción. Ofrece el mejor costo para taladros del rango de 38mm (1,5") a 89mm (3.5"), combinando una gran producción con la mejor calidad de perforación en roca, no posee una cabina para el operador.

Especificaciones Técnicas:

a.- Percusión y torque de rotación de acuerdo a la dureza de la roca que se está perforando, permitiendo una mayor productividad y mejor cuidado de los elementos de perforación.

b.- Tipos de Barra: T38 – T45

c.- Peso del volumen de transporte 9000 Kg

d.- No posee cabina para el operador

Rendimiento: 18 ml/hr



Imagen 12: Rock Drill Atlas Copco ROC 642 HP

5.2.3 Condiciones de Perforación

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente, la supervisión de la correcta operación de perforación aún no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, más espaciados, de longitud irregular, etc.) que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad.

a. Diámetro

Depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general a realizar.

b. Longitud

Influye mucho en la elección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).

c. Rectitud

Varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido.

En la mayoría de trazos de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.

d. Estabilidad

Los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlos interiormente con tubos especiales para poderlos cargar (casing) o hacer otro taladro adyacente al obturado.

5.2.4 Diseño de Malla de Perforación

1.-Diseño de Malla para Taladros de Producción.

Para el diseño de los taladros de producción se tomó las siguientes consideraciones.

A.- Diámetro del Taladro

La selección del taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al Burden, espaciamento, distribución de la carga explosiva, granulometría de la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación.

Para determinar el diámetro óptimo en la práctica se consideran tres aspectos:

- a.- La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.
- b.- La altura de banco proyectada y la amplitud o envergadura de las voladuras a realizar.
- c.- La distancia límite de avance proyectado para el banco.

Como parámetro de cálculo de la malla de perforación se tomó el diámetro de broca de **2.5 pulgadas**, esto debido a q los equipos de perforación que se emplearon en el proyecto tienen una capacidad máxima de 3.5 pulgadas.

B.- Longitud de Taco

Normalmente el taladro no se llena en su parte superior o collar, la que se rellena con material inerte que tiene la función de retener a los gases generados durante la detonación, solo durante fracciones de segundo, suficientes para evitar que estos gases fuguen como un soplo por la boca del taladro y más bien trabajen en la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la longitud de la columna de la carga explosiva.

$$T = (L - (SP/3))$$

O igual a la longitud del Burden

Si no hay taco los gases se escapan a la atmosfera arrastrando un alto porcentaje de energía, que debería actuar contra la roca, Si el taco es insuficiente, además de la fuga parcial de gases se producirá la proyección de fragmentos, caracterización y fuerte ruido por onda aérea.

Si el taco es excesivo, la energía se concentrara en fragmentos al fondo del taladro, dejando gran cantidad de bloques o bolones en la parte superior, especialmente si el fisuramiento natural de la roca es muy espaciado, resultando una fragmentación irregular, poco esponjada y adicionalmente se originarían fuertes vibraciones.

Normalmente como relleno se emplean los detritos de la perforación que rodean el taladro, arcillas o piedra chancada fina y angulosa.

En la práctica su longitud usual es de 1/3 del largo del total del taladro. Si se tiene en cuenta al burden y resistencia de la roca, el taco varía entre $T=0.7 B$ para material muy competente como granito homogéneo, o en un radio de taco o burden que puede aproximarse a 1, es decir $T=B$ para material incompetente con fisuras y fracturas abiertas.

Para el caso aplicaremos:

$$T= 1/3 L$$

Donde:

T= Longitud de taco

L= Longitud del taladro

Ejemplo:

$$T= (1/3 \times 10)$$

$$T= 3.33 \text{ m}$$

C.- Altura de Banco

Distancia vertical desde la superficie horizontal superior (cresta) a la inferior (piso). La altura es función del equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, de la resistencia de la roca de la estructura geológica y estabilidad del talud y de aspectos de seguridad.

Para el caso:

H= 10m

Donde:

H= Altura del banco

D.- Burden

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 de una voladura.

Se considera el parámetro más determinante de la voladura. Depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca, altura de banco y las especificaciones del explosivo a emplear.

Se determina en razón del grado de fragmentación y desplazamiento del material volado que se quiere conseguir.

En la práctica el burden se considera igual al diámetro del taladro en pulgadas, pero expresado en metros, así para un diámetro de 2 ½" el burden aproximado será de 2.5 metros, conociéndose como burden práctico a la relación empírica:

$$\text{Ø (en pulgadas)} = \text{B (en metros)}$$

También se aplican las siguientes relaciones matemáticas según Langefors:

$$B = (0.046 \times \text{Ø}) \text{ (en mm)}$$

$$\varnothing = 2.5 \text{ pulgadas} \times 25.4 \text{ mm} = 63.5 \text{ mm}$$

$$B = (0.046 \times 63.5 \text{ mm}) = 2.92 = \mathbf{3 \text{ m}}$$

➤ **Formula de C. Konya**

Basadas en las teorías del Dr. Ash. Determina el burden con base entre la relación del diámetro de la carga explosiva y la densidad, tanto del explosivo como de la roca, según:

$$B = 0.012 * \left(\frac{\delta_{exp} * 2}{\delta_{roca}} + 1.8 \right) * \varnothing_{exp}$$

$$B = 0.012 * \left(\frac{0.8 * 2}{2.62} + 1.8 \right) * 101.6$$

$$B = 2.94\text{m}$$

Donde:

B : Burden, (en m)

\varnothing_{exp} : Diámetro del explosivo (en mm)

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

δ_{roca} : Densidad de la roca (g/cc)

E.- Espaciamiento

Se calcula en relación con la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros.

En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación cuadrada $E = B$ y de $E = 1.3$ a $1.5 B$, para malla rectangular o alterna.

Para el caso aplicaremos:

$B = E$ por ser una malla cuadrada.

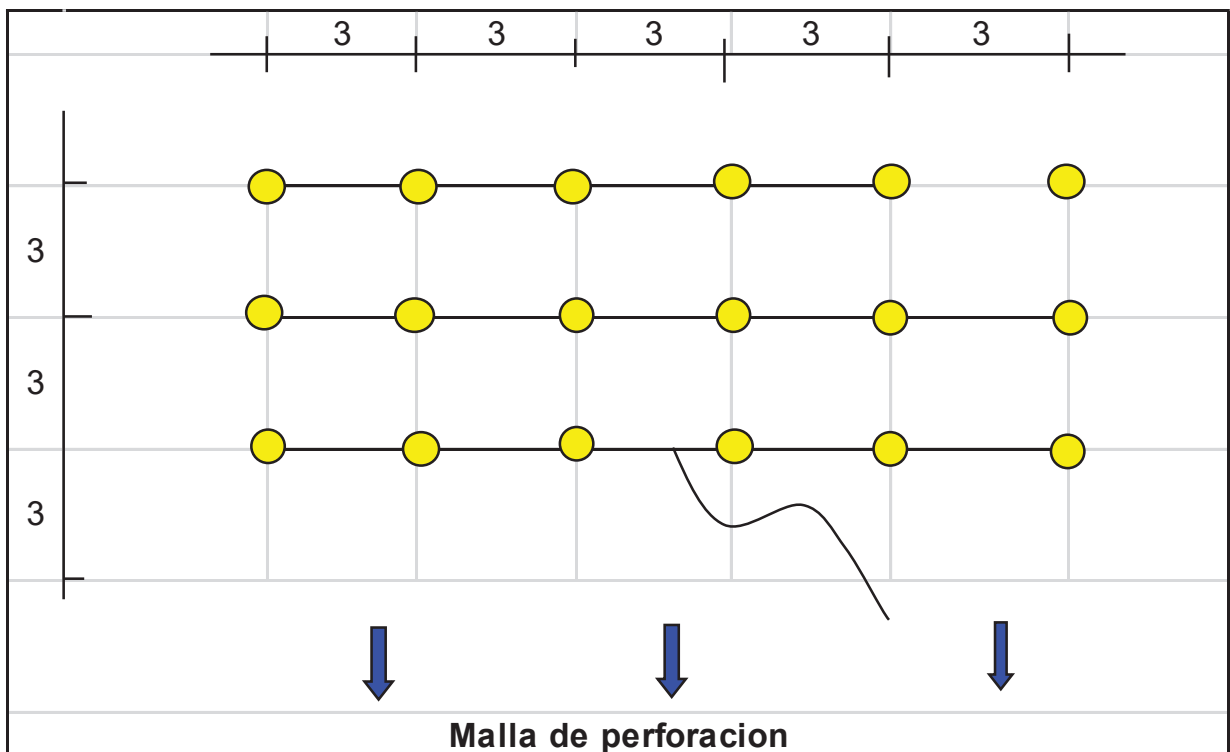
Donde:

$B = 3m$

Por consiguiente:

$B = E; E = 3m$

Imagen 13: Diagrama de Mallas Taladros de Producción



2.- DISEÑO DE MALLA PARA TALDROS DE PRECORTE

El desarrollo del precorte tuvo por finalidad generar una línea de debilidad tras la voladura, cuyos beneficios fueron:

- Formación de una pared de banco más estable
- Generar el límite de penetración de los equipos de acarreo
- Crear una percepción de seguridad

Para obtener buenos resultados, se tuvieron en cuenta tres requerimientos:

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

La presión en las paredes del taladro fue en orden de la resistencia a la compresión de la roca.

a.- Diámetro de Perforación

Es ampliamente reconocido que los mejores resultados de precorte se obtienen con diámetros pequeños de perforación, sin embargo, hay que tomar en cuenta la longitud del taladro y las desviaciones del taladro.

$$D_{\text{tal-precorte}} = 2.5 \text{ pulg.}$$

b.- Inclinación del Precorte

Los máximos beneficios en términos de mejorar la estabilidad de los taludes, se obtienen cuando el precorte se perfora inclinado.

De acuerdo a los planos y parámetros de construcción se obtuvo una inclinación de **73°**

c.- Altura de Perforación

La altura de perforación en los taladros de precorte fue de 10m

d.- Burden para Taladros de Precorte

La relación de espaciamiento a burden es inversamente a la normal, es decir que el espaciamiento es menor que el burden.

Para el caso nuestro burden será de **2 m.**

e.- Espaciamiento para Taladros de Precorte

Para las cargas de precorte el espaciamiento en la última fila de la voladura generalmente es menor $E = 0.5$ a $0.8 B$, cuando se pretende disminuir el efecto de impacto hacia atrás.

Para nuestro caso:

$E=0.5$ Burden de los taladros de producción

$E=0.5$ (3m)

$E= 1.5$ m

5.4 CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS EPLOSIVOS Y ACCESORIOS

5.4.1. 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 generando:

- Un fuerte efecto de impacto que tritura la roca
- Un gran volumen de gases que se expanden con gran energía, desplazando los fragmentos

Los explosivos utilizados en el proyecto fueron:

AGENTES DE VOLADURA.

1.- ANFO (AMEX)

Agente de voladura de gran versatilidad diseñado especialmente para desplegar un alto nivel de energía y alto volumen de gases logrando así una excelente fragmentación de roca. Debido a su baja sensibilidad y excelente desempeño en la rotura y empuje de roca es empleado en trabajos de minería y obras civiles. Está compuesto por una mezcla de nitrato de amonio y petróleo debidamente balanceada en oxígeno

Cuadro 18: Especificaciones ANFO

CARACTERISTICAS	ANFO
DENSIDAD APARENTE (g/cm ³)	0.82
VELOCIDAD DE DETONACION (m/s)	3200
PRESION DETONACION (kbar)	55
POTENCIA RELATIVA EN PESO	104
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN	85
RESISTENCIA AL AGUA	NINGUNA

Fuente: Especificaciones técnicas_ORICA

2.- EMULSION ENCARTUCHADA (Emulnor 1 1/8" x 8")

Son explosivos tipo agua en aceite, cuya fase dispersa está constituida por un soluble y su fase continua por aceites, ceras y parafinas especiales, las que se mantienen unidas por un emulsificante y sensibilizadas por micro esferas de vidrio.

Cuadro 19: Especificaciones Emulsión

CARACTERISTICAS	DS-65
DENSIDAD APARENTE (g/cm ³)	1.14
VELOCIDAD DE DETONACION (m/s)	5400
PRESION DETONACION (kbar)	83
POTENCIA RELATIVA EN PESO	70
FUERZA HESS (mm)	22
VOLUMEN NORMAL DE GASES (l/kg)	910
RESISTENCIA AL AGUA	MUY BUENA

Fuente: Especificaciones técnicas_ORICA

ACCESORIOS DE VOLADURA

1.- CORDON DETONANTE

El Cordón Detonante es un accesorio para voladura constituido por un núcleo granulado fino y compacto de pentrita PETN (penta-erythritol tetranitrate) que está recubierto con papel de características especiales, fibras sintéticas e hilos de

algodón. Se activa generalmente por medio de un fulminante común, eléctrico o no-eléctrico.

Cuadro 20: Especificaciones Técnicas Cordón Detonante

CARACTERISTICAS	ESPECIFICACIONES
VELOCIDAD DE DETONACION (m/s)	7000 m/s
CARGA DE NUCLEO	4.40 g/m
DIAMETRO EXTERNO	3 mm
RESISTENCIA A LA TRACCION	50 kgf
COLOR DE RECUBRIMIENTO	rojo
MATERIAL DE RECUBRIMIENTO	PVC

Fuente: Especificaciones técnicas_ORICA

2.- BOOSTER HDP (1/3 DE LIBRA)

Son cargas explosivas de alta potencia y gran seguridad, destinadas a la iniciación de agentes de voladura. Su envase de plástico protege a la mezcla explosiva que contiene, permitiéndole ser más insensible a los golpes o roces, así como una mayor resistencia al ataque del agua presente en algunas perforaciones.

Es el más eficiente iniciador de agentes de voladura que se fabrica y es especialmente recomendable para diámetros medianos y grandes.

3.- MECHA DE SEGURIDAD

La Mecha de Seguridad es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Su estructura está compuesta por capas de diferentes materiales; las cuales protegen al núcleo de pólvora. Un recubrimiento final de material plástico asegura una excelente impermeabilidad y buena resistencia a la abrasión. La alta potencia de su chispa activa sin restricciones de ninguna naturaleza al fulminante, siempre y cuando se cumplan las recomendaciones de fijar correctamente el fulminante a la mecha de seguridad.

Cuadro 21: Especificaciones técnicas Mecha de Seguridad

CARACTERISTICAS	ESPECIFICACIONES
NUCLEO DE POLVORA (g/m)	6
TIEMPO DE COMBUSTION (s/m)	160
DIAMETRO EXTERNO (mm)	5
RECUBRIMIENTO EXTERNO	Plástico
RESISTENCIA A LA IMPERMEABILIDAD	Buena
RESISTENCIA A LA ABRACION	buena

Fuente: Especificaciones técnicas_ORICA

4.- FULMINANTE #8

El Fulminante Simple N° 8 es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Está conformado por un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de sus extremos, en cuyo interior lleva una carga primaria de un explosivo sensible a la chispa y otra carga secundaria de alto poder explosivo.

