



FACULTAD DE INGENIERÍA

**Estudio geológico-geotécnico y análisis
de estabilidad del talud km 41+100,
Libramiento Sur de Guadalajara**

TESIS

Que para obtener el título de

Ingeniero Geólogo

P R E S E N T A

Luis Antonio Rivas Corteño

ASESOR DE TESIS

Ing. Javier Mancera Alejandrez



Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2019



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

Dedicado a:

A mi madre...

Te dedico este trabajo y toda mi educación, a ti mamá, por haberme llenado del amor más puro, toda mi vida. Con tu paciencia, comprensión, dedicación, enseñanzas, consejos, cariño y mucho más, me has dado todas las herramientas con las que he tratado de ser un buen universitario, profesionalista y sobre todo una buena persona.

Seguiré haciendo mi mayor esfuerzo para honrarte. Te amo mami... Gracias por todo...

A mi familia...

A mis abuelitos quienes me cuidaron y protegieron cuando los necesitaba (le seguiré echando ganas como lo prometí), a mis tías por preocuparse por mí, a todos mis primos por acompañarme y permitirme conocer el sentido de la hermandad. Y a mis sobrinos Julieta, Kaled y Gael, que son parte de mi motivación y una razón para ser mejor cada día.

A mis amigos....

Lo dedico a mis hermanos Sam, Arturo, Andrés, Víctor, Ale, Tomy y Tesi, la familia que elegí, y que me ha acompañado compartiendo experiencias, aprendizajes, sonrisas, frases, etc., seguiremos juntos hasta que el tiempo nos lo permita.

Por último, este esfuerzo lo dedico a Sara Raguez, que, con su apoyo, motivación y ejemplo, me permitió descubrir el sentido de la fortaleza, determinación y perseverancia. Gracias por tu amor y el tiempo a mi lado.

Agradezco:

Antes que nada, a la Universidad Nacional Autónoma de México, mi universidad, por haberme ofrecido tanto, en estos años de preparatoria y universidad, a mis profesores por compartir conocimientos y experiencias que ha sido mi preparación para el ámbito profesional.

Al Ingeniero Rolando de la LLata por ofrecerme mi primera oportunidad profesional y a quien, debido a su formación docente, experiencia y conocimiento, ha sido un mentor, del que he aprendido, además de cuestiones técnicas, principios de ética, profesionalismo y pasión por la ingeniería geológica.

Al Ingeniero José Luis Rosas, a quien agradezco la oportunidad de participar en este proyecto, así como el apoyo y respaldo al realizar el trabajo y de quien he aprendido liderazgo, compromiso y responsabilidad en el ámbito personal y profesional.

A mis colegas geólogos, geotecnistas, geofísicos, topógrafos, dibujantes y ayudantes, de quienes he aprendido el trabajo en equipo, dedicación, solidaridad y a disfrutar cada una de las experiencias que te ofrece esta bella carrera. En especial quiero agradecer al ingeniero Cesar Alejo con quien trabajé de manera conjunta en este proyecto y que gracias a su apoyo y motivación este trabajo fue posible.

Quiero agradecer por toda la ayuda brindada a mi asesor de tesis, el ingeniero Javier Mancera, al que he tenido la fortuna de conocer en el ámbito académico, profesional y personal, de quien admiro esa hambre de conocimiento, su iniciativa por hacer las cosas y su calidad humana.

A los miembros del jurado, quienes amablemente aceptaron revisar mi trabajo y que, con sus comentarios, observaciones y correcciones, me han permitido ofrecer una mejor versión de mi tesis.

Por último, agradezco a todas las personas que han sido parte de mi vida, todo ha sido de la forma y en el tiempo adecuado.

"...toda la sabiduría humana se encierra en dos palabras: ¡Confiar y esperar!"

Alejandro Dumas

INTRODUCCIÓN	1
1. DESCRIPCIÓN GENERAL DEL PROYECTO Y PROBLEMÁTICA DEL TALUD IZQUIERDO KM 41+100... 3	3
1.1 Localización del proyecto.	3
1.2 Generalidades del talud izquierdo km 41+100 y descripción del problema de estabilidad.	4
1.3 Objetivos	8
2. MARCO TEÓRICO	9
2.1 Exploración geológica - geotécnica.	10
2.2 Caracterización del macizo rocoso.	10
2.3 Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.	12
2.3.1 Resistencia a la compresión uniaxial de muestras de roca.	12
2.3.2 Resistencia a la compresión simple utilizando el martillo Schmidt	13
2.4 Propiedades mecánicas de las discontinuidades.	14
2.4.1 Criterio de rotura de discontinuidades de Barton.	16
2.4.2 Cálculo del ángulo de fricción pico de las paredes de las discontinuidades a partir del criterio de Barton y Choubey (1977)	17
2.5 Clasificaciones geomecánicas.	19
2.5.1 Clasificación RQD de Deere (1967).....	19
2.5.2 Clasificación RMR Bieniawsky	20
2.5.3 Clasificación GSI Índice de resistencia geológica	21
2.6 Caracterización de materiales mixtos Bimrocks	23
2.7 Criterios de rotura.	24
2.7.1 Criterio de Mohor-Coulomb.....	25
2.7.2 Criterio de falla de Hoek-Brown (2002)	25
3. METODOLOGÍA DE TRABAJO	26
3.1 Fase de exploración.....	27
3.1.1 Trabajos preliminares.....	27
3.1.2 Trabajos de campo	27
3.1.3 Trabajos de laboratorio.....	29
3.2 Fase de procesamiento de la información de campo	29
3.2.1 Procesamiento de datos topográficos	29
3.2.2 Análisis e interpretación geológica-geotécnica.....	29
4. RESULTADOS DEL ESTUDIO	30
4.1 Modelo geológico.....	30

4.1.1 Marco geológico regional.....	30
4.1.1.1 Unidades estratigráficas.....	31
4.1.1.2 Marco tectónico regional.....	31
4.1.2 Geología del talud.....	37
4.1.2.1 Unidades litológicas.....	37
4.1.3 Geología estructural.....	45
4.1.3.1 Familias de discontinuidades.....	45
4.1.3.2 Características de las discontinuidades.....	47
4.2. Modelo geofísico.....	50
4.2.1 Trabajos de campo.....	51
4.2.2 Unidades geosísmicas.....	52
4.3 Modelo geológico-geotécnico.....	55
4.3.1 Propiedades mecánicas de la roca intacta y discontinuidades.....	55
4.3.2. Ensayos <i>in situ</i> con Martillo de Schmidt.....	55
4.3.3 Clasificaciones geomecánicas.....	56
4.3.3.1 Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski).....	57
4.3.3.2 Clasificación GSI (Índice de Resistencia Geológica).....	58
4.3.4 Parámetros de resistencia del macizo rocoso.....	60
5. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	60
5.1 Zonificación geológica - geotécnica.....	60
5.2. Análisis cinemático de las zonas geotécnicas.....	67
5.2.1 Análisis cinemático de las Zonas 2 y 3.....	67
5.3. Análisis de estabilidad zonas geotécnicas.....	72
5.3.1. Zona de Brechas Volcánicas, del km 40+820 al 41+120.....	72
5.3.2 Zona de Andesitas, del km 41+120 al 41+465.....	77
5.3.3. Zona del Caído de Roca del km 41+290 al 41+360.....	80
5.4 Propuesta del diseño de tratamientos.....	85
6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	88
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	

INTRODUCCIÓN

La infraestructura carretera es un factor fundamental en el desarrollo económico del país y en la generación de empleos. Permite el transporte de mercancía, de una manera más eficiente y oportuna, lo que a su vez genera competitividad en el precio de los productos, pero sobre todo promueve la movilidad de las personas, necesidad básica de la sociedad.

Los proyectos carreteros se componen de diferentes etapas como son: planeación, a través de estudios sociales, políticos y ambientales, elección y geometría de la ruta y por último proyectos de ingeniería de detalle que incluyen estudios geotécnicos, de ingeniería de tránsito, hidrológicos, hidráulicos etc.

Como parte del proyecto ejecutivo se requiere un estudio geotécnico que incluya los aspectos de la ingeniería geológica, mecánica de rocas y mecánica de suelos. Dichos estudios deben ser elaborados por ingenieros geotecnista, quienes normalmente son ingenieros geólogos y/o ingenieros civiles con la finalidad de obtener un modelo geológico – geotécnico que permita determinar las mejores condiciones de seguridad de la obra.

Debido al incremento del tránsito de la ciudad de Guadalajara y la conveniencia de evitar el paso de vehículos cuyo origen y destino no requiere escalas en el área metropolitana de dicha ciudad, la Secretaría de Comunicaciones y Transportes (SCT), como parte del programa general de adiciones a la red de carreteras troncales, puso en ejecución el proyecto carretero del “Libramiento Sur de Guadalajara”.

El objetivo principal del “Libramiento de Guadalajara” es captar el tránsito de vehículos, cuyo destino son las carreteras que concurren de forma radial a la ciudad de Guadalajara en toda su longitud y permitir enlazar las carreteras libres y autopistas, Tepic-Guadalajara, Ameca-Guadalajara, Colima-Guadalajara, Melaque y Colima.

Algunos de los beneficios de dicha vialidad son los siguientes:

- Evita la necesidad de atravesar el área metropolitana de Guadalajara en toda su longitud, disminuyendo el tránsito de largo itinerario y con ello la contaminación ambiental.
- Disminuye los tiempos de recorrido de largo itinerario, al pasar de dos horas a una hora generando ahorros en costo de operación.
- Agiliza la conexión de los Corredores Carreteros México – Nogales con ramal a Tijuana y Manzanillo – Tampico con ramal a Lázaro Cárdenas.

La SCT otorgó la concesión de construir, operar, conservar y mantener el “Libramiento Sur de Guadalajara” a la Concesionaria Autopistas de Guadalajara. Las labores de construcción del proyecto carretero comenzaron en el año 2012 y la apertura se realizó en el mes de

noviembre de 2017. Con el objetivo de garantizar la estabilidad de los cortes carreteros la empresa CICSA de Grupo Carso, encargada de la construcción de la autopista, solicitó a la empresa COPEI Ingeniería realizar el Estudio Geológico - Geotécnico y del Proyecto de Estabilización de 37 taludes a lo largo de la autopista. De manera adicional se incluyeron 10 taludes que fueron levantados en una segunda campaña, dando un total de 47 taludes.

El talud adicional 1 localizado en el km 41+100, presentaba problemas de estabilidad que desencadenaron un desprendimiento de masa de roca que llegó hasta la carpeta de rodamiento. Debido a este suceso la concesionaria y la constructora consideraron el estudio y proyecto de estabilización de este talud, prioritario.

En este trabajo se presenta el estudio geológico – geotécnico y el proceso de análisis geotécnico utilizado para definir el problema de estabilidad y diseñar los tratamientos de estabilización del talud del km 41+100 del “Libramiento Sur de Guadalajara”.

El primer capítulo describe las características generales del proyecto y detalla la problemática presentada en el talud del km 41+100. En el segundo capítulo se presenta la metodología empleada para la elaboración del modelo geológico – geotécnico, utilizado en los análisis de estabilidad y el diseño de los tratamientos de estabilización; el tercer capítulo contiene el marco teórico y las consideraciones requeridas para el cálculo de los parámetros de resistencia del macizo rocoso; mientras que el cuarto capítulo presenta los resultados del estudio que incluyen los aspectos geológicos, geofísicos y geotécnicos, así como las investigaciones de campo y laboratorio realizadas, para comprender la problemática del talud y generar el modelo geológico-geotécnico.

El quinto capítulo presenta la discusión y análisis de los resultados obtenidos, así como los análisis de estabilidad realizados, con el fin de evaluar la estabilidad general del talud y proponer los métodos de estabilización más convenientes. Por último, el sexto capítulo indica las conclusiones del análisis del talud y las recomendaciones referentes a la solución de la problemática de estabilidad.

1. DESCRIPCIÓN GENERAL DEL PROYECTO Y PROBLEMÁTICA DEL TALUD IZQUIERDO KM 41+100.

1.1 Localización del proyecto.

El Libramiento Sur de Guadalajara se localiza en la porción suroeste de la ciudad de Guadalajara en el Estado de Jalisco, tiene una longitud de 111 km de oriente a poniente (Figura 1.1). Iniciando en el entronque a Zapotlanejo en el km 470 de la autopista Atlacomulco – Guadalajara, cruzando las comunidades de Juanacatlán, Ixtlahuaca, Tlajomulco, Acatlán, El Arenal y Amatitán y finalizando en el entronque “El Arenal” aproximadamente en el km 17 de la carretera federal 15D Guadalajara – Tepic.

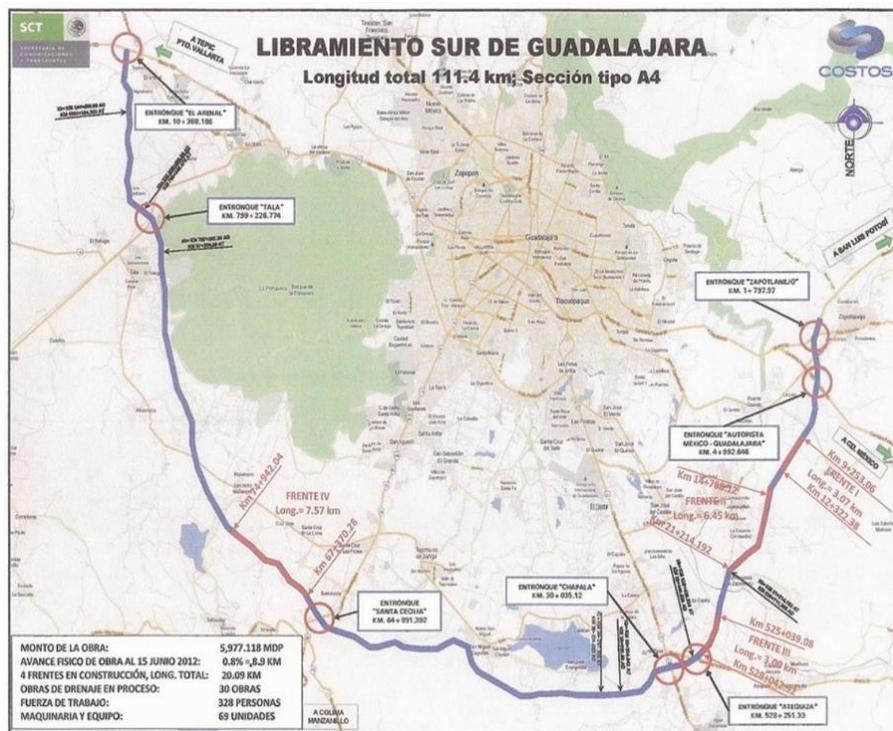


Figura 1.1 Ubicación del Libramiento Sur de Guadalajara (imagen SCT, 2012)

Fisiográficamente se localiza en la provincia de la Faja Volcánica Transmexicana, en las Subprovincias de Guadalajara y Chapala, se desarrolla a través de lomeríos, laderas y terrenos planos. Por lo que en su construcción se involucró una serie de viaductos, terraplenes y cortes carreteros. Estos últimos generan una serie de taludes de composición heterogénea y condiciones geométricas variables.

1.2 Generalidades del talud izquierdo km 41+100 y descripción del problema de estabilidad.

En este apartado se realiza una breve descripción de las condiciones generales y características particulares del talud y el problema de estabilidad que se presentó durante la visita de reconocimiento, previo al levantamiento geológico superficial.

El talud en estudio se ubica entre los cadenamientos km 40+810 al km 41+710 de la Autopista “Libramiento Sur de Guadalajara”. En la figura 1.2 se muestra una imagen satelital del trazo y la ubicación del corte carretero, mientras que en la tabla 1.1 se indican las características geométricas del talud.



Figura 1.2 Ubicación del talud izquierdo km 41+100

Tabla 1.1 Características geométricas del talud

TALUD IZQUIERDO KM 41+100	
Características	Talud Izquierdo
Cadenamiento inicial	km 40+810
Cadenamiento final	km 41+710
Longitud	900 m
Altura máxima	25 m
Ángulo del talud	75° - 85°

En la figura 1.3 se pueden apreciar las características generales del talud desde una vista panorámica de oeste a este, se puede observar que la parte superior del talud está

conformada por una extensa meseta con suave pendiente hacia el norte, que da lugar a una amplia zona de recarga hidráulica que puede fluir hacia la cara del talud.



Figura 1.3. Vista panorámica del talud en la entrada, viendo hacia el Este.

El talud está realizado en una secuencia de rocas volcánicas, donde se observaron diversas unidades, con variaciones en sus características litológicas, estructurales y mecánicas, por lo que presentan diferencias en su comportamiento geotécnico. Esta variación en sus características geológicas y en la calidad de las unidades, ha provocado diferentes condiciones de estabilidad a lo largo del talud.

El talud izquierdo se encontraba totalmente excavado al momento del levantamiento geológico superficial, contaba con la carpeta de rodamiento, banqueta reducida y cunetas en ambos sentidos de la carretera.

El talud se hallaba protegido por una malla metálica, para la contención de bloques pequeños desprendidos o graneos, la cual no estaba completamente fija. En la parte superior, se encontraba en construcción la contracuneta, por lo que no evitaba por completo, que parte del agua que provenía de la porción superior llegase a la superficie frontal del talud.

Además del escurrimiento superficial, se observó también la presencia de varios afloramientos de agua sobre la cara del talud, principalmente en la parte media, en la zona de contacto entre dos unidades andesíticas con diferente grado de fracturamiento.

En el tramo inicial, entre los Km 40+880 y 40+910, se han presentado varios desprendimientos de bloques de roca de diversas dimensiones, principalmente en las partes altas del talud, (Figura 1.4). Además, se observa también la acumulación de material al pie del talud, debido al graneo y desprendimiento de roca ocasionado por agentes meteóricos; estos materiales van del tamaño de gravas hasta pequeños bloques de roca de aproximadamente 0.20 a 0.30 m de diámetro.



Figura 1.4. Mosaico fotográfico del talud, donde muestran desprendimientos de bloques de roca.

En el tramo entre los Km 41+100 y 41+300, donde el talud presenta su mayor altura, se han presentado también varios desprendimientos de bloques de roca, debido al sistema de fracturamiento que afecta al macizo rocoso y que da lugar a diversos mecanismos de falla (Figura 1.5).



Figura 1.5 En el tramo intermedio y final se observan varias cuñas de roca que se desprendieron del talud, principalmente en la parte superior debido al grado y características de fracturamiento.

Durante la visita realizada el día 17 de julio del 2017, se observaron algunos desprendimientos de pequeñas masas de roca de la porción superior del talud, entre los cadenamientos km 41+280 y 41+360 (Figura 1.6). El día posterior a la visita, se presentó un deslizamiento mayor, donde se desprendió una masa de roca que cubrió parte del carril izquierdo, formada por grandes bloques de roca, material alterado y escombros acumulados en la parte alta del talud, como se observa en la figura 1.7.