Cuadro 22: Especificaciones Técnicas Fulminante

CARACTERISTICAS	ESPECIFICACIONES
LONGITUD (mm)	48.5
DIAMETRO EXTERNO (mm)	6.1
DIAMETRO INTERNO (mm)	5.4
VOLUMEN TRAUZL (cm ³)	23.36
RESISTENCIA AL IMPACTO	2 Kg en un metro
CARGA EXPLOSIVA TOTAL (mg)	900
SENSIBILIDAD A LA CHISPA	Buena

Fuente: Especificaciones técnicas_ORICA

5.5 CÁLCULO Y DISTRIBUCIÓN DE LA CARGA EXPLOSIVA PARA LA VOLADURA CONTROLADA

5.5.1 Cálculo y Condiciones de Carga

Taladros de Producción

Fueron cargados con material explosivo, teniendo en cuenta las siguientes consideraciones:

Cuadro 23: Parámetros de taladros de Producción

TALADROS DE PRODUCCION	
1. PARAMETROS DE PERFORACION	
Diámetro Taladro (pulg)	2.5
Espaciamiento (m)	3
Burden (m)	3
Altura Promedio de Banco (m)	10
Sobreperforación (m)	0
Profundidad Promedio de Taladro (m)	10
Inclinación de Perforación (°)	90°
2. PARAMETROS DE VOLADURA	
Carga de Fondo (m)	2.95
Cámara de Aire (m)	0
Taco Final (m)	7.05
Tipo de Explosivo por Taladro	AMEX
Densidad del Explosivo (gr/cc)	0.8
Factor de la Roca (gr/cc)	2.62
Cantidad de Explosivo por Metro (kg/m)	4.06
Cantidad Total de Explosivo (kg)	12
Volumen Roto (m3)	90
Factor de Potencia (kg/Ton)	0.04
Factor de Carga (kg/m3)	0.23
Cantidad de Taladros Promedio	153

PRESION DE DETONACION.

La presión de detonación está en función directa de la densidad del explosivo y la velocidad de detonación. Se calcula multiplicando la densidad del explosivo y la velocidad de detonación al cuadrado y es una forma de energía cinética. Hasta el momento existen varias fórmulas para calcular la presión de detonación. Como ejemplo citaremos la siguiente expresión (Konya 1990):

$$P_{bi} = \frac{4.5 \times 10^{-6} \times V_e^2 \times d}{1 + (0.8 \times d)}$$

$$P_{bi} = ? \text{ (kbar)}$$

$$d = \text{Densidad del explosivo (0.8 gr/cc)}$$

$$V_e = \text{Velocidad de detonación (3000 m/s)}$$

$$P_{bi} = \frac{4.5 \times 10^{-6} \times 3000^2 \times 0.8}{1 + (0.8 \times 0.8)}$$

$$P_{bi} = 19 \text{ kbar}$$

TALADROS DE PRECORTE

El objetivo fue controlar los efectos de una voladura y minimizar los daños en las paredes finales, conservando la calidad de la estructura rocosa.

Se basó en el principio de producir una falla de tensión a lo largo de la fila de los taladros de contorno, tratando de evitar que la roca se rompa por compresión, es decir la presión generada por la expansión de gases dentro del taladro no debe sobrepasar la resistencia a la compresión de la roca.

La fractura generada permitirá la disipación de la onda de compresión y de los gases provenientes de los taladros de producción.

Parámetros de carguío para los taladros de precorte

Los parámetros de carguío se hallaron mediante las siguientes formulas

Cuadro 24. Parámetros Taladros de Precorte

TALADROS DE PRECORTE	
1. PARAMETROS DE PERFORACION	
Diámetro taladro (pulg)	2.5
Espaciamiento (m)	1.5
Burden (m)	N.A
Altura Promedio de Banco (m)	10
Sobreperforación (m)	0
Profundidad Promedio de Taladro (m)	10
Inclinación de Perforación (°)	73°
2. PARAMETROS DE VOLADURA	
Carga de Fondo (m)	0
Cámara de Aire (m)	0
Tipo de Explosivo por Taladro	Emulsión
Densidad del Explosivo (gr/cc)	1.14
Factor de la Roca (gr/cc)	2.62
Cantidad de Explosivo por Metro (kg/m)	0.27
Área de Rotura (m ²)	15
Cantidad de Cartuchos en Unidad	28
Peso del Cartucho (kg)	0.15
Espaciamiento Entre Cartuchos (cm)	0.6
Factor de Carga (kg/m ²)	0.14
Cantidad de Taladros Promedio	143

A.- Presión de taladros

Se utilizó la siguiente expresión:

$$Pt = 110 \times \delta \text{ exp} \times VOD^2$$

$$Pt = ?$$

$\delta \text{ exp}$ = Densidad del explosivo (g/cm³)

VOD^2 = Velocidad de detonación (km/s)

$$Pt = 110 \times 1.14 \frac{gr}{cc} \times 5.4 km^2$$

$$Pt = 3656 Mpa$$

Para el precorte se utilizaron explosivos desacoplados, teniendo que cumplir la condición de tener menor diámetro que el taladro.

B. Factor de Carga

Está definido en kg/m^3 no es aplicable para los taladros de precorte, puesto que su finalidad no es fragmentar un volumen de roca, sino generar un plano de fractura.

$$\gamma = \frac{Pc \times N}{S \times H \times B}$$

Donde:

γ = ?

Pc = Peso del cartucho (Kg/m^3)

N = Numero de Cartuchos

S = Espaciamiento

H = Altura del Banco

B = Burden

$$\gamma = \frac{0.15 \times 28}{1.5 \times 10 \times 2}$$

$$\gamma = 0.14$$

C.- Secuencia de Salida

El precorte fue iniciado junto a la voladura de producción, en cuanto al tiempo de detonación entre los taladros de precorte se precisa que todos detonaron al mismo tiempo.

Hallando la longitud de carga.

Se utilizó la siguiente formula.

$$Pb = 110 \times \left(\frac{De^2}{Dt^2} \times \frac{L}{H} \right)^n \times \delta \exp \times VOD^2$$

Donde:

Pb = Presión en las paredes de los taladros

De^2 = Diámetro del explosivo

Dt^2 = Diámetro del taladro

$\delta \exp$ = Densidad del explosivo

VOD^2 = Velocidad de detonación

$$50 \text{ mpa} = 110 \times \left(\frac{0.88^2}{2.5^2} \times \frac{L}{10} \right)^{1.25} \times 1.14 \times 5.4^2$$

$$L = 5.011m$$

➤ Hallando la Cantidad de explosivo por taladro

$$Q \exp /_{tal} = \frac{\text{Peso del cartucho}}{\text{Long. del cartucho}} \times \text{Long. de carga}$$

$$Q \exp /_{tal} = \frac{0.15}{0.18} \times 5.011$$

$$Q \exp /_{tal} = 4.17 \text{ kg} /_{tal}$$

- Hallando el número de cartuchos por taladro

$$Nro \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} = \frac{Q_{exp}/tal}{\text{peso del cartucho}}$$

$$Nro \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} = \frac{4.17}{0.15}$$

$$Nro \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} = 28 \text{ cartuchos}/\text{taladro}$$

- Hallando el Espaciamiento entre cartuchos

$$e = \frac{L - (N \times \text{long. del cartucho})}{N - 1}$$

$$e = \frac{5.011 - (28 \times 0.18)}{27}$$

$$e = 0.18$$

5.6 CALCULO DE PARAMETROS DE LAS BANQUETAS (Metrados)

5.6.1 Diseño de Banquetas

De los análisis realizado en los taludes, se observa que el ángulo de talud recomendado en la roca es siguiendo el plano de discontinuidad con buzamiento 68°, equivalente a un talud 3:1 (72°) con banquetas intermedias de 3m, cada 10m de altura; lo que permitirá retener los bloques que se desprendan del talud de corte, esta configuración genera una superficie paralela al talud actual, por lo que se verifica su estabilidad.