El deslizamiento, dejó al descubierto un macizo rocoso alterado, con planos de fractura que, debido a su actitud, continuidad, apertura y espaciamiento, se supusieron una de las posibles causas del desprendimiento (Figura 1.7). Este hecho generó preocupación respecto a la estabilidad del corte, ya que las condiciones de fracturamiento persistían a lo largo de todo el talud y no obstante que se observaba una mejora en la calidad del material, las características geológicas de las unidades, así como el cambio de la geometría del talud pudieran generar problemas de estabilidad a lo largo del corte.



Figura 1.6 Zona del caído km 41+250 previo al deslizamiento de la masa de roca.

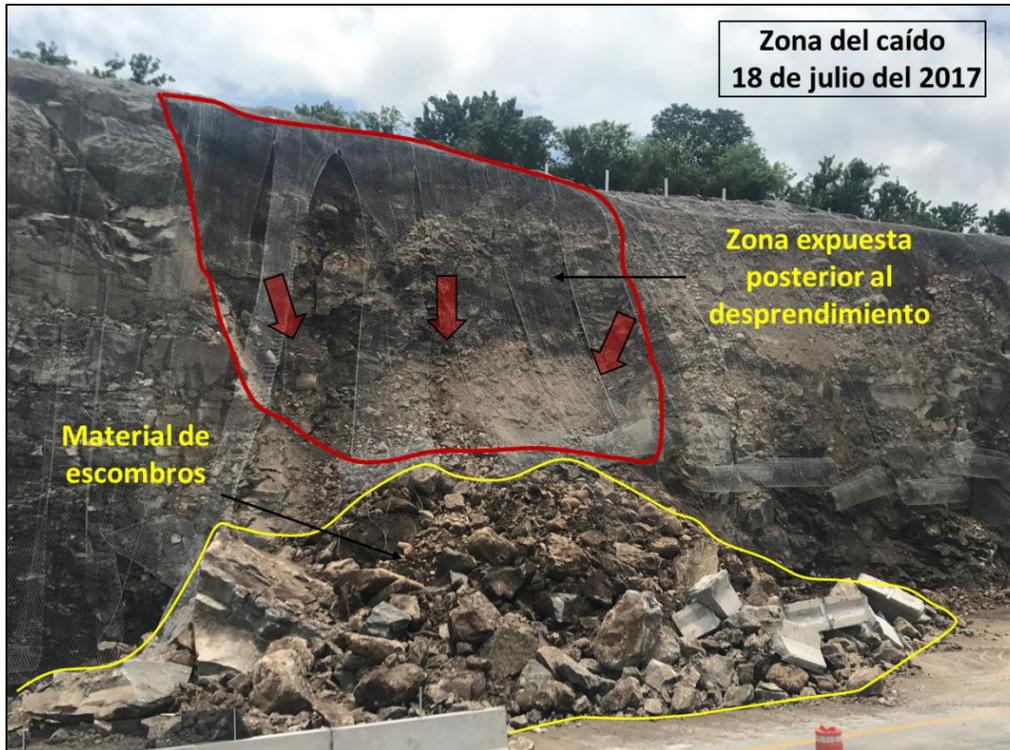


Figura 1.7 Zona del caído posterior al deslizamiento km 41+250.

1.3 Objetivos

Objetivo general

Definir el modelo geológico – geotécnico del talud, para identificar el mecanismo de falla que provocó el desprendimiento de la masa de roca del cadenamiento km 41+325, así como realizar el análisis general de estabilidad para todo el talud.

Objetivos particulares.

- Realizar un análisis fotogeológico que permita identificar rasgos geomorfológicos y estructurales mayores, que repercutan en la estabilidad del talud.
- Identificar las diferentes unidades litológicas que componen al talud y realizar una zonificación de las unidades a partir de las características físicas, geológicas y estructurales.
- Elaborar un análisis estructural que permita definir las familias principales y sus características, para identificar los mecanismos de fallas a través de un análisis de estabilidad cinemático.

-
- Identificar las diferentes unidades geosísmicas a partir de las velocidades de propagación de ondas determinadas en los tendidos de refracción sísmica realizados, que permitan definir el grado de consistencia, fracturamiento y alteración de los materiales.
 - Definir los parámetros de resistencia de la roca intacta y el macizo rocoso a partir de pruebas de laboratorio, pruebas de campo, clasificaciones geomecánica y criterios de rotura.
 - Realizar un análisis e integración de la información geológica, geofísica y geotécnica con la finalidad de realizar una zonificación geológica – geotécnica que permita identificar y analizar los factores desencadenantes de inestabilidad.
 - Llevar a cabo análisis de equilibrio límite de las zonas geológicas geotécnicas identificadas para definir los tratamientos necesarios que garanticen la estabilidad del talud.

2. MARCO TEÓRICO

La evolución geológica, al igual que los procesos geológicos internos y externos, gobiernan las propiedades y el comportamiento de los macizos rocosos en el medio natural. Por otra parte, la evolución antropogénica, representada por el crecimiento urbano y de infraestructura, involucra una interacción con el medio geológico. Esta interacción modifica y en ocasiones acelera dichos procesos naturales, provocando un desequilibrio en el medio, que desencadena factores geológicos que afecten la seguridad o viabilidad del proyecto.

En la actualidad los estudios geológicos se han vuelto indispensables en los proyectos de grandes obras de infraestructura, tanto en etapas previas, durante y posterior a la construcción. Tienen el propósito de definir las condiciones del sitio que puedan repercutir en la seguridad, diseño y costo del proyecto.

Si el estudio geológico no cuenta con la suficiente información o ésta es errónea, ya sea por falta de investigaciones o una mala interpretación de la información obtenida, pueden tener repercusiones en el diseño adecuado, retrasos o modificaciones durante la construcción, remediaciones posteriores a la construcción y en el peor escenario falla de las estructuras del proyecto, provocando un riesgo para el proyecto y para la sociedad.

En este capítulo se describen de manera breve las investigaciones y herramientas necesarias para llevar a cabo el estudio geológico – geotécnico enfocado a la estabilidad de taludes, en particular las utilizadas en el estudio del talud izquierdo km 41+100 del “Libramiento Sur de Guadalajara”.

2.1 Exploración geológica - geotécnica.

Para la elaboración del estudio geológico - geotécnico es fundamental realizar una campaña de investigación adecuada, que procure disminuir las incertidumbres e identifique las dificultades geológicas del sitio, lo que permita llegar a la elaboración final de un modelo geológico-geotécnico que cumpla con los requerimientos necesarios del proyecto. Por esta razón es importante realizar una exploración del sitio detallada, así como seleccionar adecuadamente las pruebas de laboratorio y campo necesarias para entender el comportamiento del terreno. Para esto es recomendable que los levantamientos exploratorios se realicen por incremento de conocimientos según la etapa del proyecto en que se encuentre.

La exploración se basa principalmente en la obtención de datos geológicos geotécnicos a partir de la recopilación de la información existente y de la realización de trabajos de campo y laboratorio; a través de metodologías directas e indirectas, que se utilicen de manera complementaria y no sustituyendo una en lugar de otra.

Los métodos directos involucran a todas las técnicas que permiten conocer las condiciones geológicas - geotécnica a través de la caracterización *in situ* de los materiales geológicos y de muestras de suelo y roca. Estas metodologías permiten tener información más precisa de las características de los materiales, que puede ser complementada con estudios de laboratorio.

Por otro lado, los métodos indirectos son aquellos que permiten conocer propiedades físicas de los macizos rocoso indirectamente, tanto en superficie como en el subsuelo. Esta técnica de exploración incluye métodos geofísicos y sensores remotos cuyas propiedades físicas medibles pueden ser correlacionadas con propiedades ingenieriles.

En la figura 2.1 se presenta un diagrama con los métodos directos e indirectos más utilizados en los estudios geológicos - geotécnicos.

2.2 Caracterización del macizo rocoso.

A diferencia de la roca intacta, que se puede considerar como un elemento continuo, homogéneo, isótropo, linealmente elástico y cuyas propiedades pueden ser medidas mediante ensayos de laboratorio; el macizo rocoso es en realidad un medio discontinuo, heterogéneo, anisótropo e inelástico, por lo que existe una discrepancia de su comportamiento respecto al de la roca intacta, dicha diferencia aumenta conforme el dominio de análisis incrementa. Esto provoca que la determinación de los parámetros mecánicos del macizo rocoso sea uno de los problemas más complejos del estudio geológico – geotécnico.

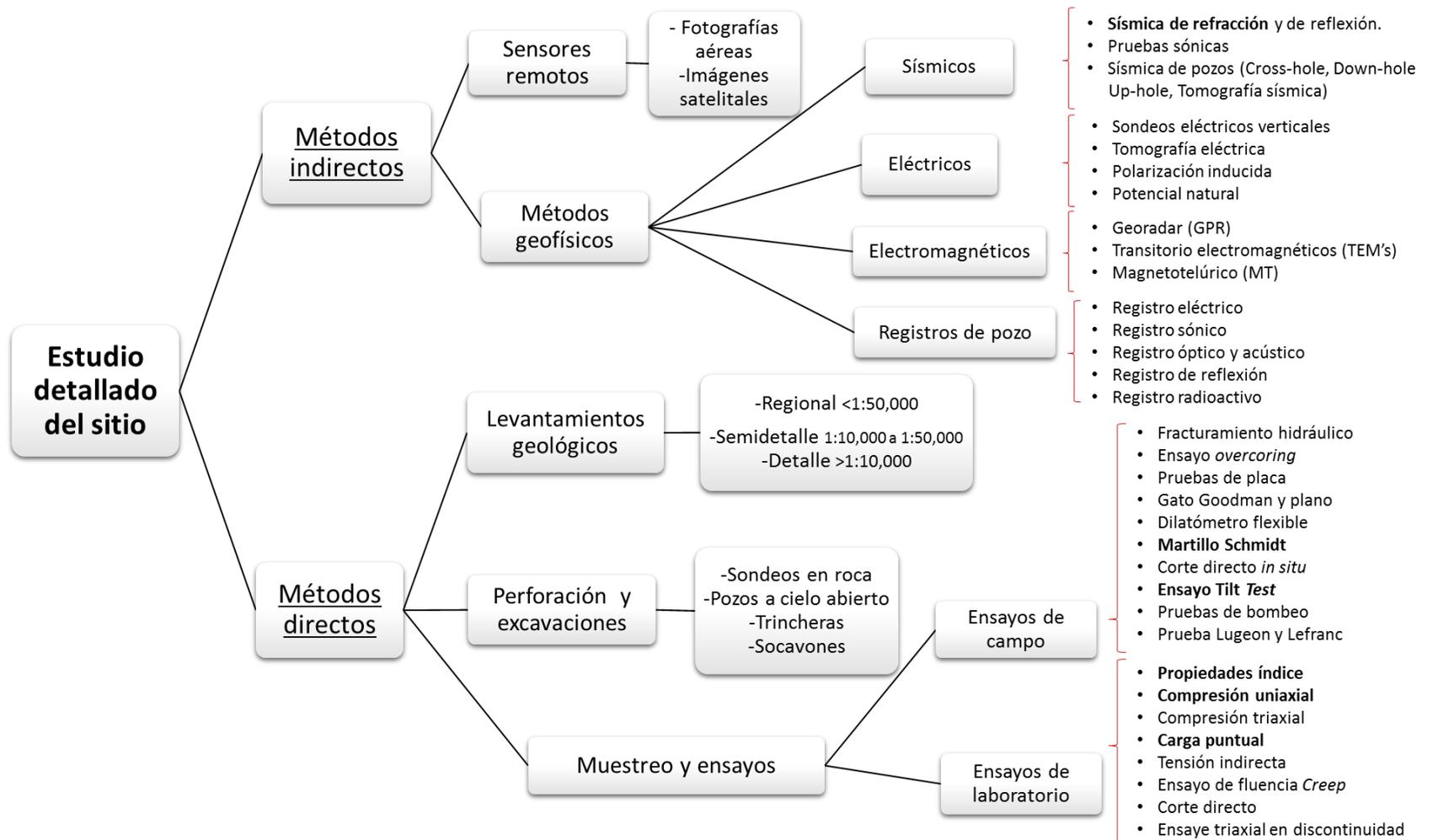


Figura 2.1 Exploraciones directas e indirectas utilizadas en los estudios geológicos-geotécnicos de detalle.

” En el ámbito ingenieril, son conocidas las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades, como porciones individuales e independientes. Sin embargo, la influencia combinada de la roca intacta (bloques individuales) y la estructura (conjunto de bloques individuales), en una excavación, no se puede considerar bien conocida, debido a que las características y comportamiento del macizo rocoso están dadas por las condiciones geológicas regionales y locales del sitio...” (González de Vallejo, 2002).

Por lo tanto, para caracterizar al macizo rocoso es necesario conocer los parámetros básicos de la roca intacta y las discontinuidades, además de la estructura y el estado de esfuerzos al que estuvo sometido. Todos estos aspectos deben estar relacionados al modelo geológico del sitio, para una caracterización adecuada que permita semejar los parámetros de resistencia del macizo rocoso calculados, de la manera más cercana a los reales.

2.3 Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.

Dependiendo del origen, composición, resistencia, alteración, grado de fracturamiento, niveles de confinamiento etc., a los que estuvo sujeta la roca, el material rocoso puede estar relacionado a roca de buena calidad considerando una relación esfuerzo - deformación alta: mientras que la roca de muy mala calidad tendrá un menor módulo de deformación.

Es importante determinar los rasgos de variación de los parámetros de resistencia, ya que constituyen la base teórica del comportamiento constitutivo que será extrapolado al macizo rocoso. Para conocer los parámetros de resistencia de la roca intacta, en este trabajo se definió la resistencia de la roca a partir de dos tipos de ensayos: resistencia a la compresión uniaxial en laboratorio y con el golpe del martillo Schmidt en campo.

Los ensayos siguieron la metodología y recomendaciones de las normas internacionales de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM) o de la Sociedad American de Ensayos de Materiales (ASTM).

2.3.1 Resistencia a la compresión uniaxial de muestras de roca.

El ensayo consiste en aplicar cargas axiales sin confinamiento a testigos de roca. Tiene como objetivo principal determinar la resistencia a la compresión simple de la roca, σ_c (MPa), a través del esfuerzo máximo de compresión, que corresponde a la carga necesaria para producir la falla, evidenciada por la caída repentina en la aplicación de carga y por el hecho de que la muestra no es capaz de soportar incrementos de carga posteriores.

El procedimiento general de la prueba consiste en aplicar una carga a través de una prensa hidráulica de manera paulatina y de forma continua con una razón constante; midiendo la carga a cada instante mediante un manómetro conectado directamente a la prensa hidráulica y se analizan las condiciones y modo de ruptura posteriores a la falla de la muestra.

El esfuerzo de compresión se define dividiendo la carga máxima aplicada sobre la muestra entre el área de su sección circular.

$$\sigma_c = \frac{P_{ma}}{A} \dots\dots\dots (1)$$

Donde P_{ma} es la carga máxima aplicada (kN) y A es el área transversal del espécimen ensayado.

Además de los núcleos de roca también se pueden obtener muestras a partir de bloques, asegurándose que la extracción de los bloques se lleve a cabo sin voladura para evitar la creación de fracturas inducidas que puedan disminuir la resistencia de la roca.

Estas muestras deben cumplir la relación de esbeltez, es decir, la relación de altura /diámetro, debe ser superior a 2. Obert, Windes y Duvall (1946) establecieron una expresión (2) que liga la resistencia de la muestra con su esbeltez que aplica cuando la relación es diferente de la unidad en un 25% y se refiere a una probeta cúbica equivalente.

$$\sigma_{cr} = \sigma_{c_0} \left(0.778 + 0.222 \frac{D}{L} \right) \dots\dots\dots (2)$$

Donde σ_{cr} corresponde a la resistencia de la muestra cubica equivalente, σ_{c_0} corresponde a la resistencia de una muestra con longitud igual al diámetro y $\frac{D}{L}$ es la relación de esbeltez de la muestra de referencia.

De la ecuación anterior, se deduce que entre mayor sea la esbeltez de la muestra, menor es su resistencia por lo que no debe superar el 22 % con respecto a la muestra cubica. Oyanguren, (2004) señala que experimentalmente se ha observado que muestras de esbeltez y geometría similar, la resistencia a la compresión simple disminuye al aumentar el volumen, ya que entre mayor sea el tamaño de la muestra hay mayor probabilidad de la existencia de microfisuras que favorezcan la falla de la roca.

2.3.2 Resistencia a la compresión simple utilizando el martillo Schmidt

El ensayo con el martillo Schmidt o esclerómetro permite estimar de manera aproximada la resistencia a la compresión simple de la roca y de las paredes de las discontinuidades, a través del valor de rebote del martillo. Este dispositivo consiste en un pequeño cilindro metálico que dispone de una muelle en su interior y de una punta retráctil, la cual, al presionarse contra la roca hace que la muelle se dispare, marcando un valor de rebote en una escala colocada a un costado del instrumento que, junto con una gráfica particular para el martillo, se correlaciona el valor de rebote y la resistencia a la compresión simple.

Existen dos tipos de martillo el Tipo N y Tipo L, cuya diferencia es la energía de impacto de 2.207 N m y 0.735 N m respectivamente. El martillo Tipo N presenta menor sensibilidad a las irregularidades de las superficies por lo que es recomendable su aplicación en campo y en el caso del Tipo L su sensibilidad es mayor por lo que da mejores resultados en rocas

débiles, porosas y alteradas. Debido a la naturaleza de los materiales y a que los ensayos se realizaron *in situ*, para este estudio se eligió el martillo de Tipo N.

Para la estimación de la resistencia a la compresión uniaxial, se toman 10 lecturas del valor de rebote (R) del martillo, cada una a una distancia no menor a 20 mm sobre una superficie plana del macizo rocoso. Se elimina el valor de rebote R, más alto y más bajo y se calcula el valor promedio de los ocho datos restantes.

Una vez que se tienen el valor promedio de R, se traza sobre la gráfica del equipo (Figura 2.2), una línea vertical desde el eje de las abscisas que corresponda al valor de rebote del martillo R, hasta la intersección con la curva que representa la orientación del martillo en la prueba. A partir de ese punto se traza una línea horizontal y en el punto donde interseca con el eje de las ordenadas, corresponde al valor de la resistencia a la compresión simple dada en kg/cm^2 .