5.6.2 Área y Volúmenes por Banquetas

Cuadro 25: Áreas por Banquetas

AREAS																
PROGRESIVA	PROG	B0	B1	B2	B3	B4	B5	B6	B7	B8	B9	B10	B11	B12	B13	B14
318+180.00	20.00	124.61	161.32	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
318+200.00	20.00	132.51	106.60	181.22	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
318+210.00	10.00	148.67	139.01	146.81	184.79	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
318+220.00	10.00	145.22	141.83	143.83	143.80	149.19	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
318+240.00	20.00	131.81	126.45	98.10	91.81	80.87	90.98	-	-	-	-	-	-	-	-	-
318+260.00	20.00	109.98	101.58	86.35	71.78	46.60	29.45	35.59	36.13	-	-	-	-	-	-	-
318+280.00	20.00	109.39	102.42	92.55	63.95	42.40	20.10	19.04	21.17	-	-	-	-	-	-	-
318+290.00	10.00	140.10	124.69	106.19	66.26	51.99	29.75	26.58	29.28	-	-	-	-	-	-	-
318+300.00	10.00	131.87	120.94	89.71	93.80	75.36	49.19	37.28	38.04	-	-	-	-	-	-	-
318+310.00	10.00	139.38	81.93	82.24	112.29	105.28	82.15	51.54	42.55	-	-	-	-	-	-	-
318+320.00	10.00	97.51	91.86	114.84	147.97	180.62	170.09	128.35	101.13	76.26	-	-	-	-	-	-
318+340.00	20.00	116.06	138.41	180.81	196.70	210.21	215.11	216.80	202.05	168.15	145.59	80.30	-	-	-	-
318+360.00	20.00	162.61	197.61	218.79	235.90	259.45	245.60	218.40	170.64	143.11	123.37	112.82	110.06	92.27	-	-
318+370.00	10.00	163.48	188.93	210.55	220.66	218.95	231.09	226.45	208.43	187.88	144.91	106.19	62.67	32.80	23.99	17.57
318+380.00	10.00	155.68	144.89	159.02	175.11	140.60	152.92	161.03	92.02	33.58	-	-	-	-	-	-

Cuadro 26: Volúmenes por Banquetas

VOLUMEN														
B0	B1	B2	B3	B4	B5	B6	B7	B8	B9	B10	B11	B12	B13	B14
2,492.20	3,226.40	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
2,650.20	2,132.00	3,624.40	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1,486.70	1,390.10	1,468.10	1,847.90	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1,452.20	1,418.30	1,438.30	1,438.00	1,491.90	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
2,636.20	2,529.00	1,962.00	1,836.20	1,617.40	1,819.60	-	-	-	-	-	-	-	-	-
2,199.60	2,031.60	1,727.00	1,435.50	932.00	589.00	711.80	722.60	-	-	-	-	-	-	-
2,187.80	2,048.40	1,851.00	1,279.00	848.00	402.00	380.80	423.40	-	-	-	-	-	-	-
1,401.00	1,246.90	1,061.90	662.60	519.90	297.50	265.80	292.80	-	-	-	-	-	-	-
1,318.70	1,209.40	897.10	938.00	753.60	491.90	372.80	380.40	-	-	-	-	-	-	-
1,393.80	819.30	822.40	1,122.90	1,052.80	821.50	515.40	425.50	-	-	-	-	-	-	-
975.10	918.60	1,148.40	1,479.70	1,806.20	1,700.90	1,283.50	1,011.30	762.60	-	-	-	-	-	-
2,321.20	2,768.20	3,616.20	3,934.00	4,204.20	4,302.20	4,336.00	4,041.00	3,363.00	2,911.80	1,606.00	-	-	-	-
3,252.20	3,952.20	4,375.80	4,718.00	5,189.00	4,912.00	4,368.00	3,412.80	2,862.20	2,467.40	2,256.40	2,201.20	1,845.40	-	-
1,634.80	1,889.30	2,105.50	2,206.60	2,189.50	2,310.90	2,264.50	2,084.30	1,878.80	1,449.10	1,061.90	626.70	328.00	239.90	175.70
1,556.80	1,448.90	1,590.20	1,751.10	1,406.00	1,529.20	1,610.30	920.20	335.80	-	-	-	-	-	-
28,958.50	29,028.60	27,688.30	24,649.60	22,010.50	19,176.70	16,108.90	13,714.30	9,202.40	6,828.30	4,924.30	2,827.90	2,173.40	239.90	175.70

5.7 CALCULO DE COSTOS PARA LA VOLADURA CONTROLADA

5.7.1 COSTOS DE PERFORACIÓN

Los costos de perforación fueron aquellos costos que influyen directamente a esta etapa que detallamos a continuación:

1.- Equipos de perforación

Cuadro 27: Equipos de Perforación

EQUIPO DE PERFORACION	PRECIO/HORA (S/)	HORAS TRABAJADAS	COSTO TOTAL
Rock Drill Tamrock 500	182	1984	361088
Rock Drill Atlas Copco 642 HP	140	1600	224000

Fuente: Área de Costos y presupuestos-OHL

2.- Varillaje

Nos referimos a las piezas de desgaste de los equipos de perforación y lo detallamos a continuación:

Cuadro 28: Varillaje

VARILLAJE	Unidad	Precio Unitario \$	Consumo Ranger 500	Consumo Atlas ROC-642	Costo \$	Costo S/
Barras de Extension T38-R39 L=3660MM	Unidad	457.66	3	3	2745.96	7688.68
Brocas de Botones T38 R39 L=3660MM	Unidad	164.36	4	5	1479.24	4141.87
SHANKS-T38 HL500/510/510 D45	Unidad	302.9	2	2	1211.6	3392.48
Aceite Torcula 100	Galones	8.61	89	61	1291.5	3616.2

Fuente: Área de Costos y presupuestos-OHL

3.- COMBUSTIBLE

Cuadro 28: Combustible

EQUIPO DE PERFORACION	COSTO EN SOLES/GALON	CONSUMO (gl)	COSTO TOTAL (S/)
Rock Drill Tamrock 500	13.59	1984	26962.56
Rock Drill Atlas Copco 642 HP	13.59	1600	21744

Fuente: Área de Costos y presupuestos-OHL

4.- MANO DE OBRA

Cuadro 29: Mano de Obra

PERSONAL	# DE PERSONAL	COSTO S/ hr	TOTAL HORAS	COSTO TOTAL S/
JEFE DE VOLADURA	1	-	-	48000
ASISTENTE DE VOLADURA	1	-	-	20000
CAPATAZ DE PERFORACION	1	12.96	848	10990.08
OPERADOR ROCK DRILL	4	9.25	848	31376
AYUDANTE	4	4.7	848	15942.4

Fuente: Área de Costos y presupuestos-OHL

5.- COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN

Para el cálculo total del costo de perforación tenemos que:

Σ de costos = Equipos de perforación+ Varillaje+ Combustible+ Mano de Obra

Σ de costos = 585088.00 + 18839.23 + 48706.56 + 58308.48

Σ de costos = S/ 710942.27

Volumen Total perforado: 207779.3 m³

Por consiguiente:

Costo Total de perforación = Σ de costos/ volumen perforado

$$\text{Costo Total de perforación} = \frac{710942.27}{207779.3m^3}$$

Costo Total de perforación = S/ 3.42 m³

$$\text{Costo Total de perforación} = S/ \frac{710942.27}{44500 \text{ ml}} = S/ 15.9 \text{ ml}$$

$$\text{Costo Total de perforación} = S/ \frac{710942.27}{145997} = S/ 4.86 \text{ ft}$$

5.6.2 COSTOS DE VOLADURA

1.- Agentes de Voladura.