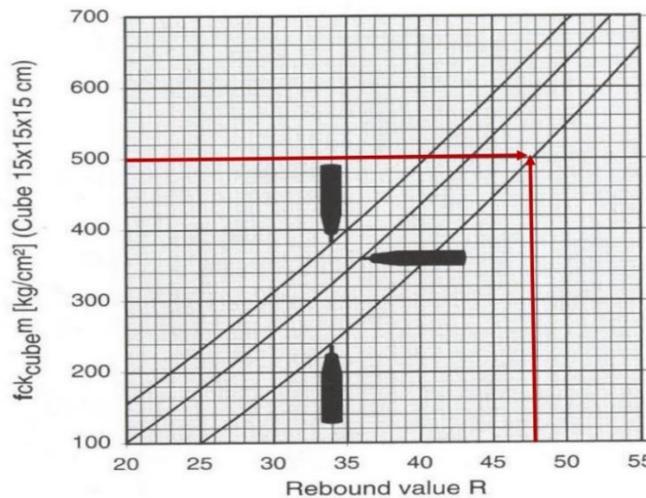


Figura 2.2 *Calculo de la resistencia a través del Martillo de Schmidt.*

2.4 Propiedades mecánicas de las discontinuidades.

Las discontinuidades intervienen en gran medida en el comportamiento mecánico del macizo rocoso, por lo que es de suma importancia caracterizar los conjuntos de familias que tengan una orientación similar, de forma cuantitativa y cualitativa, utilizando una serie de parámetros que permitan describir sus propiedades principales que intervienen en el comportamiento de la resistencia, deformación y permeabilidad del macizo rocoso. El Comité de Normalización de Pruebas de Campo y Laboratorio de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM, 1978) establece criterios para la descripción de las discontinuidades. En la tabla 2.1 se presentan, las características de discontinuidades más utilizadas y comunes en el ámbito de la geotecnia.

Tabla 2.1 Principales características de las discontinuidades según la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas.

Macizo rocoso por sistema de discontinuidades	Espaciamiento de las discontinuidades (ISRM, 1981)	Continuidad longitudinal de las discontinuidades (ISRM, 1981)	Rugosidad (ISRM, 1981)	Abertura o separación de las discontinuidades (ISRM, 1981).	Relleno	Filtración en el interior de una excavación subterránea (ISRM, 1978).
Masiva con discontinuidades aleatorias ocasionales (I)	Extremadamente juntas < 2 cm	Muy baja continuidad < 1 m	Escalonada rugosa (I)	Muy cerrada < 0.1 mm	Sin relleno	Techo y paredes secos, no se detectan escurrimiento. (I)
Una familia de discontinuidad (II)	Muy juntas 2 – 6 cm	Baja continuidad 1 – 3 m	Escalonada lisa (II)	Cerrada 0.1 – 0.25 mm	Relleno duro <5 cm	Escurrimiento difuso, goteo en discontinuidades específicas. (II)
Una familia de discontinuidades más aleatorias (III)	juntas 6 – 20 cm	Media continuidad 3 – 10 m	Escalonada pulida (III)	Parcialmente abierta 0.25 – 0.5 mm	Relleno duro >5 cm	Infiltración media, discontinuidades específicas con flujo continuo (estimar litros por minuto por 10 m de longitud de excavación). (III)
Dos familias de discontinuidades (IV)	Moderadamente separadas 20 – 60 cm	Alta continuidad 10 – 20 m	Ondulada rugosa (IV)	Abierta 0.5 – 2.5 mm	Relleno blando <5 cm	Infiltración discontinuidades específicas con flujos fuertes (estimar litros por minuto por 10 m de longitud de excavación). (IV)
Dos familias de discontinuidades más aleatorias (V)	Separadas 60 – 200 cm	Muy alta continuidad > 20 m	Ondulada lisa (V)	Moderadamente amplia 2.5 – 10 mm	Relleno blando >5 cm	Infiltración excepcionalmente alta, origen específico de flujos excepcionales (estimar litros por minuto por 10 m de longitud de excavación). (V)
Tres familias de discontinuidades (VI)	Muy separadas 200 – 600 cm		Ondulada pulida (VI)	Amplia > 10 mm		
Tres sistemas de discontinuidades más aleatorias (VII)	Extremadamente separadas > 600 cm		Plana rugosa (VII)	Muy amplia 1 – 10 cm		
Cuatro o más familias de discontinuidades (VIII)			Plana lisa (VIII)	Extremadamente amplia 10 – 100 cm		
Roca fragmentada, terrosa (IX)			Plana pulida (IX)	Cavernosa > 1 m		

Estas características son importantes para determinar la resistencia al corte que corresponde al parámetro principal involucrado en el comportamiento mecánico de las discontinuidades, sin restarle importancia a parámetros de deformación como la rigidez normal y cortante y los efectos de dilatación de las discontinuidades. En este subcapítulo se abordarán exclusivamente los criterios utilizados para el cálculo de los parámetros de resistencia de discontinuidades en el talud del km 41+100.

2.4.1 Criterio de rotura de discontinuidades de Barton.

En estado natural las discontinuidades presentan principalmente, un grado de rugosidad e irregularidad de sus paredes, se ha buscado cuantificar estos parámetros de rugosidad definiendo parámetros como la Resistencia de las Paredes de las Discontinuidades JCS y del Coeficiente de Rugosidad de Juntas, JRC, este último puede ser estimado con ayuda de perfiles normalizados (Barton y Choubey, 1977), con la medición de la amplitud de las asperezas (Barton, 1982) y a través de ensayos de campo Tilt Test (Barton y Bandis, 1990).

A partir del análisis del comportamiento de la resistencia al corte de discontinuidades rugosas sin relleno y en condiciones sanas, Barton y colaboradores propusieron la ecuación (3) que representa dicho comportamiento y se muestra a continuación:

$$\tau_p = (\sigma_n) \left(\tan \left[\varphi_b + JRC * \text{Log}_{10} * \frac{JCS}{\sigma_n} \right] \right) \dots \dots \dots (3)$$

Donde:

τ_p = resistencia al corte pico de la discontinuidad

σ_n = esfuerzo normal actuando sobre la superficie de discontinuidad

JRC = coeficiente de rugosidad de la junta

JCS = resistencia a la compresión de la junta

φ_b = ángulo de fricción básico

El ángulo de fricción básico puede ser determinado en ensayos de resistencia al corte en laboratorio y mediante ensayos de Tilt Test, sin embargo, existen tablas de este parámetro para distintos tipos de rocas (Figura 2.3). De manera general los valores de ángulo de fricción básico para rocas sedimentarias están entre 25° y 30° y para rocas ígneas y metamórficas son del orden de 30° a 35°.

Tipo de roca	ϕ_b [°]
Arenisca	25 - 35
Limolita	27 - 33
Conglomerado	35
Creta	30
Caliza	27 - 37
Basalto	31 - 38
Granito (grano fino)	29 - 35
Granito	31 - 35
Pórfido	31
Pizarra	27
Gneis	23 - 29
Esquisto	21 - 30

Figura 2.3 Ángulo básico diferentes tipos de roca (Barton y Choubey, 1977)

Como se mencionó anteriormente este criterio se desarrolló a partir de discontinuidades sin relleno y alteración, por lo que el ángulo de fricción básico aplica para el caso de paredes de discontinuidades sanas y en estado seco. En estado natural es difícil que esta condición suceda, por lo que de no ser así el ángulo de fricción básico (ϕ_b) se sustituye por el residual (ϕ_r) que puede determinarse con ayuda del ensayo *in situ* a través del golpe de un martillo Schmidt o esclerómetro utilizando el criterio de Barton y Choubey (1977).

2.4.2 Cálculo del ángulo de fricción pico de las paredes de las discontinuidades a partir del criterio de Barton y Choubey (1977)

Los valores del rebote del martillo Schmidt también se pueden utilizar para calcular el ángulo de fricción residual de las discontinuidades mediante un cálculo empírico desarrollado por Barton y Choubey (1977) (4). El ángulo de rozamiento residual ϕ_r suele ser inferior al ángulo de la roca sana ϕ_b debido a que las juntas se encuentran alteradas, para el cálculo del ángulo de fricción residual se aplica la siguiente ecuación:

$$\phi_r = (\phi_b - 20) + 20 * \frac{r}{R} \dots\dots\dots (4)$$

Donde:

ϕ_b = ángulo de fricción básico correspondiente a la resistencia de las juntas planas sin meteorizar que se obtiene mediante ensayos de Tilt Test o tablas (Figura 2.3)

r = el valor de rebote del martillo Schmidt sobre la pared meteorizada

R = el valor de rebote del martillo Schmidt sobre la pared sana

A partir del criterio de Barton y sustituyendo el ángulo de fricción básico por el residual se obtiene la ecuación (5) el cual predice la resistencia al corte y el ángulo de fricción de las discontinuidades rugosas en estado natural.

$$\tau_p = (\sigma_n) \left(\tan \left[\varphi_r + JRC * \text{Log}_{10} * \frac{JCS}{\sigma_n} \right] \right) \dots \dots \dots (5)$$

Donde:

τ_p = resistencia al corte pico a través de la junta

$\left[\varphi_r + JRC * \text{Log}_{10} * \frac{JCS}{\sigma_n} \right] = \varphi_p$ (ángulo de fricción pico de la discontinuidad)

JRC=coeficiente de rugosidad de la junta

JCS= resistencia a la compresión de la junta

σ_n = esfuerzo normal actuando sobre la superficie de la junta

φ_r = ángulo residual

Según la expresión anterior la resistencia de la discontinuidad depende de tres componentes: una componente de fricción (φ_r), una componente geométrica (JRC), y una componente de aspereza ($\frac{JCS}{\sigma_n}$).

El valor del JRC puede ser empíricamente estimado mediante la comparación de perfiles de la superficie rugosa de la junta con 10 perfiles estandarizados (Figura 2.4) los cuales han sido aceptados por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (Brown, 1981).

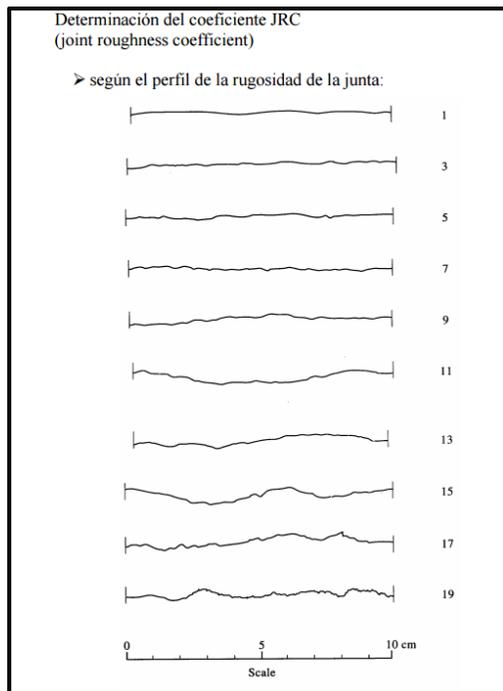


Figura 2.4 Perfiles tipo para calcular coeficientes de rugosidad JRC (Barton y Choubey, 1977)

El valor de la resistencia a compresión de la junta JCS es igual al valor de la resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa, siempre y cuando la discontinuidad no se encuentre alterada o meteorizada (caso poco usual). De lo contrario, si la pared está alterada como ocurre comúnmente, el valor de JCS se puede obtener a partir de los valores de rebote del martillo Schmidt por medio de la siguiente ecuación:

$$\text{Log}_{10} JCS = (0.00088)(\gamma_{roca})(r + 1.01) \dots\dots\dots (6)$$

Donde:

JCS = resistencia a la compresión de la junta (MN/m²)

γ_{roca} = es el peso específico de la roca (KN/m³)

r = el valor de rebote del martillo sobre la superficie meteorizada

2.5 Clasificaciones geomecánicas.

Las clasificaciones geomecánica son criterios de uso generalizado que se basan en reunir características y comportamientos similares de los macizos rocosos y evaluar de manera cuantitativa su calidad, lo que permite tener una primera aproximación de los parámetros mecánicos de diseño y del comportamiento geomecánico de los macizos rocosos.

Actualmente las clasificaciones geomecánicas son muy utilizadas en el estudio geotécnico de túneles donde gran porcentaje de las excavaciones se hace atendiendo solo a dichas clasificaciones. Para el caso de la estabilidad de taludes las clasificaciones geomecánicas y sus correlaciones empíricas permiten obtener los principales parámetros mecánicos del macizo rocoso, sin embargo, no debe ser utilizado como exclusivo mecanismo de toma de decisiones a nivel de proyecto.

“El criterio de clasificación que se elija para caracterizar al macizo rocoso debe de ser claro y consistente, buscando que sus categorías sean mutuamente excluyentes, con esto se evita que un mismo macizo rocoso pertenezca a dos categorías diferentes de una misma clasificación. Por último, se debe buscar que existan correlaciones empíricas entre clasificaciones, esto permite obtener índices de calidad más objetivos...” (González de Vallejo, 2002).

En este apartado se describirán de manera general, las clasificaciones geomecánicas actuales que son más utilizadas en las obras ingenieriles y en particular en este estudio.

2.5.1 Clasificación RQD de Deere (1967).

El índice RQD se define como la longitud total de núcleos recuperados igual o mayores a 10 cm ($L_{\geq 10}$) expresado en términos de porcentaje respecto de la longitud muestreada. Es importante definir la longitud total ($L_{\geq 10}$) por tramo con criterio, debido a que su valor no

depende únicamente del fracturamiento *in situ* del macizo rocoso, también involucra factores de dirección, diámetro y método de perforación, este último puede generar fracturas inducidas que deben ser excluidas del análisis.

$$RQD = \frac{\sum L \geq 10cm}{\text{Longitud perforada}} \cdot 100\% \dots\dots\dots (7)$$

La Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM) recomienda un tamaño de núcleos de al menos diámetro NQ (54.7 mm) y que la perforación sea con barril de doble tubo y broca de diamante.

También es posible calcular el RQD a partir de afloramientos lo que puede incluir la orientación de las discontinuidades y sus características. Una de estas técnicas es la propuesta por Hudson y Priest (1975) que consiste en la medición de la frecuencia de discontinuidades (λ) a lo largo de una longitud de referencia (L), donde se determina el número de discontinuidades (N). Con ello se puede definir el espaciamiento medio y la frecuencia de discontinuidades que corresponde a la ecuación (8), a partir de la frecuencia (λ), Hudson y Priest (1975) propusieron la expresión (9):

$$\lambda = \frac{N}{L} \dots\dots\dots (8)$$

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1) \dots\dots\dots (9)$$

Otra manera de obtener el índice RQD a partir de afloramientos es con ayuda del valor del índice volumétrico de juntas J_v , que corresponde al número de discontinuidades que cortan 1 m³ del macizo rocoso. La correlación empírica que involucra a estos parámetros fue propuesta por Palmstrom (2005) y está dada por:

$$RQD = 110 - 3.3 J_v \quad \text{para } J_v > 4.5 \dots\dots\dots (10)$$

$$RQD = 100 \quad \text{para } J_v \leq 4.5 \dots\dots\dots (11)$$

2.5.2 Clasificación RMR Bieniawsky

Esta clasificación de macizos rocosos propuesta por Bieniaswski (1973,1979 y 1989) proporciona un índice de calidad RMR (Rock Mass Rating), que varía de 0 a 100, a partir de propiedades de la roca y de las discontinuidades, que pueden relacionarse con parámetros geotécnicos del macizo rocoso enfocados a excavaciones y sostenimiento en túneles. La clasificación RMR considera los siguientes parámetros geomecánicos (González de Vallejo, 2002): resistencia uniaxial de la matriz rocosa, grado de fracturamiento en términos del RQD, espaciamiento entre las discontinuidades, condiciones de las discontinuidades, condiciones de agua subterránea y orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

La metodología para definir el índice de calidad RMR, consiste en dividir el macizo rocoso en dominios estructurales que presenten características geológicas y estructura prácticamente homogéneas, en las que se lleva a cabo la toma de datos y medidas referentes a las propiedades y características de la matriz rocosa y de las discontinuidades.

En la tabla 2.2 se presentan los rangos y puntuaciones para cada uno de los parámetros que son evaluados por cada dominio estructural. Se realiza una sumatoria de los valores de las condiciones individuales del macizo rocoso y se efectúa la corrección por la orientación de discontinuidades y obteniendo un valor numérico con el que se clasifica finalmente el macizo rocoso.

2.5.3 Clasificación GSI Índice de resistencia geológica

A partir de la necesidad de correlacionar un criterio de rotura del macizo rocoso con una clasificación geomecánica, surge el Índice de Resistencia Geológico (GSI), que proporciona propiedades que se incluyen en el criterio de rotura, tal es el caso de los parámetros m_b y s de la clasificación de Hoek-Brown (1980).

El índice GSI está fundamentado en la evaluación del macizo rocoso en función de la litología, estructura geológica, grado y características del fracturamiento, tamaño de bloques y condición de las superficies de las discontinuidades. A través del examen visual de sondeos, afloramientos naturales y excavaciones superficiales tales como cortes carreteros, en el frente de los túneles o en los núcleos de perforación, por lo que se considera una clasificación esencialmente cualitativa.

En cuanto a la estructura geológica está dada por el tamaño, forma de los bloques y grado de alteración de los bloques, generados por la intersección entre discontinuidades. Por otra parte, el segundo aspecto fundamental que considera esta clasificación corresponde a la resistencia al corte de las discontinuidades, a partir de la cohesión y superficies de las discontinuidades, donde se considera la alteración, la rugosidad y el relleno.

Esta clasificación ha sido complementada y actualizada a lo largo del tiempo por Hoek y colaboradores (1992, 1994, 1995 y 1997), sin embargo, en estos años estaba limitada solo para macizos rocosos con resistencia relativamente alta, por lo que no incluía macizo de menor resistencia. Debido a esto Hoek y Marinos (2000, 2001, 2005) han propuesto la clasificación GSI para macizos de roca laminados y en zonas de cizalla donde la resistencia es baja.

Realizadas las observaciones se asigna un valor GSI con base en la tabla 2.3, donde se muestran los rangos de calidad y descripción más se aproxima a las condiciones observadas, tal como se observa en dicha tabla los valores del GSI varían de 1 a 100. Las condiciones del macizo rocoso mejoran, conforme el valor de GSI se acerca a 100, valor que corresponde a macizos rocosos con una calidad muy buena, mientras que los valores cercanos a 1 corresponden a macizos rocosos de una calidad muy mala.

Tabla 2.2. Parámetros para la clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989).

Parámetros		Rango de valores						
Resistencia de la roca intacta (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Para este rango, es preferible el ensayo de compresión simple		
	Compresión simple	>250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5-25	1-5	<1
Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
RQD, %		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	<25		
Puntuación		20	17	13	8	3		
Espaciamiento de las discontinuidades		>2m	0.6 - 2 m	200 – 600 mm	60 – 200 mm	< 60 mm		
Puntuación		20	15	10	8	5		
Condiciones de las discontinuidades	Paredes muy rugosas. Puntuación 6	Paredes rugosas. Puntuación 5	Paredes ligeramente rugosas. Puntuación 3	Paredes onduladas. Puntuación 1	Superficies planas o suaves. Puntuación 0			
	Continuidad <1m Puntuación 6	Continuidad 1 - 3m Puntuación 4	Continuidad 3 - 10m Puntuación 2	Continuidad 10-20m Puntuación 1	Continuidad > 20m Puntuación 0			
	Cerradas. Puntuación 6	Abertura < 0.1 mm. Puntuación 5	Abertura 0.1 a 1 mm. Puntuación 3	Abertura 1 a 5 mm. Puntuación 1	Abertura > 5mm. Puntuación 0			
	Sin relleno Puntuación 6	Relleno duro < 5mm Puntuación 4	Relleno duro > 5mm Puntuación 2	Relleno blando <5mm Puntuación 2	Relleno blando > 5 mm Puntuación 0			
	Paredes inalteradas Puntuación 6	Paredes ligeramente alteradas Puntuación 5	Paredes alteradas Puntuación 3	Paredes muy alteradas Puntuación 1	Paredes descompuestas Puntuación 0			
Puntuación total máxima.		30	25	20	10	0		
Condiciones de agua subterránea (condiciones generales)		Totalmente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	flujo		
Puntuación		15	10	7	4	0		
Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
Puntuación		0	-2	-5	-10	-12		

Tabla 2.3. Clasificación geomecánica índice de resistencia geológica GSI (Hoek y Marinos, 2000)

ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA MACIZOS FRACTURADOS (Hoek y Marinos, 2000) El rango promedio del GSI se estima a partir de la litología, estructura y condición de la superficie de las discontinuidades. La tabla no aplica para estructuras controladas por fallas. En el caso de existir planos estructurales que presenten debilidad y orientación desfavorable respecto a la excavación, dominan el comportamiento del macizo. El valor de resistencia al corte en rocas propensas al deterioro consecuencia del cambio en el contenido de humedad, puede reducir con la presencia de agua. Para rocas con condiciones de superficie moderadas a muy pobres los valores pueden moverse a la derecha en función de las condiciones de humedad. Para la evaluación del GSI es recomendable asignar un rango de valores, ya que es más representativo y realista de las condiciones del macizo rocoso.		CONDICIÓN DE LA SUPERFICIE DE DISCONTINUIDAD				
ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		DECREMENTO DE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →				
		MUY BUENA: Superficies muy rugosas, en estado seco y sin alterar	BUENA: Superficies rugosas, ligeramente intemperizada	MODERADA: Superficies suaves, intemperizada y alterada	POBRE: Superficies pulidas, intemperizada y fragmentada	MUY POBRE: Altamente intemperizadas, con rellenos de arcilla
	INTACTA O MASIVA: Roca intacta o macizo rocoso poco fracturado o con espaciamiento de discontinuidades muy amplio	90			N/A	N/A
	EN BLOQUE: Macizo rocoso poco alterado, con paredes en contacto y bloques cúbicos formados por la intersección de tres familias de discontinuidades	80	70			
	MUCHOS BLOQUES: Macizo rocoso moderadamente alterado y bloques irregulares formados por la intersección de cuatro o más familias de discontinuidades		60			
	BLOQUES/ALTERADO/FOLIADO: Macizo foliado, bloques angulares formados por varias familias de discontinuidades. Persistencia de planos bandeados o esquistosidad.			50		
	BLOQUES/ALTERADO/FOLIADO: Macizo foliado, bloques angulares formados por varias familias de discontinuidades. Persistencia de planos bandeados o esquistosidad.			40		
	DESINTEGRADO: Macizo rocoso muy fracturado (triturado), poca trabazón entre paredes con mezcla de fragmentos angulosos y redondeados.				30	
	LAMINADO/CIZALLADO: Macizo foliado sin bloques debido al espaciamiento tan cerrado presencia de débil esquistosidad o planos de cizallamiento.					20
		N/A	N/A			10

2.6 Caracterización de materiales mixtos Bimrocks

Existen materiales que no se pueden analizar desde el punto de vista de la mecánica de rocas tradicional, tal es el caso de los materiales geológicos mixtos que presentan características diferentes entre su matriz y bloques por lo que nos es conveniente aplicar alguna clasificación geomecánica como el RMR o GSI.

Medley, E., 1994, Lidquist, E, 1994 propusieron disertaciones sobre la obtención de parámetros de resistencia en materiales que definieron como Bimrocks, es decir bloques de roca en una matriz. Sönmez et al, 2004 y 2006, ya proponen una metodología para la obtención de parámetros de resistencia y la aplicación de formas empíricas de criterios de rotura para estos tipos de materiales.

Esta metodología consiste en caracterizar a la matriz de manera tradicional, es decir obteniendo de ella sus parámetros geomecánicos como el ángulo de fricción interna (ϕ_{matriz}) y la resistencia a la compresión simple (UCS_{matriz}) calculados en laboratorio o aplicando correlaciones empíricas.

Además, se debe definir la proporción volumétrica de bloques factor VBP (Volumetric Block Proportion) y el grado de cohesión entre el contorno de los bloques y la matriz definido como el factor A (Tabla 2.4), para posteriormente aplicar las siguientes ecuaciones:

$$VBP = \frac{v_b}{v_m} = \frac{\text{Volúmen de bloques}}{\text{Volumen de matriz}} \dots\dots\dots (12)$$

$$\phi_{bimrock} = \phi_{matriz} \left[1 + \frac{1000 \left(\frac{\tan \alpha}{\tan(\phi_{matriz})} - 1 \right)}{1000 + 5 \left(\frac{1 - VBP}{15} \right)} * \frac{VBP}{VBP + 1} \right] \dots\dots\dots (13)$$

$$UCS_{bimrock} = \frac{(A - A \left(\frac{VBP}{1000} \right))}{A - 1} UCS_{matriz} \dots\dots\dots (14)$$

$$C_{bimrock} = \frac{UCS_{bimrock} (1 - \sin(\phi_{bimrock}))}{2 \cos(\phi_{bimrock})} \dots\dots\dots (15)$$

Tabla 2.4. Valores de A con base en las propiedades de los límites entre bloques y matriz (H. Sonmez, 2009)

Descripción	Valor de A asignado
Bloques redondeados con escasa adherencia (cohesión), entre bloque y matriz.	0
Bloques semi-redondeados con débil adherencia (cohesión), entre bloque y matriz.	10
Bloques semi-angulares con moderada adherencia (cohesión), entre bloque y matriz.	50
Bloques angulares con fuerte adherencia (sin embargo, menor a la cohesión de la matriz), entre bloque y matriz.	500

2.7 Criterios de rotura.

El comportamiento mecánico, deformación y rotura del material rocoso depende en gran medida de su resistencia y las fuerzas que se le aplican. Estas fuerzas están definidas por el estado de esfuerzos determinado por la magnitud y dirección de los tres esfuerzos principales σ_1, σ_2 y σ_3 . Por lo que conociendo la relación entre los esfuerzos se puede predecir el comportamiento del material rocoso para un estado de esfuerzos determinado, suponiendo un medio continuo, homogéneo, isótropo y linealmente elástico.

Los criterios representan modelos matemáticos que relacionan fuerzas actuantes y las propiedades del material rocoso, que permiten estimar las propiedades mecánicas y predecir la rotura, con base en los esfuerzos aplicados y sus propiedades de resistencia.

A continuación, se describen los criterios de rotura más utilizados en la mecánica de rocas.

2.7.1 Criterio de Mohor-Coulomb

Es un criterio de rotura lineal que expresa la resistencia al corte a lo largo de un plano, en un estado de esfuerzos triaxial, definido en función del esfuerzo tangencial y normal. La resistencia al corte tiene dos componentes, la cohesión y el ángulo de fricción interna que dependen del esfuerzo normal. La resistencia al corte que se puede desarrollar en un plano que forma un ángulo beta con el esfuerzo principal, se puede representar por la envolvente lineal de los círculos de Mohor producidos en la rotura, dicha relación se expresa de la siguiente manera:

$$\tau = c + \sigma_n \tan \varphi \dots\dots\dots (16)$$

Donde, τ y σ_n son los esfuerzos tangencial y normal respectivamente que actúan sobre el plano de rotura, mientras que c y φ corresponden a la cohesión y el ángulo de fricción de la matriz rocosa.

Los criterios de rotura lineales no son muy recomendables para calcular el estado de deformación de los materiales rocosos ya que no se ajusta al comportamiento real de las rocas que presentan un comportamiento mecánico no lineal (Oyanguren, 2004).

2.7.2 Criterio de falla de Hoek-Brown (2002)

El criterio de falla para macizos rocosos desarrollado por Hoek-Brown es ampliamente aceptado y ha sido aplicado a un gran número de proyectos alrededor del mundo. El criterio parte de las propiedades de la roca intacta, e introduce factores que reducen estas propiedades a las características de un macizo rocoso fracturado (Hoek-Brown 2002).

Es un criterio de rotura válido para macizos rocosos isótropos que toma en cuenta los factores que determinan la rotura de un medio rocoso a gran escala, como son la no linealidad con el nivel de esfuerzos, la influencia del tipo de roca y el estado del macizo, la relación entre la resistencia a la compresión y la tensión, la disminución del ángulo de fricción con el aumento de esfuerzos de confinamiento. La resistencia del macizo queda definida por la siguiente ecuación:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \sqrt{m * \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s} \dots\dots\dots (17)$$

Donde:

σ_1 y σ_3 = los esfuerzos principales mayor y menor en rotura.

σ_{ci} = la resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.

m y s = constantes adimensionales que dependen de las propiedades del macizo rocoso, del tipo de roca, así como de la frecuencia y características de las discontinuidades.

El parámetro s es la medida de disminución de la resistencia a compresión simple de la roca debido a la fracturación. Por su parte, m influye en la resistencia al corte del material.

El criterio de Hoek y Brown fue extendido a macizos rocosos débiles, donde se reconoció que el RMR no era tan adecuado para correlacionar las observaciones de macizo de roca muy débiles con el criterio de rotura, por lo que se introdujo la clasificación GSI mencionado anteriormente. El criterio de Hoek – Brown generalizado está dado por la siguiente expresión:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \dots\dots\dots (18)$$

donde m_b es un valor reducido de la constante del material m_i , y está dado por:

$$m_b = m_i \exp \left(\frac{GSI-100}{28-14D} \right) \dots\dots\dots (19)$$

donde GSI es el índice de resistencia geológico, s y a son constantes del macizo rocoso dadas por las siguientes relaciones:

$$s = \exp \left(\frac{GSI-100}{9-3D} \right) \dots\dots\dots (20)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \dots\dots\dots (21)$$

D es un factor que depende sobre todo del grado de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por los efectos de las excavaciones (mecánicas o por voladuras) o por la relajación de esfuerzos. Varía desde 0 para macizos rocosos in situ inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados.

3. METODOLOGÍA DE TRABAJO

La metodología utilizada para el estudio del talud, se estableció según los Términos de Referencia elaborados por la Secretaria de Obras Públicas, así como por la normatividad de la SCT.

La metodología empleada para realizar el proyecto de estabilización se muestra, de manera esquemática, en el diagrama de la figura 3.1, en donde se puede observar cada una de las etapas en el proceso del trabajo para la realización de este estudio.

En los siguientes párrafos se describen con detalle cada una de las etapas de trabajo.

3.1 Fase de exploración

3.1.1 Trabajos preliminares

Recopilación y análisis de la información existente y disponible de la zona de estudio, tales como mapas, cartas topográficas y geológicas, topografía local, informes, artículos científicos, etc.

Análisis e interpretación fotogeológica de imágenes satelitales obtenidas de Google Earth. Se identificaron contactos geológicos, estructuras mayores como fallas, lineamientos y drenajes.

A partir de esta información se definió un modelo geológico conceptual preliminar y se realizaron mapas de campo para los reconocimientos geológicos superficiales.

3.1.2 Trabajos de campo

Los trabajos de campo que se desarrollaron en este estudio fueron los siguientes:

- a) Reconocimiento geológico y geotécnico. Como primer paso se llevó cabo un reconocimiento que permitió organizar los diversos trabajos de campo.
- b) Levantamiento topográfico. Permitted determinar la geometría del talud, elaborando una planta y perfil topográfico longitudinal del talud, así como secciones transversales a cada 20 metros. Además de identificar contactos, estructuras y rasgos geológicos importantes para definir con mayor exactitud la cartografía geológica del talud.
- c) Levantamiento geológico superficial. Se realizó un levantamiento de detalle para determinar un modelo conceptual de la geología del talud y definir los siguientes aspectos geológicos:
 - Unidades litológicas. Mapeo de las diferentes unidades litológicas identificadas en la cara del talud, así como su continuidad y disposición espacial. Para cada unidad litológica se describió el tipo de roca, textura, estructura, consistencia e intemperismo.

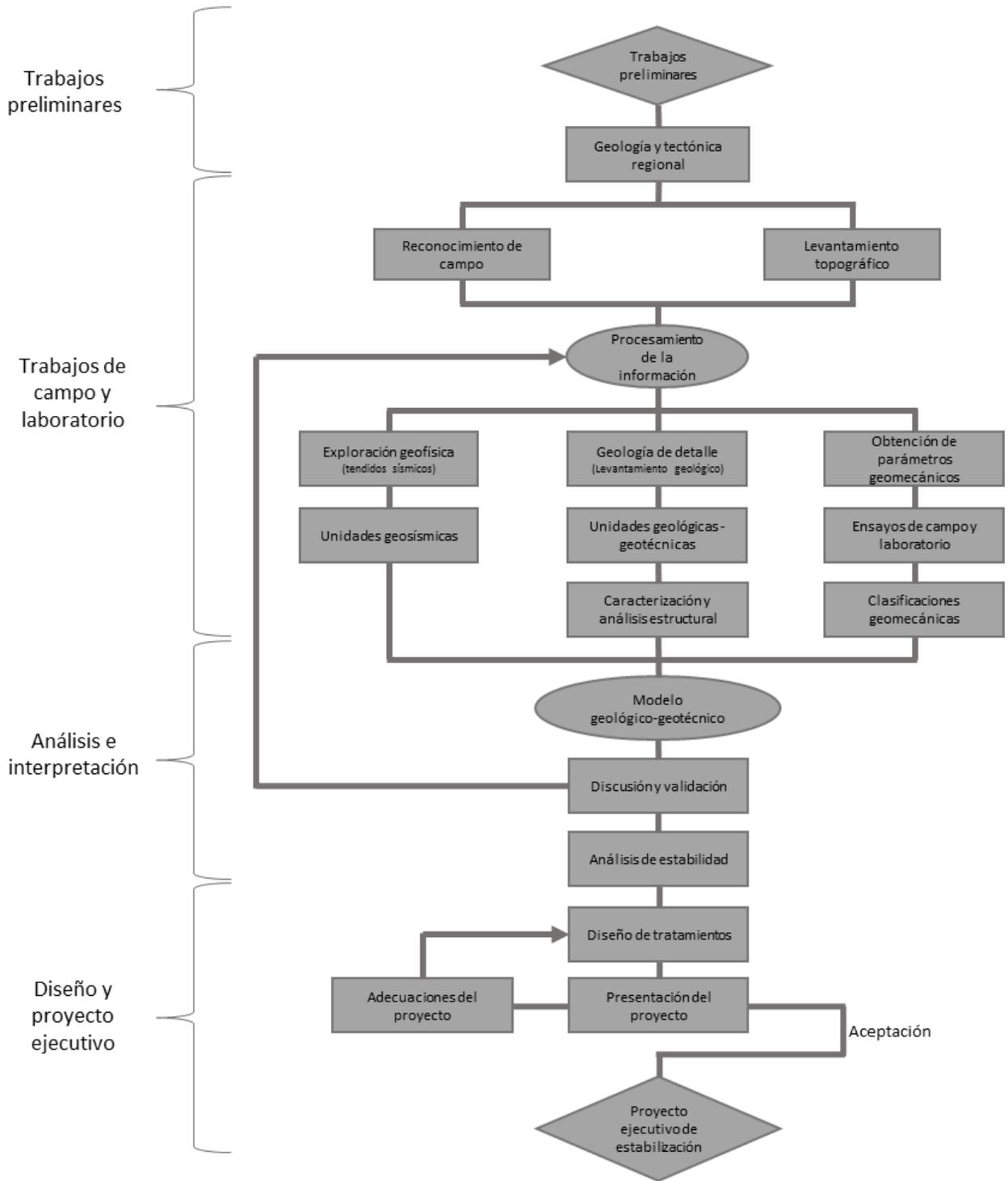


Figura 3.1 Metodología empleada para la realización del proyecto ejecutivo.

-
- Geología estructural. Se realizó un levantamiento sistemático de las discontinuidades identificadas en el talud. Se midieron las características de estas como: orientación e inclinación, espaciamiento, continuidad, rugosidad, apertura, relleno, presencia de agua y tamaño de bloque. Se identificaron zonas de falla y los mecanismos de rotura que las provocaron.
 - Clasificación geomecánica del macizo rocoso mediante las clasificaciones RMR (Rock Mass Rating de Bieniawski, 1989) y el índice de resistencia geológica (Geological Strength Index de Hoek et.al, 1992, 1994, 1995, 1997, 2000, 2001 y 2005), con el fin de asignar una clase y calidad del macizo rocoso.
- d) Estudio geofísico. Se realizó un estudio geofísico través del método de sismica de refracción, distribuyendo a lo largo del talud tendidos sísmicos que permitieron determinar las velocidades de onda que presentan los materiales y asociarlos con algunas propiedades físicas y condiciones geológico-geotécnicas.
- e) Pruebas de campo. Estas pruebas permitieron conocer los parámetros geomecánicos de campo, por medio de la toma de datos, como la resistencia de la matriz rocosa, las paredes de las discontinuidades y el valor de rebote (R), estimados con el Martillo de Schmidt.

3.1.3 Trabajos de laboratorio

Se obtuvieron muestras representativas de los materiales que componen al talud para realizar ensayos de laboratorio y determinar el peso específico y la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa. Además del de calcular ángulo de fricción de las paredes de discontinuidades a través del ensaye Tilt Test.

3.2 Fase de procesamiento de la información de campo

3.2.1 Procesamiento de datos topográficos

Se elaboró un plano de la planta general del levantamiento en coordenadas UTM, con el archivo de los puntos levantados en campo en coordenadas X, Y, Z, y en donde se indica el eje de trazo y proyecto con los datos de geometría de este, así como la planimetría de la infraestructura existente levantada en todo lo ancho del derecho de vía con su simbología correspondiente.

3.2.2 Análisis e interpretación geológica-geotécnica

Con la información recabada en campo de topografía, geología, geofísica y pruebas de campo y laboratorio, se elaboró un modelo geológico-geotécnico en el cual se incluye:

-
- La distribución geométrica de las diferentes unidades litológicas y geotécnicas identificadas, tanto en planta como en perfil longitudinal y en secciones transversales, integradas con la exploración geosísmica.
 - Determinación de las características geológicas y propiedades geomecánicas de las diferentes unidades geotécnicas.
 - Distribución de las discontinuidades mayores en el talud.
 - Análisis estructural del fracturamiento, apoyado con diagramas estereográficos, que permitieron identificar las familias de discontinuidades que afectan al macizo rocoso, y realizar un análisis de estabilidad cinemático para identificar los mecanismos de rotura potenciales.
 - El modelo geológico-geotécnico, se analizó y validó de acuerdo a la retroalimentación con asesores especialistas en mecánica de rocas. Una vez que se llegó a un consenso entre las partes, se realizaron los análisis de estabilidad del talud, aplicando el método adecuado para cada unidad geotécnica.

3.2.3 Análisis de estabilidad del talud.

- Con base en el modelo geológico-geotécnico se efectuaron los análisis de estabilidad del talud, que permitieron obtener información para el diseño adecuado de los tratamientos de estabilización.
- Por último, se procedió a realizar la propuesta para la estabilización y/o protección del talud, sectorizando y adecuando las soluciones para cada condición de inestabilidad encontrada.