BANCO	AGENTE DE VOLADURA	
	EMULSION 1 1/8" x 8	ANFO
150-140	400	24
140-130	600	36
130-120	800	216
120-110	800	294
110-100	1000	552
100-90	1000	780
90-80	1800	1176
80-70	2800	1788
70-60	3000	2100
60-50	3200	2484
50-40	3400	2652
40-30	3600	3132
30-20	4400	3564
20-10	4600	3492
10-0	11600	4740
TOTAL	43000	27030

AGENTE DE VOLADURA	UNIDAD	UNITARIO		
ANFO	kg	3.2	27030	86496
EMULSION 1 1/8 x 8"	Unidad	1.78	43000	76540

Ejemplo:

Para el cálculo de costo del ANFO

Anfo total requerido: 27030.00 kg

Precio Unitario : S/ 3.200

Costo Total = 27030.00 kg x S/ 3.2.00

Costo Total = S/ 86496.00

2.- ACCESORIOS DE VOLADURA

BANCOS	ACSESORIOS DE VOLADURA				
	CORDON 5G (m)	BOOSTER (Und.)	FULMINANTE (Und.)	MECHA DE SEGURIDAD (m)	RETARDO 25 ms (Und.)
150-140	1013.5	4	2	10	4
140-130	1134.5	6	2	10	4
130-120	1409.5	36	2	10	6
120-110	1481	49	2	10	8
110-100	1827.5	46	2	10	12
100-90	2036.5	65	2	10	14
90-80	2839.5	98	2	10	20
80-70	3950.5	149	2	10	20
70-60	4346.5	175	2	10	24
60-50	4808.5	207	2	10	30
50-40	5072.5	221	2	10	30
40-30	5622.5	261	2	10	34
30-20	6458.5	297	2	10	38
20-10	6502.5	291	2	10	44
10-0	11496.5	395	2	10	46
TOTAL	60000	2300	30	150	334

Fuente: Área de Costos y presupuestos-OHL

ACCESORIOS DE VOLADURA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO	CANTIDAD	PRECIO TOTAL S/.
CORDON	m	1.1	60000	66000
DETONANTE 5G				
BOOSTER HDP 1/3 LIBRA	Unidad	4.93	2300	11339
FULMINANTE #8	Unidad	3.17	70	221.9
MECHA DE SEGURIDAD	m	3.3	185.6	612.48
RETARDO 25ms	Unidad	14.34	334	4789.56

Fuente: Área de Costos y presupuestos-OHL

Ejemplo:

Para el cálculo de costo del Booster HDP 1/3 libra

Booster HDP 1/3 de libra requerido: 2300 unidades

Precio Unitario : S/ 4.93

Costo Total= 2300 unidades x S/ 4.93

Costo Total= S/ 11339.00

3.- Costo Mano de Obra

PERSONAL	# DE PERSONAL	COSTO SOLES/ hr	TOTAL HORAS	COSTO TOTAL S/
CAPATAZ DE VOLADURA	1	12.96	848	10990.08
OPERARIO	5	8.8	848	37312
AYUDANTE	5	4.7	848	19928

4.- COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Para el cálculo total del costo de perforación y voladura tenemos que:

Σ de costos = Costo total de perforación + Costo total de voladura

Σ de costos = S/ 710942.27 + S/ 151193.02

Σ de costos = S/ 862135.29

Volumen Total perforado: 207779.3 m³

Por consiguiente:

Costo Total de perforación y Voladura = Σ de costos/ volumen perforado

Costo Total de perforación y Voladura = $\frac{862135.29}{207779.3}$

Costo Total de perforación y Voladura = S/ 4.14 m³

5.- Costo total por Limpieza y acarreo

Limpieza: El costo de limpieza incluía una Excavadora y personal de piso.

EQUIPO	# DE EQUIPOS	COSTO SOLES/ hr	TOTAL HORAS	COSTO TOTAL S/
EXCAVADORA 359-G	1	218.14	408	89001.12

PERSONAL	# DE PERSONAS	COSTO SOLES/ hr	TOTAL HORAS	COSTO TOTAL S/
CAPATAZ	1	12.96	204	2643.84
OPERARIO	2	8.2	408	6691.20
AYUDANTE	4	4.7	408	7670.40

Fuente: Área de Costos y presupuestos-OHL

6.- Costos por Acarreo de material

EQUIPO	# DE EQUIPOS	COSTO SOLES/cubo kilometro	DISTANCIA BOTADERO km	COSTO TOTAL S/
VOLQUETES	10	1.25	6	166223.44

EQUIPO	# DE PERSONAL	COSTO SOLES	# DE HORAS	COSTO TOTAL S/
OPERARIO	20	7.8	480	74880

Fuente: Área de Costos y presupuestos-OHL

6.- Costos asignados por partidas.

Partida de perforación y voladura de rocas

NOMBRE DE PARTIDA	Nro. de partida	Monto asignado Soles/m ³
Voladura en roca fija	1.12	25.35
Excavación roca suelta	205.B	14.05
Excavación en material común	205.A	4.09

Fuente: Área de Costos y presupuestos-OHL

MONTO TOTAL APROBADO POR EL ESTADO: S/ 4093252.2025

CAPITULO VI:

ASPECTOS AMBIENTALES Y SEGURIDAD

6.1 LINEA BASE SOCIO AMBIENTAL

6.1.1 MEDIO FÍSICO

A. Clima

- 1) **Clima Templado Moderado Lluvioso (Cw)**, que se caracteriza por tener un invierno seco, con un volumen de pluviosidad diez veces mayor en el mes más lluvioso respecto al mes más seco.
- 2) **Clima Frío (Boreal) (Dwb)**, que muestra también un invierno seco, con temperatura media superior a + 10°C, por lo menos durante 4 meses al año; y por último.
- 3) **Clima de Tundra Seca de Alta Montaña (ETH)**, que presenta una temperatura media el mes más cálido superior a los 0°C.

B. Geología y Geomorfología. -

La morfoestructura predominante del paisaje que recorre la Vía y de su Zona de Influencia corresponde al Altiplano o Superficie de Puna fuertemente disectado. Existen además ciertas áreas correspondientes a Valles Longitudinales y depresiones interandinas como en la que se encuentra Abancay.

C. Suelo. -

La Vía en su recorrido atraviesa grandes grupos de suelos como andosoles húmicos, cambisoles dístricos, cambisoles éutricos, kastanozems cálcicos, kastanozems lúvicos, itosoles, phaeozems lúvicos.

D. Hidrología e Hidrografía. -

La Zona de Influencia está incluida en la Cuenca del Río Pampas y el Pachachaca, que se unen en el borde Noreste de ésta para formar el Río

Apurímac. En el Km. 384, esta cruza el Río Pachachaca. A continuación se presentan las principales cuencas por las que atraviesa la vía.

6.1.2 MEDIO BIOLÓGICO

A.- Zonas de Vida

De acuerdo con la Clasificación de Zonas de Vida del Dr. L.R. Holdridge, que se fundamenta en criterios bioclimáticos, como parámetros que definen el hábitat de la vegetación, se ha determinado para el ámbito de influencia del Proyecto tres (03) Zonas de Vida (ver Anexo 13.3.3), las que se describen a continuación: bosque húmedo - Montano Subtropical (bh-MS), bosque seco Montano Bajo Subtropical (bs-MBS) y bosque seco Subtropical (bs-S).