4. RESULTADOS DEL ESTUDIO

4.1 Modelo geológico

En este apartado se presenta el modelo geológico de la zona del talud, que inicia con un breve análisis del marco geológico regional; y posteriormente se analizan con mayor detalle las condiciones geológicas del talud izquierdo, describiendo las principales características de las unidades litológicas diferenciadas en función de sus características geotécnicas, así como las condiciones de las discontinuidades que afectan al macizo rocoso.

4.1.1 Marco geológico regional

Dentro del marco geológico regional se analizaron las condiciones estratigráficas y tectónicas de las inmediaciones del talud. La autopista Libramiento Sur de Guadalajara se

encuentra dentro del sector occidental de la Faja Volcánica Transmexicana (FVTM), que va desde las costas del Pacífico hasta el Graben de Colima (Demant, 1978; Pasquaré et al., 1988 (recomendable citar trabajos más recientes Gómez-Tuena et al., Ferrari et al.). De acuerdo con la cartografía del Servicio Geológico Mexicano, SGM (Figura 4.1), a lo largo del trazo de la autopista se presentan tres secuencias de rocas volcánicas de edad terciaria y cuaternaria.

A continuación, se describen las diferentes unidades estratigráficas por segmentos de la autopista Libramiento Sur de Guadalajara:

4.1.1.1 Unidades estratigráficas

- a) En el tramo inicial, que va del entronque de Chapala al de Colima, se presentan derrames de composición andesítica – basáltica (TmB-A), asociados a flujos de lava fisurales y conos de lava, a estos eventos se asigna una edad del mioceno tardío al Plioceno (Ferrari L. et al., 2017)

Estos cuerpos de roca se encuentran entre los lagos de Chapala y Cajititlan; y están delimitados por un sistema de fallas normales regionales con dirección general Este – Oeste, formando una serie de grábenes. En este tramo se localiza el talud en estudio.

- b) En el tramo intermedio, a partir del Entronque Colima hasta el km 99+000, se emplazaron rocas de composición acida, que constituyen domos riolíticos y depósitos piroclásticos asociados a la Caldera “La Primavera” (QptR). Estas rocas se depositaron a finales del Mioceno, pero mayormente en el Plioceno.
- c) En el tramo final, desde 99+000 y hasta el final del trazo, se encuentran flujos lávicos de composición basáltica-andesítica y de edad Cuaternaria (QptA-B), asociados al vulcanismo de la zona del volcán de Tequila.

4.1.1.2 Marco tectónico regional

En la porción occidental de la FVTM se localizan tres depresiones tectónicas ordenadas en una junta triple al sur de Guadalajara (Demant, 1981). Esta junta corresponde al graben Tepic-Zacoalco, al graben de Colima y al graben de Chapala, cuyo inicio de fallamiento comenzó en el Plioceno temprano y se asoció a un modelo de *rifting* activo en el bloque de Jalisco (Luhr et al., 1985).

El sistema de fallas del rift Tepic-Zacoalco se asocia a una tectónica extensional con eventos de deformación truncurrentes durante el Mioceno medio y tardío (Luhr et al., 1985), esto dio origen a la serie de grabenes y semigrabenos de esta región. Por otra parte, el rift de Colima fue descrito como un graben de edad Pliocénica - Cuaternaria con orientación N-S, que se dividió en tres segmentos (norte centro y sur).

Al sur del volcán de Colima se encuentra la Falla Tamazula formada por un conjunto de estructuras transcurrentes y normales de orientación NE-SW y que representa el límite oriental del bloque de Jalisco (Rosas-Elguera et al., 1996), (Garduño-Monroy et al., 1998).

Rosas-Elguera et al. (1996) y Ferrari y Rosas-Elguera (2000), proponen a los rifts Tepic-Zacoalco y Colima como los límites continentales del bloque Jalisco, reactivados durante el Plioceno-Cuaternario con movimientos extensionales, como consecuencia de los esfuerzos en el límite de placas de Rivera y Norteamérica.

Por último, la zona de estudio se localiza dentro del rift de Chapala que representa el brazo oriental de la junta triple de Guadalajara, está formado por dos semi grabenes con convergencia sur en la parte oeste y norte en la este, cuyas fallas maestras atraviesan rocas de 3.4 Ma en el área de Chapala (Urrutia-Fucugauchi y Rosas-Elguera, 1994, 1998).

Morfogeológicamente los escarpes de las fallas no sugieren actividad durante el Cuaternario, sin embargo, el graben de Citlala localizado inmediatamente al sur de la Laguna de Chapala sugiere fallamiento Cuaternario (Garduño-Monroy et al., 1993; Rosas-Elguera y UrrutiaFucugauchi, 1998).

Se llevó a cabo un análisis morfo-estructural de la región donde se ubica el corte utilizando imágenes de Google Earth de diferentes fechas. En ellas se marcaron los lineamientos observados. Posterior a esto se asoció al régimen tectónico regional que, como se comentó anteriormente, está regido por la tectónica del Rift de Chapala.

En la figura 4.2 se muestran los lineamientos interpretados con imágenes de Google, obsérvese que la mayoría de estos, acusan orientaciones preferenciales E-W, misma que corresponde a la orientación del graben de Chapala.

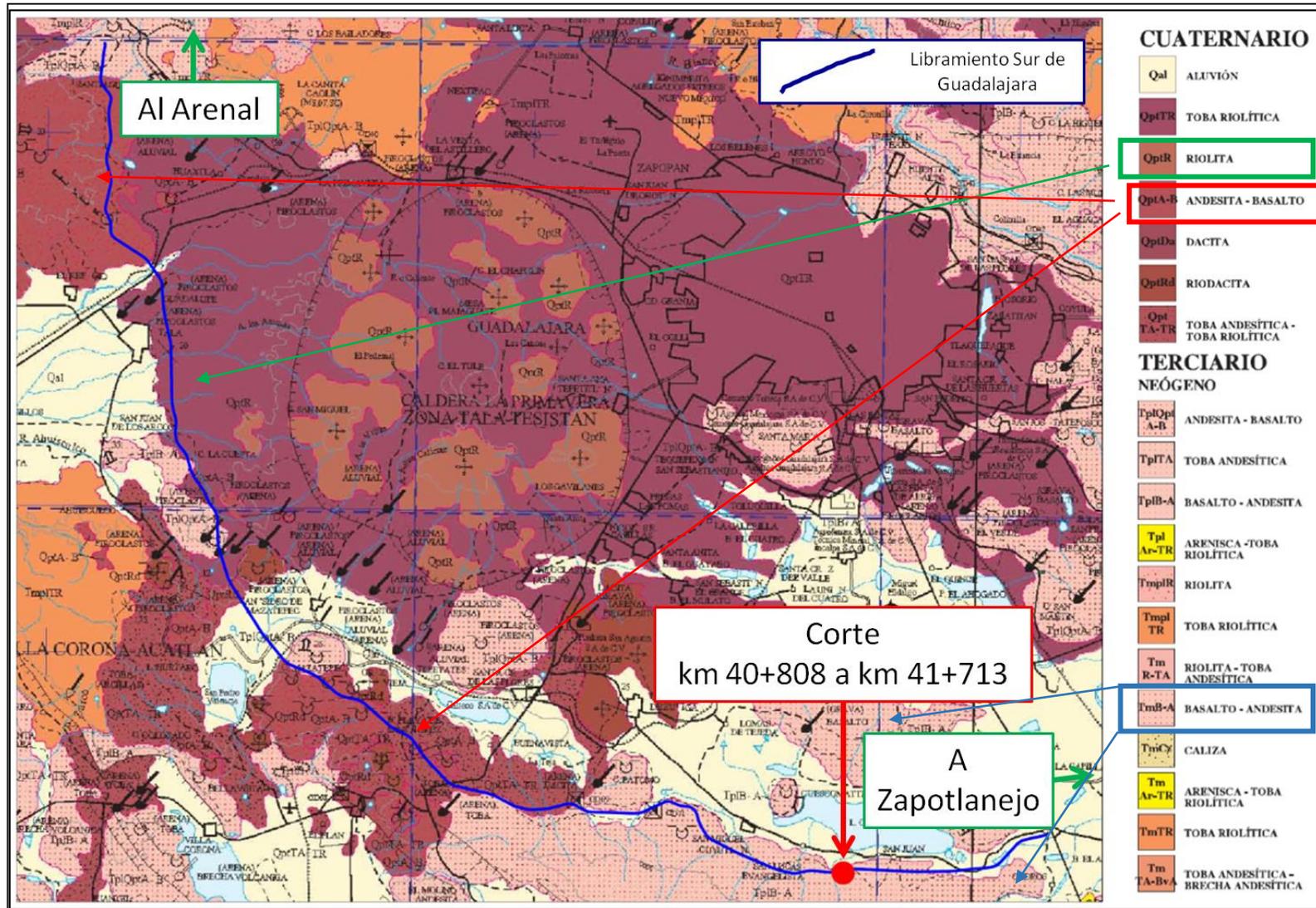


Figura 4.1 Geología Regional del Libramiento Sur de Guadalajara (Carta geológica-minera F13-12, escala 1:250 000, Servicio Geológico Mexicano, 2009).



Figura 4.2 Interpretación de lineamientos estructurales regionales

En la zona del talud se identificó un traslape de los lineamientos con el rumbo del corte (Figura 4.3). Para hacer una revisión más a detalle, se accedió a las imágenes satelitales anteriores a la construcción de la autopista, como se muestra en la figura 4.4.

El corte del km 41+100 en una buena parte coincide con la traza de un lineamiento en particular, este se identificó como una falla normal que se inclina hacia el sur asociada al graben de Chapala (Figura 4.5). Es importante señalar que una falla regional de este tipo no define un plano único, sino que se asocia a una zona de falla que puede tener hasta varias decenas de metros de espesor y varios planos con la misma actitud que la traza general.



Figura 4.3. Acercamiento del talud y lineamientos cercanos



Figura 4.4 a) lineamientos interpretados con imagen de marzo de 2014 previo a la construcción de la autopista, b) lineamientos interpretados con imagen de diciembre de 2016.



Figura 4.5 Zonas de falla posibles. La zonificación y la altura en Google Earth, la escala vertical está exagerada 3 veces.

Con la información anterior se procedió a elaborar un mapa geológico de semidetalle de las inmediaciones del talud 41+100, así como una sección geológica esquemática (Figura 4.6 y 4.7), en donde se muestra la interpretación de las fallas geológicas y las unidades litológicas en la zona del corte.

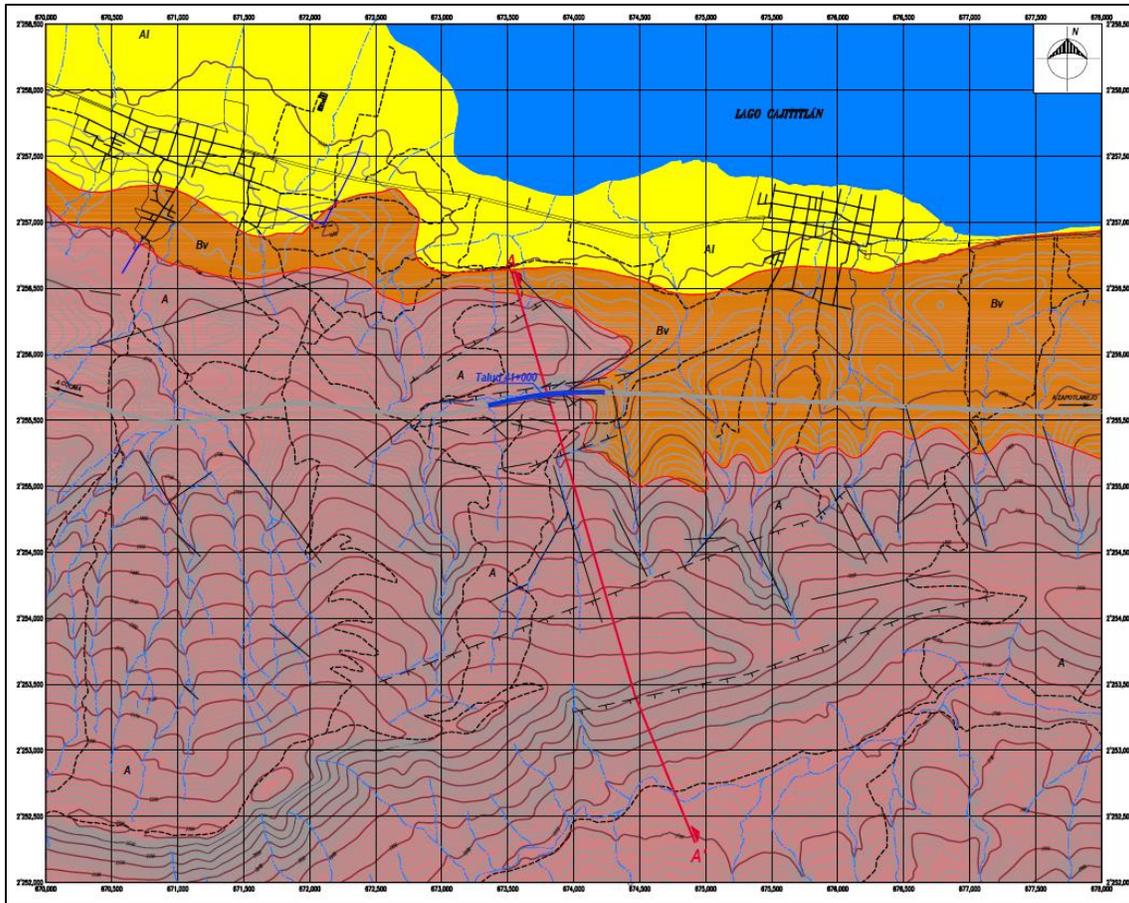


Figura 4.6. Mapa geológico a semidetalle que muestra las fallas geológicas existentes en las inmediaciones del talud 41+000.

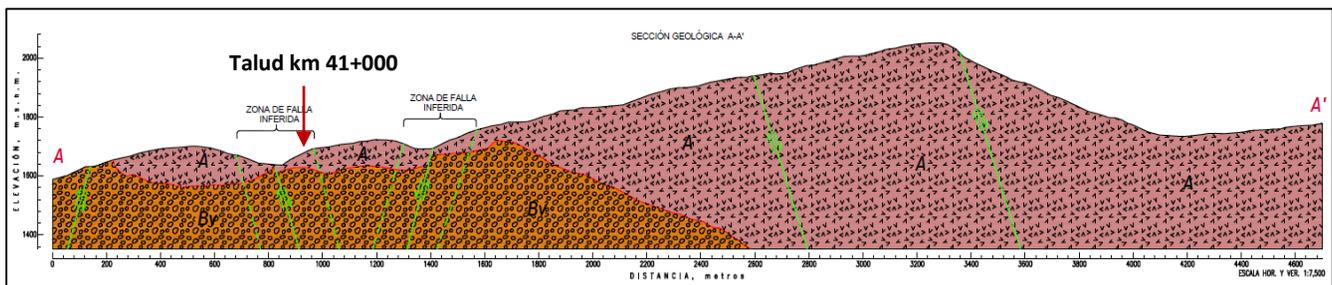


Figura 4.7. Sección geológica a semidetalle que muestra las fallas existentes en las inmediaciones del talud 41+000.

A partir de esta sección se puede observar que el talud izquierdo se encuentra en un graben que delimitado por dos fallas (F2 y F3) y en una zona de fracturas geológicas en dirección Este-Oeste, paralelas al corte, por lo que algunas de las fracturas pueden encontrarse abiertas o con rellenos producto del efecto del fallamiento regional.

4.1.2 Geología del talud

En este subcapítulo se presenta una descripción completa de las características y distribución de las unidades litológicas identificadas, así como sus condiciones estructurales basadas en mediciones directas y descripciones cualitativas del macizo rocoso, definidas a partir del levantamiento geológico de detalle realizado en las paredes del talud izquierdo km 41+100.

La descripción de las características del talud observadas durante el levantamiento de campo, se llevó a cabo con base a la tabla 4.1 (González de Vallejo, 2002; ISRM, 1972-1980).

Tabla 4.1. Descripción de las características de los macizos rocosos observados en campo (González de Vallejo, 2002; ISRM, 1972-1980).

Características	Descripción						
Litología	Naturaleza						
Textura	Descripción Textural						
Estructura	Pliegues, Fallas, Estratos, Pseudoestratos, Derrames, etc.						
Fracturamiento (ISRM, 1978)	F1 (Masivo)	F2 (Poco Fracturado)	F3 (Fracturado)	F4 (Muy fracturado)	F5 (Triturado)		
Resistencia de la Matriz Rocosa	Extrem. blanda (Se puede marcar con la Uña) <1 MPa	Muy Blanda (Se raya con la navaja) 1 – 5 MPa	Blanda (Se raya con la punta del martillo) 5 – 25 MPa	Media (Se fractura con 1 golpe de martillo) 25 – 50 MPa	Dura (Se fractura con más de 1 golpe de martillo) 50 – 100 MPa	Muy dura (Se fractura con varios golpes de martillo) 100 – 200 MPa	Extrem. dura (El martillo solo logra rayarlo) > 200 MPa
Grados de Meteorización (ISRM, 1980)	M1 (Fresca, sana)	M2 (Ligeramente meteorizada)	M3 (Moderadamente meteorizada)	M4 (Intensamente meteorizada)	M5 (Completamente meteorizada)		
Hidrogeología	Sin presencia de agua	Seco (con escurrimiento superficial)	Húmedo	Goteos	Flujo		

4.1.2.1 Unidades litológicas

El talud se caracteriza por una secuencia de rocas volcánicas conformadas por derrames andesíticos (Tm A) intercalados con horizontes de brechas volcánicas andesíticas (Tm Bv). Así mismo se observó material de escombros (Q Es) y suelos residuales (Q Sr) en la parte alta del talud.

Para mostrar la distribución de las unidades litológicas del talud en superficie y en el subsuelo, se elaboraron dos planos:

Plano PL-01. Planta y perfil geológico longitudinal del talud, en donde se muestra la distribución de las unidades litológicas en planta y a lo largo de un perfil longitudinal del talud, en este plano también está la representación de los ensayos de campo y de las estructuras geológicas tales como fracturamiento, fracturas singulares y fallas.

Plano PL-02. Secciones Geológicas Transversales (Secciones 1-1' a 19-19') las cuales muestran la probable distribución de las unidades litológicas hacia el interior del talud y de qué manera las estructuras geológicas las afectan.

A continuación, se describen las características principales de cada unidad litológica, analizando su distribución y sus características geológicas y estructurales; en el orden de la más antigua a reciente:

Brechas volcánicas (Tm Bv)

Las brechas volcánicas representan estratigráficamente a la unidad más antigua y se distribuyen principalmente en el tramo inicial del corte desde el km 40+810 hasta el km 41+125, en donde se encuentran mezcladas de forma irregular y errática con la unidad de andesitas (Tm A) (Plano PL-01).

Las brechas están compuestas por clastos de andesita intemperizados y subredondeados de tamaños variables entre 5 a 80 cm. Los clastos están sostenidos por una matriz compuesta de ceniza y escoria en tamaño de arena limosa de mediana a fuertemente cementada. A lo largo del talud se puede observar una variación en la consistencia de la brecha que se asocia al contenido de matriz. Cuando presenta un mayor contenido de matriz, se encuentra más consistente la brecha, mientras que cuando la cantidad de clastos es mayor, la brecha presenta una menor consistencia (Figura 4.8).

Además, se observó que en la zona de contacto entre la unidad Tm Bv y Tm A, se encuentra una zona de alteración asociada a un cambio de permeabilidad entre ambas, la primera es menos permeable y esta menos fracturada que la segunda. Se observa que la brecha está subyaciendo a los derrames de andesita, sin embargo, hacia el inicio del talud se observan algunas porciones de la unidad Tm A inmersa en la unidad Tm Bv.

Zonificación por predominio de matriz/clastos (Tm Bv₁ y Tm Bv₂)

En función del predominio de matriz o de clastos, las brechas volcánicas se dividieron en dos subunidades litológicas Tm Bv₁ y Tm Bv₂ (Figura 4.8); ya que cada una presenta un comportamiento geotécnico diferente en relación a la estabilidad del talud. A continuación, se presentan sus principales características:

Tabla 4.2. Características generales de la unidad Tm Bv observadas en campo.

Características	Descripción	Observaciones
Litología	Brecha Volcánica (Tm Bv)	Brecha volcánica con diferente proporción de matriz y bloques
Textura	Principalmente limosa, con proporción variable de matriz y líticos.	Predominio de horizontes de textura limosa de coloración parda a blanca.
Estructura	Brechoide	Bloques inmersos en una matriz limo arenosa
Fracturamiento (ISRM,1978)	F2 Poco fracturado (Materiales de baja a media consolidación)	No se observó fracturamiento ni fallamiento evidente.
Resistencia de la Matriz Rocosa al golpe de martillo	Blanda a media 10 a 30 MPa	Materiales de baja consistencia, donde la resistencia varía dependiendo de la calidad de la matriz, abundancia y líticos presentes.
Grados de Meteorización (ISRM,1980)	Poca a moderada (M3 – M4)	Presenta zonas de meteorización y alteración ligera a moderada.
Hidrogeología	Seco a húmedo	El macizo rocoso presenta humedad y pociones secas.



Figura 4.8 Brecha Volcánica formada por fragmentos de roca andesítica en matriz arenosa, con diversos grados de cementación y alteración

Tm Bv₁ - Brecha volcánica matriz soportada. Subunidad donde la matriz predomina sobre los bloques, se encuentra soldada y presenta una resistencia media (25 a 50 MPa); por lo que presenta una consistencia de moderada a alta y su grado de alteración es moderado,

se encuentra poco fracturada (F2), poco meteorizada y en condiciones secas a húmeda en algunas porciones; lo que implica un mejor comportamiento en su estabilidad (Figura 4.9).

Tm Bv₂ - Brecha volcánica clasto soportada. En esta subunidad los bloques son más abundantes y la matriz se encuentra menos soldada, con una resistencia de media a blanda (5 a 25 MPa); por lo que su consistencia es de moderada a baja y se encuentra medianamente alterada a alterada, con un grado de fracturamiento F2, moderadamente meteorizada y en condiciones húmedas; lo que implica un deficiente comportamiento en su estabilidad al generar caída de bloques y desprendimientos de masas (Figura 4.10).

En la Tabla 4.3 se presenta una descripción de las características en cuanto a alteración consistencia y fracturamiento de las dos unidades de brecha volcánica.

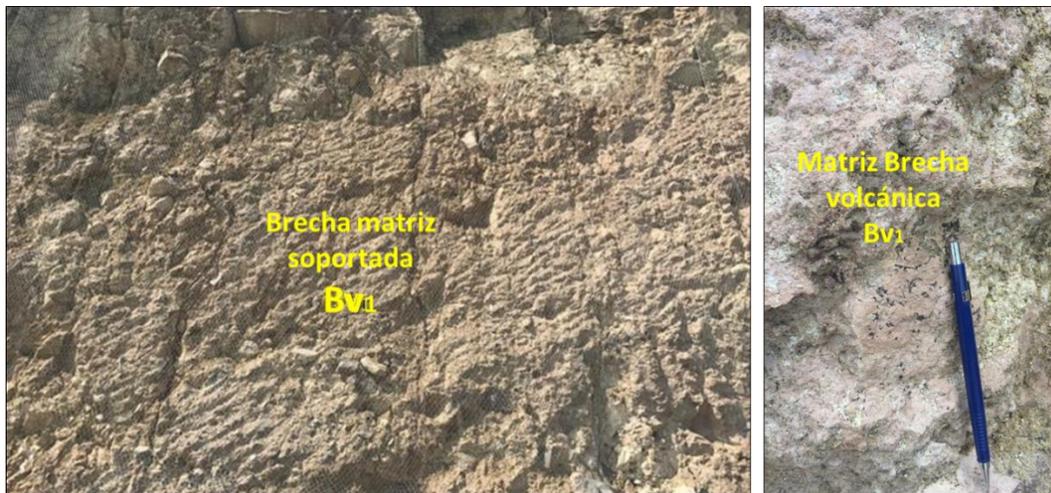
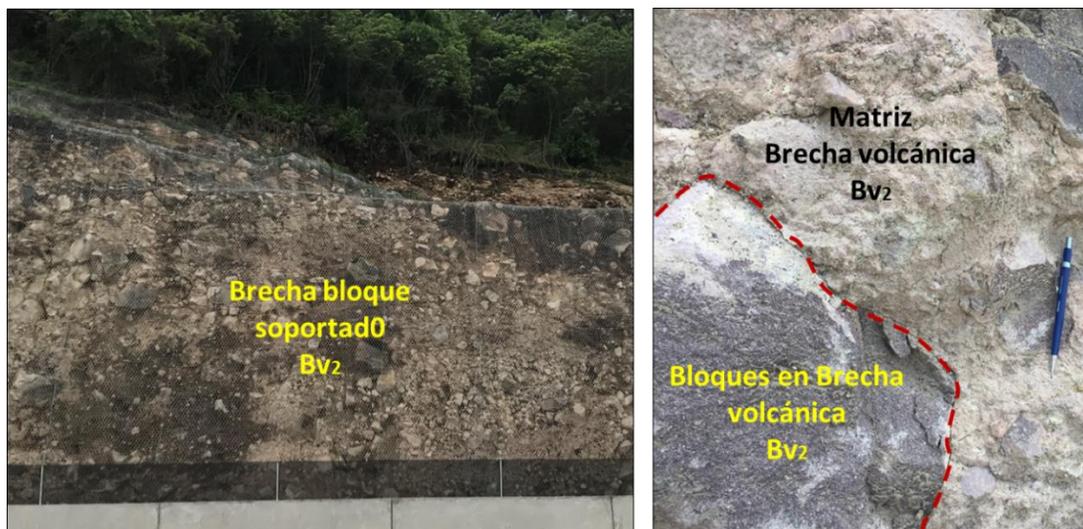


Figura 4.9 Brechas volcánicas Tm Bv₁, donde existe un mayor predominio de matriz sobre bloques.



Figuras 4.10 Brechas volcánicas Tm Bv₂, con mayor predominio de bloques que matriz.

Tabla 4.3 Zonificación de las brechas volcánicas en función de la alteración, consistencia y fracturamiento

Unidad Litológica	Grado de Alteración	Grado de Consistencia	Grado de Fracturamiento
Tm Bv ₁ Brecha volcánica matriz - soportada	A2 Poco descompuesta	C3 Medianamente consistente	F2 Poco fracturada
Tm Bv ₂ Brecha volcánica clasto - soportada	A3 Medianamente descompuesta	C4 Poco consistente	F2 Poco fracturada

Andesitas (Tm A)

Las rocas andesíticas tienen una amplia distribución, principalmente en los tramos intermedio y final del corte, en donde se encuentran cubriendo a las brechas volcánicas subyacentes (Plano PL-01). Sin embargo, en el tramo inicial del talud se observaron bloques de andesitas que se encuentran mezcladas de forma irregular y errática dentro de las brechas.

Estos derrames se describen en afloramiento como secuencias de coloración gris claro a pardo rojizo cuando están alteradas; presenta una textura porfídica con cristales grandes de plagioclasa en una matriz afanítica. El grado de fracturamiento es variable, debido a que se identificaron zonas fracturadas de grado F3 a F5 (ISRM, 1978) y de resistencia media a dura, estimada cualitativamente por golpe de martillo de geólogo. Presenta un grado de meteorización de M2 (moderadamente meteorizado) a M5 (completamente meteorizado). En la tabla 4.4 se exponen sus características.

A partir de las excavaciones en las paredes del talud, se han expuesto las condiciones generales de la Andesita, donde se observa la heterogeneidad en el grado de fracturamiento y alteración de la roca, por lo que para fines prácticos se ha realizado una zonificación en subunidades litológicas con características diferentes (Figura 4.11).



Figura 4.11 Diferenciación de las andesitas en función de su grado de fracturamiento.

Tabla 4.4. Características generales de la unidad Tm An observadas en campo.

Características	Descripción	Observaciones
Litología	Andesita (Tm A)	Composiciones andesíticas con diferente grado de fracturamiento y alteración.
Textura	Afanítica	Principalmente afanítica de composición máfica
Estructura	Derrames lávicos	Derrames andesíticos originadas por la actividad de volcán.
Fracturamiento (ISRM,1978)	De poco fracturado a muy fracturado (F2 – F4)	El macizo rocoso se encuentra de poco fracturado a muy fracturado, dominios estructurales muy evidentes.
Resistencia de la Matriz Rocosa al golpe de martillo	Dura a muy dura (50 a 150 MPa)	La roca intacta se fractura en general con varios golpes de martillo.
Grados de Meteorización (ISRM,1980)	Ligera a intensa (M2 – M3)	El macizo presenta zonas de meteorización y alteración de ligeras a intensas, las zonas más alteradas han sufrido desprendimientos de roca.
Hidrogeología	Goteo a flujo	Se observa goteo y flujo de agua subterránea principalmente en zonas con mayor grado de fracturamiento.

Zonificación por fracturamiento (Tm A₁ y Tm A₂)

Las andesitas se dividieron en dos subunidades litológicas Tm A₁ y Tm A₂ (Figura 4.11); ya que cada una presenta un comportamiento geotécnico diferente en relación a la estabilidad del talud, sus principales características son las siguientes:

Tm A₁ - Andesita en bloques. Se distribuye de la porción media a la superior del talud, con un grado de fracturamiento de F1 a F2, con espaciamiento separado que delimita bloques de roca prismáticos de base trapezoidal de 0.5 a 3.5 m de diámetro equivalente. Presenta una resistencia de dura a muy dura (50 a 150 MPa), un grado de meteorización de M2 a M3 de ligera a moderadamente meteorizado y condiciones de seco a húmedo (Figura 4.12).

En función del grado de alteración y consistencia, las andesitas en bloques Tm A₁ se dividieron en tres subunidades Tm A_{1a}, Tm A_{1b} y Tm A_{1c}; sus principales características en cuanto a su grado de alteración, fracturamiento y consistencia se presentan en la Tabla 4.5.

Tm A₂ - Andesita en lajas. Se encuentra en la parte media e inferior del talud y se caracteriza por tener un fracturamiento F4 con espaciamientos muy cerrados, de 0.05 a 0.4 m de espesor, que da lugar a la formación de lajas pequeñas. Las lajas tienen una resistencia dura (50 a 100 MPa), con un grado de meteorización ligeramente meteorizado M3 y sus condiciones hidrogeológicas corresponden de goteo a flujo de agua a través de la roca (Figura 4.13).



Figura 4.12 Andesita en bloques (A_{1a}), con amplio espaciamiento de sus fracturas, que delimitan bloques grandes.



Figura 4.13 Andesita en lajas (A₂), con espaciamiento cerrado de sus fracturas, que delimitan bloques pequeños.

Tabla 4.5. Zonificación de las andesitas en función de la alteración, consistencia y fracturamiento

Unidad Litológica	Grado de Alteración	Grado de Consistencia	Grado de Fracturamiento
Tm A _{1a} Andesita en bloques poco fracturada	A1 Sana	C1 Muy consistente	F2 Poco fracturada
Tm A _{1b} Andesita en bloques fracturada y alterada	A3 Medianamente descompuesta	C2 Consistente	F2 Poco fracturada
Tm A _{1c} Andesita en bloques fracturada y muy alterada	A4 Muy descompuesta	C3 Medianamente consistente	F3 Medianamente fracturada
Tm A ₂ Andesita en lajas muy alterada	A2 Poco descompuesta	C2 Consistente	F4 Muy fracturada

Material de escombros (Es)

En la parte superior del talud, entre los km 41+200 a 41+400, se presenta una capa de materiales de escombros o rezaga, compuesto por arenas, gravas y bloques de roca, en estado suelto, que cubren a las rocas andesíticas con espesores variables entre 1 y 2 m (Figuras 4.14).

Este material es producto de la construcción de un camino realizado durante la construcción, que está situado atrás del derecho de vía y fue colocado a volteo en la parte alta del corte.

Por otra parte, esta porción del talud presenta un mayor grado de alteración por lo que es importante considerar la presencia de este material ya que tiende a provocar caídos que por su ubicación pueden alcanzar la superficie de rodamiento (Figura 4.15).



Figura 4.14 Acercamiento al material de escombros en la porción superior del talud.



Figura 4.15 Escombros acumulados sobre la berma y bloque de caliza desprendido

4.1.3 Geología estructural

En este capítulo se analizan las condiciones de las discontinuidades más importantes presentes en el talud que corresponden al fracturamiento y zona de falla, principalmente en los derrames andesíticos. En el caso de la unidad de brechas el fracturamiento no representa un factor tan importante en la estabilidad, mientras que, para las andesitas, el grado de fracturamiento es variable para cada subunidad definida, por lo que se definieron las familias principales que afectan a esta unidad y sus características particulares para cada subunidad.

Durante los trabajos de campo se llevó a cabo un levantamiento detallado de discontinuidades del macizo rocoso; estas características fueron analizadas y descritas a través de diversas estaciones geológico-estructurales efectuadas a lo largo del talud, el cual se apoyó en las recomendaciones establecidas por la ISRM (Tabla 2.1).

4.1.3.1 Familias de discontinuidades

Las discontinuidades que afectan a las unidades volcánicas son básicamente planos de fracturamiento y zona de fallas, que fueron originados por el enfriamiento de las rocas y afectadas posteriormente por tectonismo.

Con base en la información de la orientación de las discontinuidades (dirección de inclinación- *DipDirection* y echado - *Dip*) se elaboró un diagrama estereográfico que permitió determinar la presencia de cuatro (4) familias de discontinuidades que afectan a las rocas andesíticas: F1, F2, F3 y F4, denominadas en función de su importancia y persistencia en el talud (Figura 4.16). En la tabla 4.6 se resumen su orientación en inclinación preferencial de las cuatro familias identificadas.

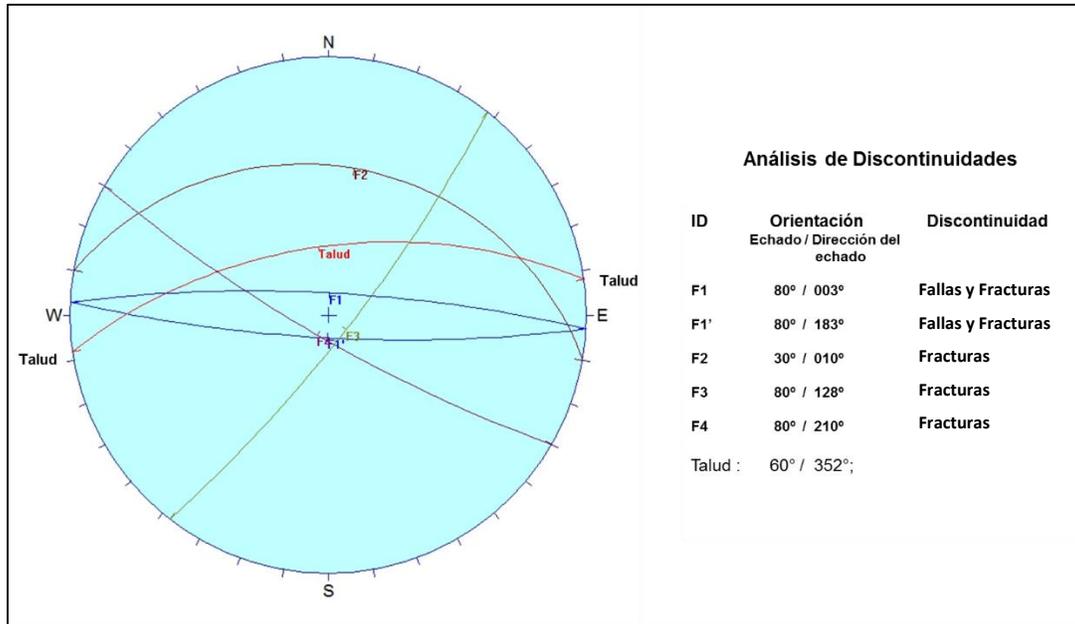


Figura 4.16 Estereograma general con las principales familias de discontinuidades

Tabla 4.6 Orientaciones e inclinaciones promedio de las familias de discontinuidades

Familias de fracturamiento	Unidades afectadas	Dirección de la inclinación	Echado
F1	Tm BV ₁ , Tm BV ₂ , Tm A ₁ y Tm A ₂	003° / 183°	80°
F2	Tm A ₁ y Tm A ₂	010°	30°
F3	Tm BV ₁ y Tm BV ₂ , Tm A ₁ y Tm A ₂	128°	80°
F4	Tm BV ₁ y Tm BV ₂ Tm A ₁ y Tm A ₂	210°	80°
Talud		352°	60°

La Familia F1 corresponde a fallas y fracturas asociadas al sistema de regional del Rift Chapala. Estas tienen un rumbo preferencial Este-Oeste y se inclinan con ángulos de 75 a 85°, hacia el SW y NE. Por ser sensiblemente paralela a la autopista, es una familia muy importante para la estabilidad del talud, ya que constituye el respaldo de bloques o masas rocosas.

La Familia F2 se presenta solo en las andesitas y corresponde a planos de flujo provocados durante su emplazamiento, tiene una alta persistencia lateral y a profundidad. Presenta una dirección de inclinación 010° y un echado de 20 a 35°, sus características varían dependiendo de la subunidad de andesitas (Tm A₁ y Tm A₂).

Las Familias F3 y F4, presentan una dirección de inclinación de 128° y 210° respectivamente ambas con echas de 75 a 85°, por lo que se consideran subverticales, son oblicuas al talud y llegan a formar cuñas, cuyos vectores de salida, se dirigen hacia dentro del talud. Sin embargo, pueden delimitar lateralmente masas de roca que pueden desprenderse por falla plana sobre la familia F2, como se sospecha ocurrió en el caído del km 41+320.