B.- Formaciones Vegetales.-

De acuerdo al Mapa Forestal 1995 del Perú (INRENA, 1996) para el área de influencia del Proyecto, se ha determinado las siguientes tres Formaciones Vegetales distribuidas en:

Zonas Húmedas-Pluviales,

- Matorral de Herbazales (alto andinos):
 - ✓ Pajonal (Pj)
 - ✓ Matorral húmedo (Mh)

Zonas Subhúmedas

- Bosques y Matorral:
 - ✓ matorral subhúmedo (Msh)

C.- Flora.-

La flora se encuentra caracterizada según los pisos altitudinales; en el monte ribereño se encuentra el huarango, caña brava; en el valle seco se observa el palo verde y diversas cactáceas y un denso bosque bajo conformado por chilco y Chocho principalmente. Hacia los bosques de neblina entre los 1400 y 2550, se encuentran tillandsiales y bromeliáceas, algunos helechos arborescentes, musgos

y líquenes y en las zonas más altas sobre los 3800, gramíneas y bosque de queñuales.

D.- Fauna

La fauna característica reportada a lo largo del trazo de la carretera en estudio, corresponde a la fauna típica de la eco región de serranía esteparia (Brack, 1986), la cual se extiende entre los 1000 y 3800 msnm. Las especies más representativas del ámbito de influencia del proyecto, destacando entre otras la gaviota andina (*Larus serranus*), la perdiz (*Nothoprocta* sp), el picaflor (*Oreotrochilus rupícola*), el alcamarí (*Phalcobaenus albogulares*) y el carpintero (*Colaptes rupícola*). Esta última es considerada a nivel nacional en peligro de extinción; pero en la zona suele ser cazada.

6.1.3 MEDIO SOCIO ECONÓMICO

A.- Demografía

La población estimada del AID es de 11,962 habitantes, la mayor población se concentra en los pueblos de las comunidades campesinas de Kishuara, Huancarama, Unión San José Arcahua, Sotapa, San Lorenzo de Carhuacahua y Auquibamba.

B.- Población Distrital por Sexo

La Composición de la población según sexo de los distritos de Kishuara, Pacobamba, Huancarama y Pichirhua.

Distrito	Hombre		Mujer		Total	
	Nº	%	Nº	%	Nº	%
Kishuara	3,979	49.5	4,054	50.5	8,033	100
Pacobamba	2,440	49.2	2,521	50.8	4,961	100
Huancarama	3,329	47	3,749	53	7,078	100
Pichirhua	2,065	49.7	2,089	50.3	4,154	100

Fuente: INEI, XI Censo de Población y VI de Vivienda, 2007

C.- Población distrital por grupos de edad. -

Se aprecia que en los distritos de Área de Influencia Indirecta (AII) el grupo de edad de 0 a 14 años representa más de la tercera parte de la población total, lo cual demuestra la predominancia de la población joven sobre los adultos.

D.- Comunidades Campesinas

En el AID la organización social más representativa está conformado por 08 comunidades campesinas que se rigen por prácticas solidarias. Por comunidades campesinas vemos que Kishuara cuenta con 252 comuneros activos y 50 inactivos; Laramaru cuenta con 100 comuneros activos y 15 inactivos; y Secsenccaya cuenta con 70 comuneros activos y 10 inactivos. Américas, San José y Alfonso Ugarte son barrios que se encuentran dentro de la jurisdicción de la comunidad campesina de Ccallaspuquio.

E.- Educación

El servicio educativo que se imparte en el AID es a través de los diferentes niveles y modalidades que existen en la educación peruana, es decir, hay PRONOEI, nivel inicial, primario, secundario y superior no universitaria.

No todas las localidades gozan con una Institución Educativa, estas están en proporción al número de habitantes que existan en cada localidad. En algunos, los más poblados, hay Inicial, primaria y secundaria; en otros de acuerdo a información proporcionada por autoridades locales inicial y primaria; en otros hay solo inicial o solo primaria; y en los poblados con escasa población ninguna Institución Educativa.

F.- Salud

Entre las características generales de establecimientos de salud y la distancia al proyecto vial se aprecia que en el AID existen 2 centros de salud y 5 puestos de

salud, todas ellas de gestión pública que pertenecen al Ministerio de Salud (MINSA). Las localidades que cuentan con Centros de Salud son la comunidad campesina de Kishuara y Huancarama; las localidades que tienen Puestos de Salud son las comunidades campesinas de Unión San José Arcahua, Sotapa, Auquibamba, San Lorenzo de Carhuacahua y el anexo Los Ángeles.

G.- Uso De Recursos Naturales

Las principales fuentes de agua que abastecen al AID tanto para el riego como para el consumo humano son los ríos, manantiales, ojos de agua, quebradas, pozos y reservorios ubicados cerca de su respectiva localidad. En el caso de la comunidad de Kishuara su principal fuente de agua radica en el río Kishuara, la cual permite a los pobladores de la comunidad satisfacer sus necesidades básicas.

La población de Kishuara utiliza el agua para consumo humano del manantial Pasaccuaicco, los anexos Laramaru y Secsenccaya se abastecen el agua para consumo humano de los ojos de agua o manantiales.

H.- Transporte

Actualmente el sistema de transporte no satisface las expectativas de la población del AID por un lado porque no existe una infraestructura adecuada y por el otro porque en la parte social la población se queja de tarifas altas, mal servicio, pocas unidades, no recogen a los pasajeros y no permiten cargas, etc. Sólo en las comunidades campesinas de Kishuara y Huancarama existen paraderos de empresas de transporte público de pasajeros que trasladan a la población a las diferentes localidades y ciudades de la provincia.

I.- Descripción De La Institucionalidad Local

Las instituciones y organizaciones más importantes del AID son: En la comunidad campesina de Kishuara destacan la Dirección Sub Regional Agraria Andahuaylas, el Gobernador, el Juez de Paz, Centro de Salud, La Red Educativa y La Policía Nacional del Perú, Juntos Programa Nacional de Apoyo Directo a los más Pobres, las Cooperativas San Pedro y Los Andes igualmente los anexos Laramaru y

Secsenccaya. En el distrito de Pacobamba, en la comunidad campesina de Ccallaspuquio destacan los barrios Américas, San José y Alfonso Ugarte. En la comunidad campesina de Huancarama se puede mencionar a la Municipalidad de Huancarama, Banco de la Nación, Ugel, Centro de Salud, PNP, Juzgado de Paz, Inabif, Onpe y Reniec. Del mismo modo la comunidad campesina de Unión San José Arcahua y sus anexos California y Los Ángeles.

J.- Grupos de Interés

Los principales grupos de interés del AID lo conforman las comunidades campesinas, la asociación de productores y los gobiernos locales que apoyan el proyecto. Estos se localizan principalmente en la capital de los distritos de Kishuara y Huancarama.

K.- Problemática Social, problemas de violencia social y política

En los últimos años no se han presentado problemas de violencia social y política en el AID, sin embargo los pobladores de California, San Lorenzo de Carhuacahua, Sotapa señalan la existencia de violencia familiar producto del alcoholismo y problemas económicos y bajos ingresos porque en muchos casos sólo pagan S/. 4.50 nuevos soles por arroba de papa y de ahí se tiene que cubrir el gasto de los fletes que son altos. Los índices de delincuencia.- El abigeato es común en todo el AID, pero su índice de incidencia es bajo, apenas dos veces al año ocurren casos de robo de ganado. Los meses que más abigeato son en el período de febrero a abril y de junio a setiembre. Comercio sexual.- No existe el comercio sexual en el AID. Narcotráfico.- No existe narcotráfico en la zona, pero a veces la zona es utilizada como ruta de salida de la droga en pequeñas cantidades que traen del VRAE.