Figura 4.17 Familias de fracturamiento en la porción alta y baja del talud (F1, F2, F3 y F4)

4.1.3.2 Características de las discontinuidades

Las características de las discontinuidades son muy importantes para poder realizar las clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso (GSI y RMR); por lo que en las tablas 4.7 a la 4.15 se presentan la información de sus características en forma gráfica; en donde se analizan: espaciamiento, continuidad, rugosidad del plano, resistencia de las paredes, apertura entre planos, relleno, filtraciones, meteorización, y tamaño de bloques.

Tabla 4.7 Espaciamiento

Discontinuidad	Espaciamiento (cm)						
	<2 (E1)	2-6 (E2)	6-20 (E3)	20-60 (E4)	60-200 (E5)	200-600 (E6)	>600 (E7)
F1							
F2							
F3							
F4							
	A1 Andesita en bloques						
	A2 Andesita en lajas						
	Bv1 y Bv2 Brechas						

Tabla 4.8 Continuidad

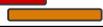
Discontinuidad	Continuidad				
	Muy Baja (C1) <1 m	Baja (C2) 1 a 3 m	Moderada (C3) 3 a 10 m	Alta (C4) 10 a 20 m	Muy Alta (C5) >20 m
F1					 
F2					 
F3				 	
F4				 	
	A1 Andesitas en bloques				
	A2 Andesitas en lajas				
	Bv1 y Bv2 Brechas volcánicas				

Tabla 4.9 Rugosidad del plano

Discontinuidad	Rugosidad								
	Escalonada			Ondulada			Plana		
	Rugosa	Lisa	Pulida	Rugosa	Lisa	Pulida	Rugosa	Lisa	Pulida
F1					 				
F2									
F3		 							
F4		 							
	A1 Andesitas en bloques								
	A2 Andesitas en lajas								
	Bv1 y Bv2 Brechas volcánicas								

Tabla 4.10. Resistencia en la pared de las discontinuidades

Discontinuidad	Resistencia en las paredes					
	Muy blando (R1) 1 a 5 Mpa	Blando (R2) 5 a 25 Mpa	Consistente (R3) 25 a 50 Mpa	Muy consistente (R4) 50 a 100 Mpa	Duro (R5) 100 a 250 Mpa	Muy duro (R6) >250 Mpa
F1				 		
F2				 		
F3				 		
F4				 		
	A1 Andesitas en bloques					
	A2 Andesitas en lajas					
	Bv1 y Bv2 Brechas volcánicas					

Tabla 4.11 Apertura entre planos

Discontinuidad	Apertura (Rango)								
	Muy Cerrada (A11) <0.1 mm	Cerrada (A12) 0.1 a 0.25 mm	Parcialm. Abierta (A13) 0.25 a 0.50 mm	Abierta (A14) 0.50 a 2.50 mm	Moderada. Abierta (A21) 2.50 a 10 mm	Ancha (A22) >10 mm	Muy Ancha (A23) 10 a 100 mm	Extrem. Ancha (A24) 100 a 1000 mm	Cavernosa (A33) >1000 mm
F1									
F2									
F3									
F4									
	A1 Andesitas en bloques								
	A2 Andesitas en lajas								
	Bv1 y Bv2 Brechas volcánicas								

Tabla 4.12 Relleno en las discontinuidades

Discontinuidad	Relleno				
	Sin	Relleno duro <5cm	Relleno duro >5cm	Relleno blando <5cm	Relleno blando >5cm
F1					
F2					
F3					
F4					
	A1 Andesitas en bloques				
	A2 Andesitas en lajas				
	Bv1 y Bv2 Brechas volcánicas				

Tabla 4.13. Filtraciones en las discontinuidades

Discontinuidad	Filtraciones				
	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteo	Flujo
F1					
F2					
F3					
F4					
	A1 Andesitas en bloques				
	A2 Andesitas en lajas				
	Bv1 y Bv2 Brechas volcánicas				

4.2.1 Trabajos de campo

Se llevaron a cabo un total de 24 tendidos sísmicos (TRS) de 60 m de longitud y una profundidad de exploración de 20 m, la mayoría de ellos (16) se efectuaron en la parte alta del corte, formado dos líneas de investigación paralelas al talud, una cercana al corte y otra cercana al derecho de vía, con la finalidad de determinar las condiciones de calidad de la roca hacia el interior del macizo rocoso. Las líneas efectuadas fueron empleadas para conocer las calidades de la roca y a que profundidades se encuentran.

Cada tendido sísmico tuvo una longitud de 60 m, colocándose los geófonos o sismodetectores a cada 5 m de distancia. Se efectuaron 3 puntos de tiro, en cada uno de ellos la generación de impulsos elásticos fueron golpes de marro sobre una placa de plástico.

En el Plano PL-01 se ilustra la localización de cada uno de los 24 TRS; y en las figuras 4.18 y 4.19 se presenta esta ubicación en los tramos en brechas volcánicas y andesitas.

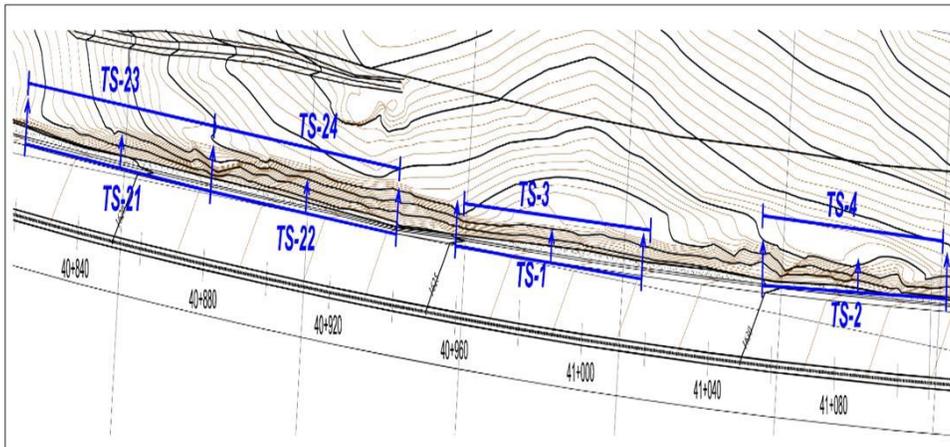


Figura 4.18 Ubicación de Tendidos Sísmicos en el tramo brechas volcánicas

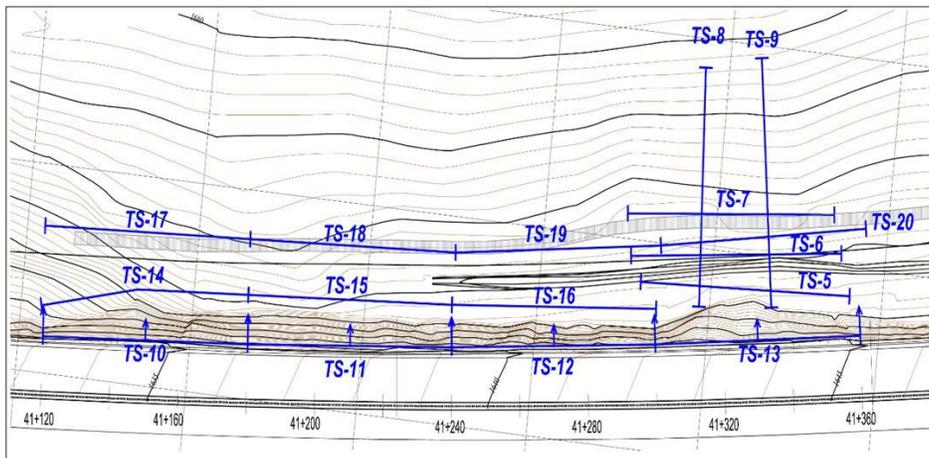


Figura 4.19 Ubicación de Tendidos Sísmicos en el tramo en Andesitas

Una vez procesada la información de cada tendido, se elaboraron las secciones geosísmicas en donde se integró toda la información obtenida de cada uno de los tendidos realizados, mostrando los valores de velocidad y las unidades geosísmicas, las cuales fueron definidas con base en el análisis de los rangos de velocidad y su distribución en el subsuelo, así como con el apoyo de la información geológica del sitio. En las figuras 4.20 y 4.21 se presentan las secciones geosísmicas en los tramos de las brechas volcánicas y andesitas respectivamente.

4.2.2 Unidades geosísmicas

Como resultado del estudio sísmico, se determinó la presencia y distribución de tres unidades geosísmicas en el talud, mismas que se caracterizan por presentar una diferencia en los valores de velocidad primaria. Las curvas de isovelocidades sísmicas de ondas primarias (V_p) se correlacionaron con la información del reconocimiento geológico superficial, para definir las unidades geosísmicas con diferentes características físicas (alteración, consistencia y fracturamiento), que se distribuyen en la zona de estudio. En la tabla 4.16 se resumen las características de cada unidad geosísmica.

Tabla 4.16 Características de las unidades geosísmicas.

Unidad geosísmica	Velocidad primaria(m/s)	Espesor (m)	Unidad litológica	Condiciones de los materiales
US-1	291 - 651	1 - 4	Q Es, Tm A _{1c} , Tm A ₂ y Tm Bv ₂	Se encuentran en la parte superior del talud o relajados en la pared del mismo; de poco consistentes a consistentes, intensamente fracturados y muy intemperizada.
US-2	986 - 2000	4 - 10	Tm A _{1b} , Tm A ₂ , Tm Bv ₁ y Tm Bv ₂	Roca consistente, medianamente fracturada y medianamente alterada.
US-3	>2000	>20	Tm A _{1a} , Tm A ₂ , Tm Bv ₁ Tm Bv ₂	Roca consistente, fracturada y poco alterada

Unidad US-1.- La unidad geosísmica US-1 se caracteriza por presentar valores de propagación de onda primaria (V_p), bajos, de 300 a 500 m/s. Se localiza en las partes someras tanto del frente del talud, como de la parte alta del mismo. Esta unidad se correlaciona con material poco consistente, relajado y alterado en la parte alta. Los espesores generalmente varían de 1 a 4 m.

Unidad US-2.- Esta unidad geosísmica, presenta valores de propagación de onda (V_p), en el rango de 500 a 1200 m/s, lo que se considera como valores medios y se relacionan con materiales consistentes, fracturados y medianamente alterados. Los espesores en general varían 8 a 12 m.

Unidad US-3.- Los valores de onda primaria para esta unidad, son mayores a 1200 m/s, lo que se consideran medios a altos, con espesores del orden de más de 10 m. Esta unidad se asocia con un material consistente, poco intemperizado y moderadamente fracturados.

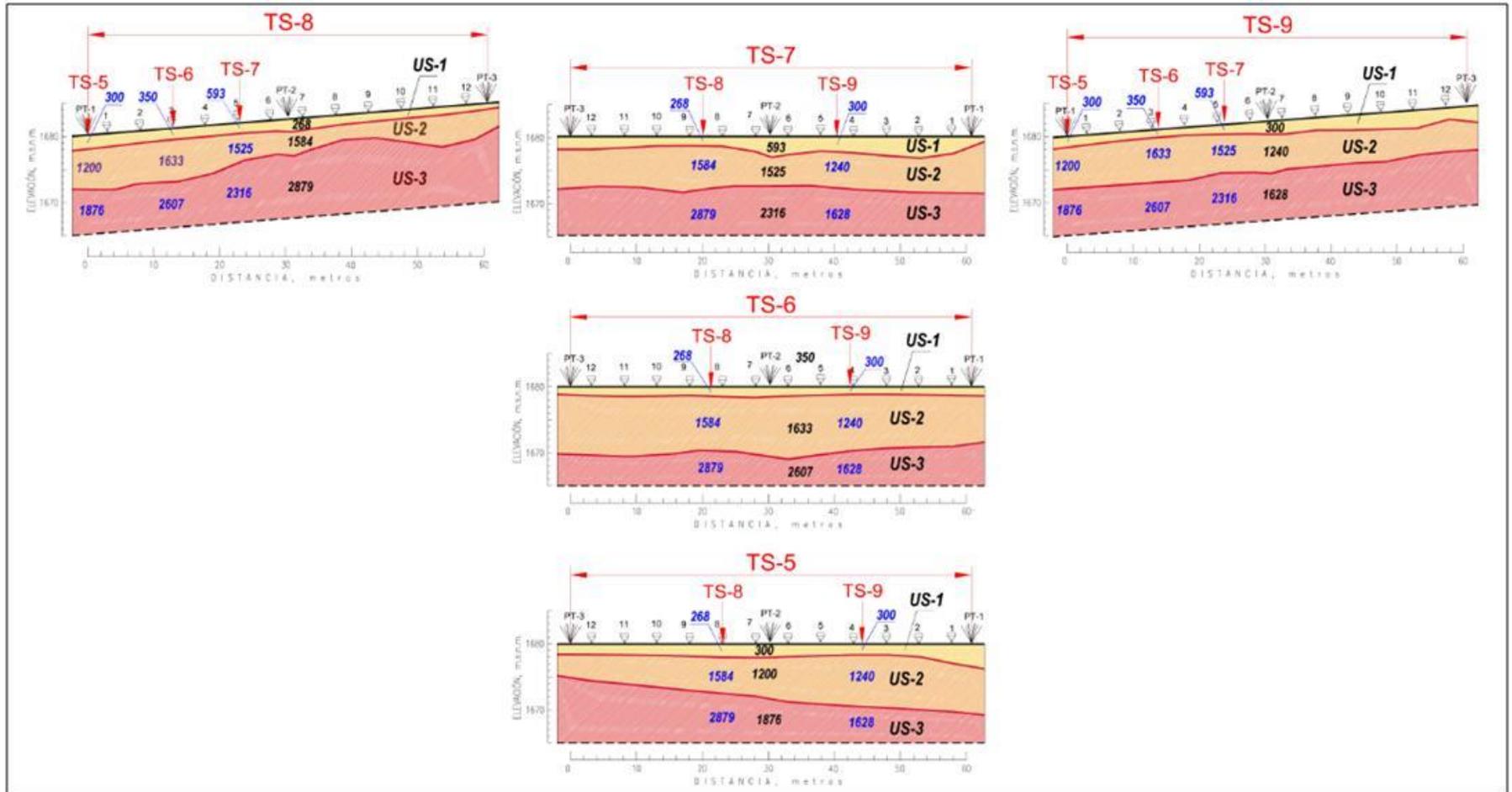


Figura 4.20 Secciones geosísmicas en la zona de Brechas Volcánicas

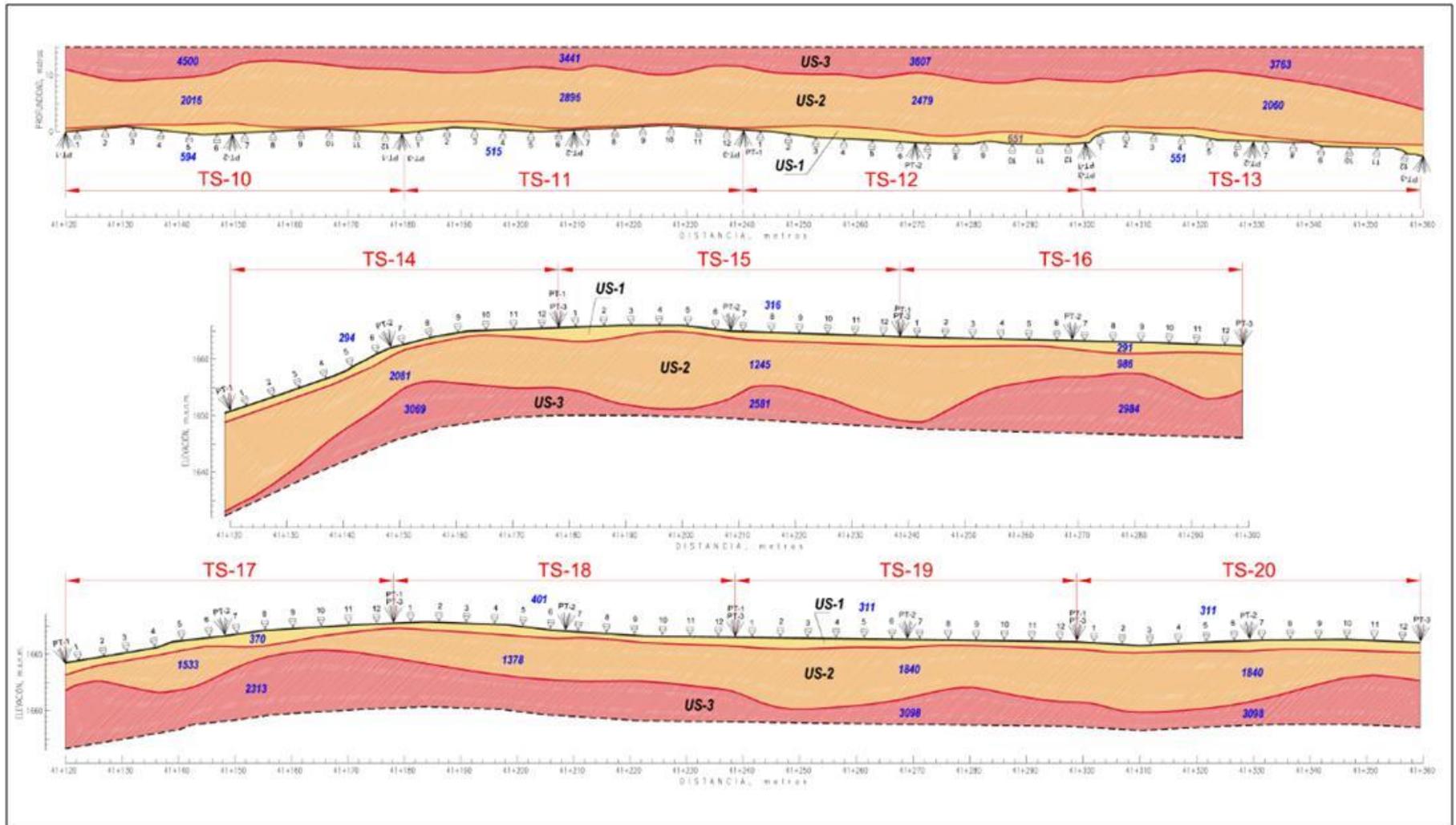


Figura 4.21 Secciones geosísmicas en la zona de Andesitas

A partir de los resultados del estudio geosísmico, se realizó una integración de los valores de velocidad con las secciones geológicas (Plano PL-02), y con base en esta información se llevó a cabo parte de la interpretación, para realizar las zonificaciones geotécnicas.

4.3 Modelo geológico-geotécnico

En este capítulo se presenta el desarrollo del modelo geológico-geotécnico del talud, que empleó la información de la exploración geológica - geofísica, así como su integración con resultados de pruebas de laboratorio y campo y las clasificaciones geomecánicas utilizadas. El modelo geológico tiene como objetivo final definir los parámetros de resistencia del macizo rocoso y de resistencia al corte de las discontinuidades.

4.3.1 Propiedades mecánicas de la roca intacta y discontinuidades

Para evaluar las propiedades mecánicas de la roca intacta, se realizaron ensayos de resistencia a la compresión simple en muestras cúbicas (σ_{cr}) y se determinó el peso volumétrico para la unidad de andesitas en sus subunidades de andesita en bloques (Tm A₁) y en lajas (Tm A₂). La tabla 4.17 muestra los resultados de los ensayos efectuados en laboratorio.