6.1.4 AFECTACIONES PREDIALES

En relación a este tramo de la carretera Ayacucho – Abancay, Tramo Dv. Kishuara - Puente Sahuinto, debemos comentar que una considerable cantidad de las afectaciones prediales corresponden a comunidades campesinas, y una propiedad

del Estado (Centro Educativo) y viviendas particulares asentadas en los terrenos comunales.

Se han identificado 302 afectaciones.

6.2 IDENTIFICACION Y EVALUACION DE PASIVOS AMBIENTALES

Los pasivos ambientales se clasifican por el conocimiento del conjunto de interacciones entre la red vial y el medio. Asimismo, todos los fenómenos que pueden ser reconocidos como pasivo ambiental y dichas interacciones deben incluir en lo mínimo:

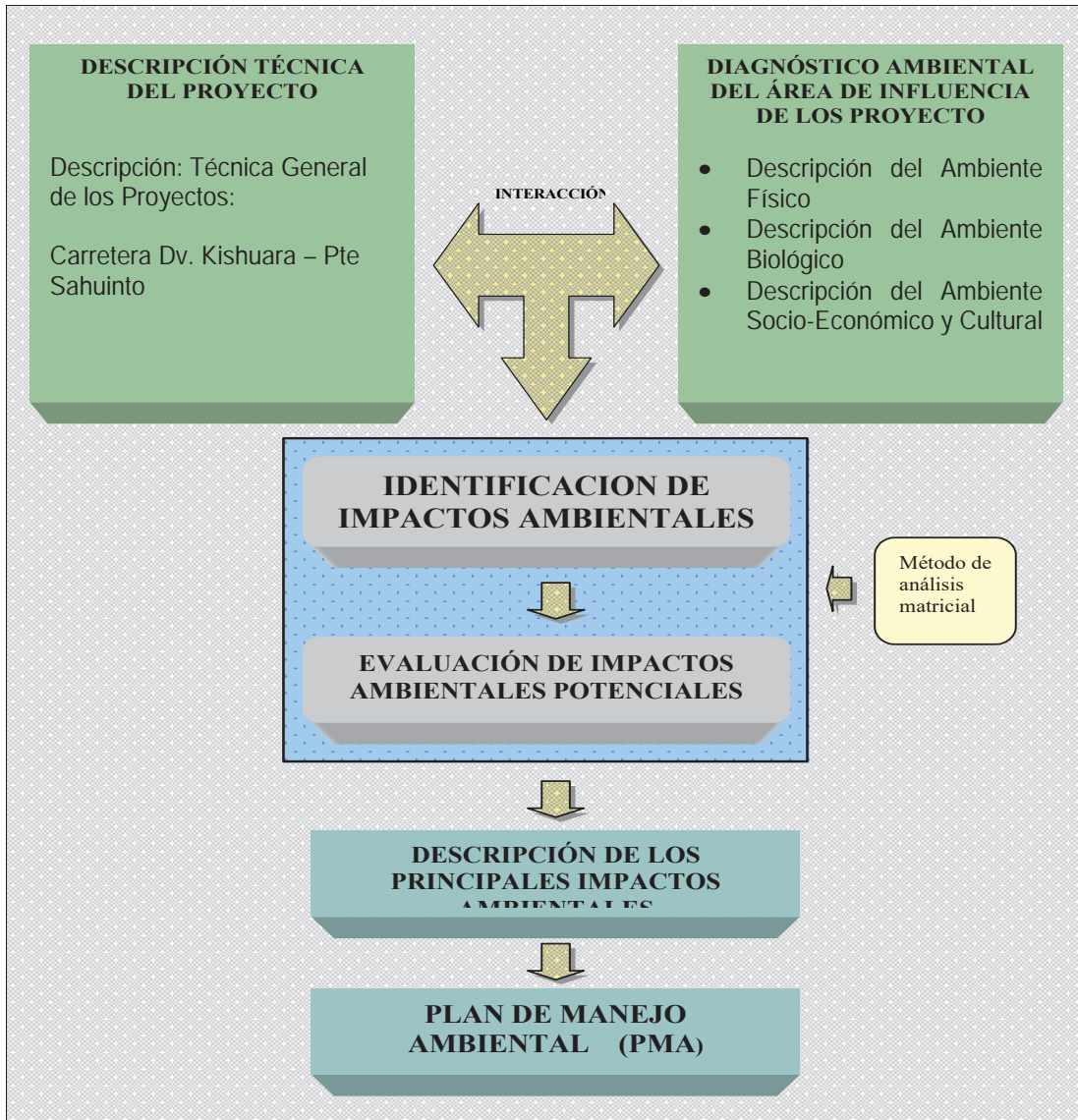
1. Progresiva: Km. 356+600, lado: entrada al caserío de Tambo.
2. Progresiva: Km. 363+014 Km., Lado: derecho, distancia del eje actual 3.50 metros.
3. Progresiva: Km. 344+014, Lado: derecho a 1 m. del eje actual, A 2km de la localidad de Arcahua.
4. Progresiva: Km. 342+014, Lado: Izquierdo, a 2Km de la localidad de Huancarama.

6.3 OBTENCION DEL CIRA DE LA CARRETERA Y AREAS AUXILIARES

Realizado el proceso del informe de arqueología el cual fue aprobado por PROVÍAS NACIONAL con Oficio N° 735-2009-MTC/20.6 de fecha 03 de Abril de 2009, y también al Instituto Nacional de Cultura con fecha 08 de Abril de 2009, con Registro 009194, con el fin de obtener el Certificado de Inexistencia de Restos Arqueológicos CIRA.

El 30 de octubre 2009, el INC emitió la Directoral Nacional N° 1639/INC, autorizando la ejecución del Proyecto de Excavación Arqueológica Restringida, el cual se encuentra a la fecha en actual ejecución.

6.4 SECUENCIA DE LA EVALUACIÓN DE IMPACTO AMBIENTAL



6.5 PLAN DE MANEJO AMBIENTAL

El Plan de Manejo Ambiental, comprende los siguientes programas:

- A. Programa de Control y/o Mitigación Ambiental;
- B. Programa de Seguimiento y/o Monitoreo Ambiental;
- C. Programa de Capacitación y Educación Ambiental
- D. Programa de Contingencias
- E. Programa de Cierre o Abandono

6.5.1 Programa de Control y/o Mitigación Ambiental

Este programa, está constituido por un conjunto de medidas ambientales que han de prever, controlar, disminuir y evitar los efectos generados por la ocurrencia de impactos ambientales negativos previstos, durante las etapas de construcción de la Carretera Dv. Kishuara – Puente Sahuinto. En este sentido, se busca alcanzar niveles aceptables o tolerables de dichos impactos en el área de influencia del proyecto vial. Este programa comprenderá los siguientes sub programas:

1. Sub programa de Residuos Sólidos y Efluentes
2. Sub programa de Erosión y Sedimentos
3. Sub programa de Control de polvo y emisiones
4. Sub programa de Control de Ruidos
5. Sub programa de Señalización.
6. Medidas para aspectos ambientales

6.5.2 Programa de Monitoreo

El objetivo básico del Programa de Monitoreo, como se ha indicado, es velar por la mínima afectación al medio ambiente, durante la construcción y funcionamiento de las obras proyectadas. Siendo necesario para ello realizar un control de aquellas operaciones que según la EIA podrían ocasionar mayores repercusiones

ambientales. De no cumplirlas el encargado del monitoreo notificará de inmediato a las autoridades responsables.

6.5.3 Programa de Capacitación y educación Ambiental

Este Programa, contiene los lineamientos generales de educación y capacitación ambiental, cuyo objetivo es sensibilizar y concientizar principalmente al personal de obra, a los técnicos y profesionales, todos ellos vinculados con el proyecto vial (empresa Contratista), sobre la importancia que tiene la conservación y protección ambiental del entorno de la carretera, para lo cual será necesario el empleo de adecuadas técnicas o tecnologías que guarden armonía con el medio ambiente. Se debe realizar las charlas al personal de obra y A la población local.

6.5.4 Programa de Asuntos Sociales

El Programa de Asuntos Sociales está dirigido tanto a facilitar la relación entre la empresa y los centros poblados o localidades, como a potenciar los beneficios a los pobladores a través de la generación de puestos de trabajo, etc.

1. Sub Programa De Relaciones Comunitarias
2. Sub Programa De Contratación De Mano De Obra Local
3. Sub Programa De Participación Ciudadana

6.5.5 Programa de Contingencias

El presente Programa, tiene como objetivo brindar los conocimientos técnicos que permitirán afrontar las situaciones de emergencia relacionadas con los riesgos ambientales y/o desastres naturales, que se puedan producir durante las etapas de construcción y operación de la carretera, con el fin de proteger principalmente la vida humana. Asimismo, el Programa de Contingencias permitirá establecer lineamientos para evitar retrasos y sobre costos que puedan interferir con el normal desarrollo de las obras del Proyecto.

Los principales eventos identificados y para los cuales se implementará el Programa de Contingencias, de acuerdo a su naturaleza son:

- Posible ocurrencia de accidentes laborales
- Posible ocurrencia de incendios.
- Posible ocurrencia de derrames de combustibles, lubricantes y/o elementos nocivos
- Posible ocurrencia de problemas técnicos (Contingencias Técnicas).
- Posible ocurrencia de problemas sociales (Contingencias Sociales).
- Posible ocurrencia de eventos naturales (fenómeno El Niño y Sismos)

6.5.6 Programa de Revegetación

La intención es proveer y plantar árboles, arbustos, enredaderas, plantas para cobertura de terreno y en general de plantas. La aplicación de este trabajo de acuerdo a lo indicado en los planos y documentos del proyecto o determinados por el Supervisor, se producirá en los casos de:

- Restauración de áreas de vegetación que hayan sido alteradas por la utilización de áreas para la Planta de Asfalto y concreto, patio de máquinas.
- Restauración de la superficie exterior de los depósitos de materiales de depósitos de excedentes y canteras.
- En zonas aledañas donde se haya dañado y perdido la vegetación inicial, para permitir readecuar el paisaje a la morfología inicial.

6.5.7 Programa de Cierre o Abandono

El objetivo principal del programa de cierre o abandono, es el de restaurar las zonas afectadas y/o alteradas por la ejecución del proyecto vial. La restauración de dichas zonas deberá hacerse bajo la premisa que las características finales de cada una de las áreas ocupadas y/o alteradas, deben ser en lo posible iguales o superiores a las que tenía inicialmente. Al respecto se debe considerar los siguientes casos:

- Abandono de obra (al término de ejecución de la obra)
- Abandono del área (al cierre de operaciones de la infraestructura)

CONCLUSIONES

- Del análisis estereográfico realizado en el macizo rocoso, se observa la presencia de un sistema de discontinuidades paralelo al talud aproximadamente de 68° de buzamiento; por lo tanto, en este tramo específico, se recomienda como talud de corte 1H:3V con banquetas de 3m cada 10m de altura en los cortes que se realicen.
- La Sobre perforación no se aplicó en los taladros de producción, esto con la finalidad que no produzcan proyección de rocas debido a que los collares de los taladros estén muy fracturados o dañados por el tipo de carga de fondo usada en las voladuras correspondientes al banco de la fase anterior.
- El porcentaje del material de corte en el sector 2, es 20% material suelto, 40% roca suelta y 40% en roca fija.
- En los taladros de precorte se dejaron tacos vacíos de 0.50m, esto con la finalidad de que los gases productos de la detonación no afecten a la pared de los taludes.
- Costos de Perforación y voladura:
Monto Asignado a pagar por el Estado
Voladura en roca : S/ 4093252.2025
Costo de Proyecto : S/ 1277245.2900
Ganancia Para la Empresa : S/ 685866.5900

RECOMENDACIONES

- Se Sugiere limpiar la plataforma de perforación con los equipos de limpieza correctamente lo cual no se ha estado haciendo debido a la premura de los trabajos, esto traería consigo proyecciones de rocas.
- Se Sugiere tener mayor comunicación con la gente de la empresa supervisora a fin de no generar demoras en los plazos fijados por la empresa para la ejecución del trabajo.
- Se Sugiere en el aspecto de seguridad tener más presencia en las distintas etapas previas a la voladura (perforación, carguío)
- Se Sugiere tener equipos de perforación en mejor estado, así evitaríamos pérdida de tiempo y costos en los trabajos a realizar.
- Se Sugiere al área de seguridad cumplir con mayor eficiencia la labor de comunicación y difusión de trabajos de perforación y voladura en los caseríos adyacentes a la zona de trabajo.

BIBLIOGRAFIA

- Proyecto de rehabilitación y mejoramiento de la carretera Ayacucho – Abancay Tramo VII Desvío: Kishuara – Puente Sahuinto
- LOPEZ JIMENO, CARLOS; 1994:“Manual de Perforación y Voladura de Rocas”, Madrid, España.
- Dr. Cameron McKenzie; 1994:“Estado del Arte de la tronadura- ENAEX” Santiago - Chile.
- Famesa Explosivos: 2013 “Manual de Explosivos y Accesorios de Voladura” edición Nro25; Lima – Perú.
- EXSA (2009) “Manual práctico de voladura” 3ra Edición.
- Carlos López Jimeno/ Emilio López Jimeno. “Manual de perforación y voladura de rocas”, Edición Arias Montano 2003.
- Konya, Calvin J. / Albarrán Enrique “Manual de Konya – Fundamentos Básicos del Diseño de Voladuras”.
- Barton, N., Lien, R. & Lunde J., 1974: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Rock Mechanics 6, pp 189-236.
- Bieniawski, Z.T., 1989: Engineering Rock Mass Classifications. John Wiley & Sons, New York. 251 p.p.
- E. Hoek, “Practical rock engineering” Rocscience, 2002.
- CONSIDERACIONES ACERCA DE LA TECNICA DE PRECORTE
Autoria:
Juan J. Montoro. Ingeniero de Minas
José A. Lampaya. Ingeniero de Minas

PAGINAS WEB

<http://www.slideshare.net/incognitokvs/voladura-controlada>

<http://www.slideshare.net/AlfredoPangue/manual-practico-de-voladura-exsa>

<http://exsa.net/soluciones/productos/anfo-examon-p/>

<http://www.famesa.com.pe/files/producto/19/501.pdf>

<http://exsa.net/soluciones/productos/accesorios-de-voladura/cordon-detonante/>

http://www.diexa.cl/page/product/Anfo_Ensacado/Anfo_Liviano/AMEX_LD.pdf

<http://upcommons.upc.edu/pfc/bitstream/2099.1/6529/7/06.pdf>

www.camiper.com.pe

<http://www.une.edu.pe/diapositivas3-matriz-de-consistencia-19-08-12.pdf>

<http://ingenieroenminas.com/manual-de-perforacion-y-voladura-de-rocas/>

ANEXOS