Con base en los resultados se observa que la resistencia a la compresión simple, presenta poca variación en sus valores promedio comparándolas entre subunidades (Tm A₁ y Tm A₂). La unidad Tm A₂ exhibe los valores de resistencia más consistentes con valores de 100 a 110 MPa.

Sin embargo, en el caso de la unidad Tm A₁ andesitas en bloques, se observa un rango variable de valores, donde existe una disminución considerable de la resistencia y el peso volumétrico de la roca, debido al grado de alteración y fracturamiento para las subunidades Tm A_{1b} y Tm A_{1c}.

Tabla 4.17 Valores de laboratorio de peso volumétrico y resistencia a la compresión simple.

Subunidad litológica	Peso Volumétrico γ_w (ton/m ³)	Resistencia a la compresión simple σ_c (MPa)
Tm A₁	2.01 a 2.8	40 a 150
Tm A₂	2.2	100 a 110

4.3.2. Ensayos *in situ* con Martillo de Schmidt

Mediante un ensayo *in situ* a través del golpe de un martillo Schmidt o esclerómetro de la marca Proceq, se estimó de manera aproximada la resistencia a la compresión simple de la roca y las paredes de las discontinuidades que forman al macizo rocoso (Figura 4.22).



Figura 4.22 Ensayo de campo con martillo de Schmidt

Para la estimación de la resistencia a la compresión uniaxial de las paredes de las discontinuidades, se toman 10 lecturas del valor de rebote (R) del martillo, a una distancia no menor a 20 mm sobre una superficie plana del macizo rocoso. Se elimina el valor de rebote R, más alto y más bajo y se calcula el valor promedio de los ocho datos restantes. Posteriormente se utilizan los valores de rebote para calcular el valor de resistencia y el ángulo de fricción de las discontinuidades En la tabla 4.18 se presentan los resultados del ensayo con el martillo Schmidt.

Tabla 4.18 Resultados del ensayo de campo con el martillo Schmidt.

Talud	Unidad litológica	No. De Pruebas	Resultados			
			Valor de golpe		σ_{cd}	Φ (°)
			Sana	Alterada		
41+100 (izquierdo)	A1a	1	48.00	46.00	56MPa	45.16
	A1b	1	42.00	38.00	44MPa	31.83
	A1c	1	37.00	33.00	34MPa	25.09
	A2	1	44.00	42.00	52MPa	36.09

4.3.3 Clasificaciones geomecánicas

Se llevaron a cabo dos clasificaciones del macizo rocoso con el fin de determinar las características de la calidad geomecánica de la roca, y posteriormente utilizarlas para auxiliar a definir los parámetros del comportamiento de la resistencia del macizo rocoso. Se utilizaron las clasificaciones RMR y el Índice de Resistencia Geológica (GSI).

4.3.3.1 Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski)

Se realizó una caracterización del macizo rocoso basada en la clasificación RMR, que toma en cuenta la resistencia de la roca y las principales características de las discontinuidades. Los resultados de los cálculos de cada parámetro se presentan en la tabla 4.19.

Tabla 4.19. Cálculo para determinar la calidad del macizo rocoso, según la clasificación geomecánica RMR

Resistencia de la Roca Intacta:	(MPa)	Puntuación	A2	A1a	A1b	A1c
R6 Muy Dura	> 250	15				
R5 Dura	100 a 250	12		13	8	6
R4 Muy Consistente	50 a 100	7	11			
R3 Consistente	25 a 50	4				
R2 Blanda	25 a 5	2				
R1 Muy Blanda	1 a 5	1				
	Subtotal		11	13	8	6
RQD:	%	Puntuación				
Muy buena	90-100	20				
Buena	75-90	17				
Regular	50-75	13		15	13	13
Mala	25-50	8	6			
Muy mala	< 25	3				
	Subtotal		6	15	13	13
Espaciamiento discontinuidades:	(m)	Puntuación				
E6 Muy separada	> 2.00	20				
E5 Separada	2.00 a 0.60	15				
E4 Modera junta		10		12	10	10
E3 juntas	0.20 a 0.06	8				
E2 muy juntas	< 0.060	5	4			
	Subtotal		4	12	10	10

Tabla 4.19. Cálculo para determinar la calidad del macizo rocoso, según la clasificación geomecánica RMR

Continuidad	(m)	Puntuación				
- C1 Muy Baja	< 1	6				
- C2 Baja	1 a 3	4	5			
- C3 Moderada	3 a 10	2				
- C4 Alta	10 a 20	1				
- C5 Muy Alta	> 20	0		1	1	1
	Subtotal		5	1	1	1
Abertura	(mm)	Puntuación				
	No hay	6				
	< 0.1	5	5			
	0.1 a 1.00	4				
	1.00 a 5.00	1				
	> 5	0		0	0	0
	Subtotal		5	0	0	0
Rugosidad		Puntuación				
	Muy rugosa	6				
	rugosa	5				
	Ligera/m rugosa	3	3	3	2	2

	Ondulada	1				
	Suave	0				
	Subtotal		3	3	2	2
Relleno			Puntuación			
	Ninguno	6				
	Duro < 0.5 mm	4				
	Duro > 0.5 mm	3	3			
	Blando < 0.5 mm	2		1	1	
	Blando > 0.5 mm	0				0
	Subtotal		3	1	1	0
Alteración			Puntuación			
	I Sana	6				
	II Ligeramente Alterada	5		5		
	III Moderadamente Alterada	3	5		4	
	IV Muy Alterada	1				1
	V Descompuesta	0				
	Subtotal		5	5	4	1
Agua en discontinuidades			Puntuación			
	S Seco	15				
	H Ligera/m húmedo	10				
	H Húmedo	7				
	G Goteo	4		2		
	F Flujo	0	2		0	0
	Subtotal		2	2	0	0
Ajuste orientación de discontinuidades			Puntuación			
	Muy favorable	0				
	Favorable	-2				
	Regular	-5				
	Desfavorable	-10	-8	-10		
	Muy Desfavorable	-12			-12	-12
	Subtotal		-8	-10	-12	-12
	Total = Valor RMR		36	54	37	31
	Clase RMR		IV	III	IV	IV
	Calidad		Mala	Media	Mala	Mala

4.3.3.2 Clasificación GSI (Índice de Resistencia Geológica)

Con el fin de ampliar el rango de aplicación del criterio, sobre todo a macizos rocosos fracturados de mala calidad, y emplear parámetros geológicos para evaluar la resistencia, Hoek et al, (2000) propuso el Índice Geológico de Resistencia (GSI) actualizado, que evalúa la calidad del macizo rocoso en función del grado y las características de la fracturamiento, estructura geológica, tamaño de bloque y alteración de las discontinuidades.

El valor de GSI asignado a cada una de las unidades geológicas-geotécnicas presentes en el talud se señala en la figura 4.23.



Figura 4.23 Grafica de los valores por unidad para la Clasificación GSI (Hoek et al, 2000)

En la tabla 4.20 se presentan las unidades geotécnicas identificadas, considerando los parámetros evaluados en la clasificación y los resultados de las clasificaciones geomecánicas GSI y RMR.

Tabla 4.20 Calidad del macizo rocoso de acuerdo a las clasificaciones geomecánicas GSI y RMR

Unidad Litológica	Clasificaciones Geomecánicas					
	Índice de Resistencia Geológica (GSI)			Clasificación RMR		
	Valor	Condiciones de superficie	Estructura	Valor	Clase	Calidad
Tm A_{1a} Andesita en bloques poco fracturada	55 -65	BR/B-M	Macizo rocoso medianamente intemperizado y fracturado con planos de fractura poca proporción de finos. Superficie rugosa sin alterar	54	III	Media
Tm A_{1b} Andesita en bloques fracturada y alterada	30 - 40	BR/P-MP	Macizo rocoso medianamente intemperizado y fracturado con superficies de discontinuidades alteradas con rellenos arcillosos	37	IV	Mala
Tm A_{1c} Andesita en bloques fracturada y muy alterada	25 - 35	BI-AL/MP	Macizo rocoso fracturado con alto grado de intemperismo, superficies de discontinuidades alteradas con rellenos compactos con fragmentos rocosos	31	IV	Mala
Tm A₂ Andesita en lajas muy fracturada	40 -50	BI/B-M	Macizo rocoso altamente fracturado, que forman lajas y con baja proporción de finos. Superficies rugosas ligeramente alteradas.	36	IV	Mala

4.3.4 Parámetros de resistencia del macizo rocoso

Con el objetivo de caracterizar geomecánicamente al macizo rocoso, y así obtener valores y parámetros de resistencia de las diferentes unidades geológicas-geotécnicas se realizaron los ensayos y caracterización del macizo rocoso, mencionada anteriormente, los cuales se utilizaron posteriormente para obtener los parámetros de diseño geomecánico para analizar la estabilidad del talud.

Para el cálculo de estos parámetros se han desarrollado ecuaciones empíricas que involucran el RMR de Bieniawski o el índice GSI desarrollado por los autores y las cuales se detallaron en el capítulo 2.

El cálculo de los parámetros de resistencia del macizo rocoso se realizó mediante el software de uso libre RocLab desarrollado por la compañía RocScience. Este software se utiliza para determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso, basado en el criterio generalizado de Hoek-Brown. Este programa también puede calcular el equivalente de los parámetros de rotura de Mohr-Coulomb, la cohesión y el ángulo de fricción, los cuales suelen ser los parámetros de uso más común y de fácil entendimiento para los ingenieros geotecnistas. Además, estos parámetros se pueden usar como datos de entrada para programas de análisis numérico como Slide, el cual es un programa para el cálculo de la estabilidad de taludes basado en el equilibrio límite de los mismos.

Como resultado de análisis de la información antes descrita se determinaron los parámetros de resistencia del macizo rocoso con los diferentes criterios de cuantificación utilizados, que servirán para realizar los análisis de estabilidad. Las tablas 4.21 y 4.22 se presentan los parámetros de resistencia obtenidos para cada subunidad.

5. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

A partir de la integración y análisis de información geológica recabada en el levantamiento de campo, los datos obtenidos de la exploración geofísica y los parámetros de resistencia calculados, se realizó una zonificación geológica – geotécnica con objeto de evaluar de manera individual las condiciones de inestabilidad en las zonas propuestas, a través de un análisis cinemático y de equilibrio límite.

5.1 Zonificación geológica - geotécnica

Se realizó una zonificación con base en la distribución de las unidades y subunidades geológicas identificadas a lo largo del talud, además de dominios estructurales, geometría del talud y resultados de la exploración geofísica. De manera adicional se marcaron las zonas potencialmente inestables (ZPI) fracturas, fallas, cuñas y desprendimientos de acuerdo a las observaciones de campo. En la tabla 5.1 se muestra los cadenamientos entre los que se encuentra cada una de las zonas en función de sus condiciones geológicas-geotécnicas (Figuras 5.1 y 5.2).

Tabla 4.21 Parámetros de resistencia para la unidad de Andesitas (Tm A)

Unidad Litológica	Clasificación ABGE			Velocidades Sísmicas	Peso Volumétrico	Resistencia de la roca y discontinuidades.		Parámetros Criterio Hoek - Brown	
	Grado de Alteración	Grado de Consistencia	Grado de Fracturamiento	Velocidades de onda Vp ($\frac{m}{s^2}$)	γ_w (ton/m ³)	Resistencia a la compresión simple (MPa)	Resistencia martillo Schmidt en discontinuidades (MPa)	Angulo de fricción interna φ (°)	Cohesión C (MPa)
Tm A_{1a} Andesita en bloques poco fracturada	A1 Sana	C1 Muy consistente	F2 Poco fracturada	1200 a 2300	2.8	130	56	50	0.44
Tm A_{1b} Andesita en bloques fracturada y alterada	A3 Medianamente descompuesta	C2 Consistente	F2 Poco fracturada	290 a 1000	2.5	90	44	30	0.13
Tm A_{1c} Andesita en bloques fracturada y muy alterada	A4 Muy descompuesta	C3 Medianamente consistente	F3 Medianamente fracturada	< 300	2.01	40	34	27	0.079
Tm A₂ Andesita en lajas muy alterada	A2 Poco descompuesta	C2 Consistente	F4 Muy fracturada	1800 a 3000	2.2	110	52	44	0.25

Tabla 4.22 Parámetros de resistencia para la unidad de Brechas Volcánicas (Tm Bv)

Unidad Litológica	Clasificación ABGE			Velocidades Sísmicas	Parámetros Bimrocks	
	Grado de Alteración	Grado de Consistencia	Grado de Fracturamiento	Velocidades de onda Vp ($\frac{m}{s^2}$)	Angulo de fricción interna φ (°)	Cohesión C (MPa)
Tm Bv₁ Brecha volcánica matriz - soportada	A2 Poco descompuesta	C3 Medianamente consistente	F2 Poco fracturada	1600 a 2200	25	0.3
Tm Bv₂ Brecha volcánica clasto - soportada	A3 Medianamente descompuesta	C4 Poco consistente	F2 Poco fracturada	1300 a 2000	28	0.2

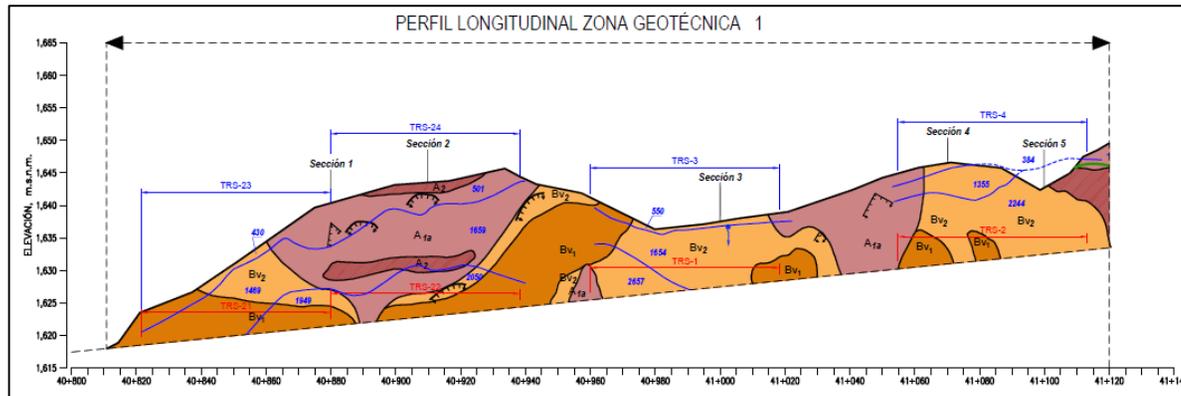
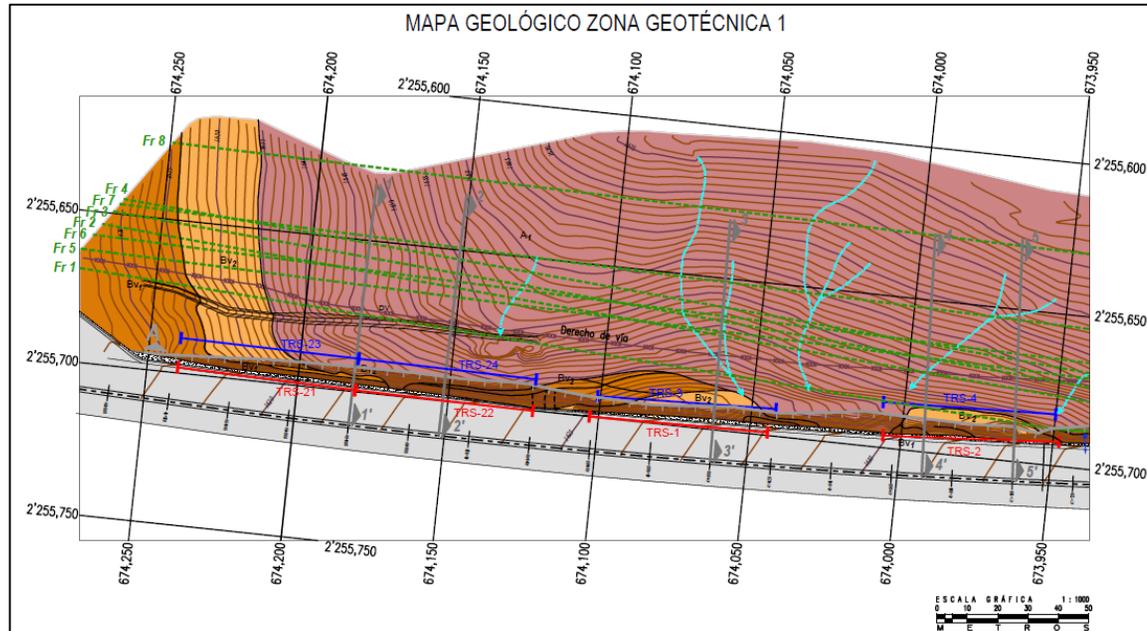


Figura 5.1 Condiciones geológicas de la Zona 1 en Brechas Volcánicas BV_1 y BV_2 con Andesitas A_1 y A_2 .

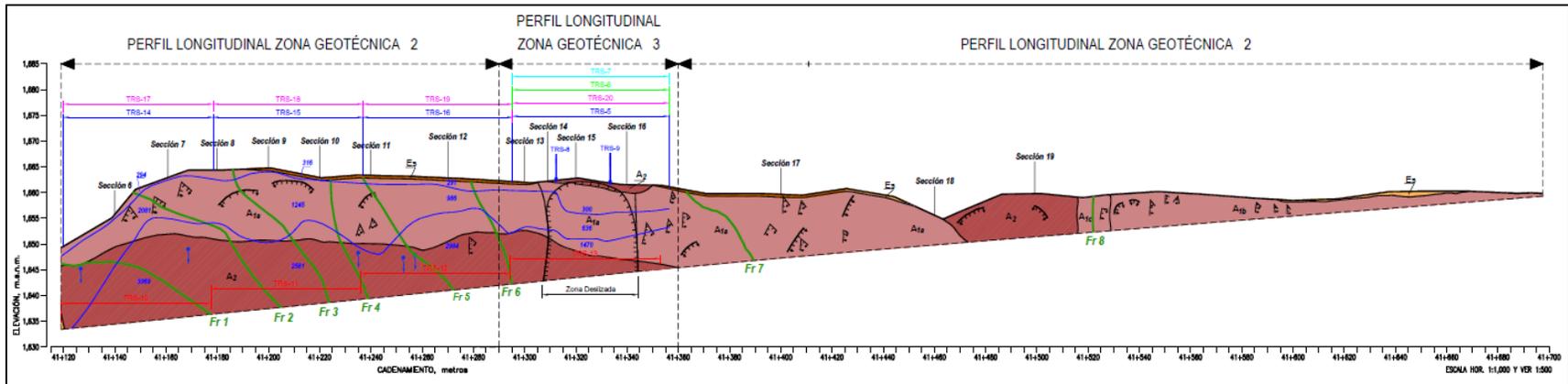
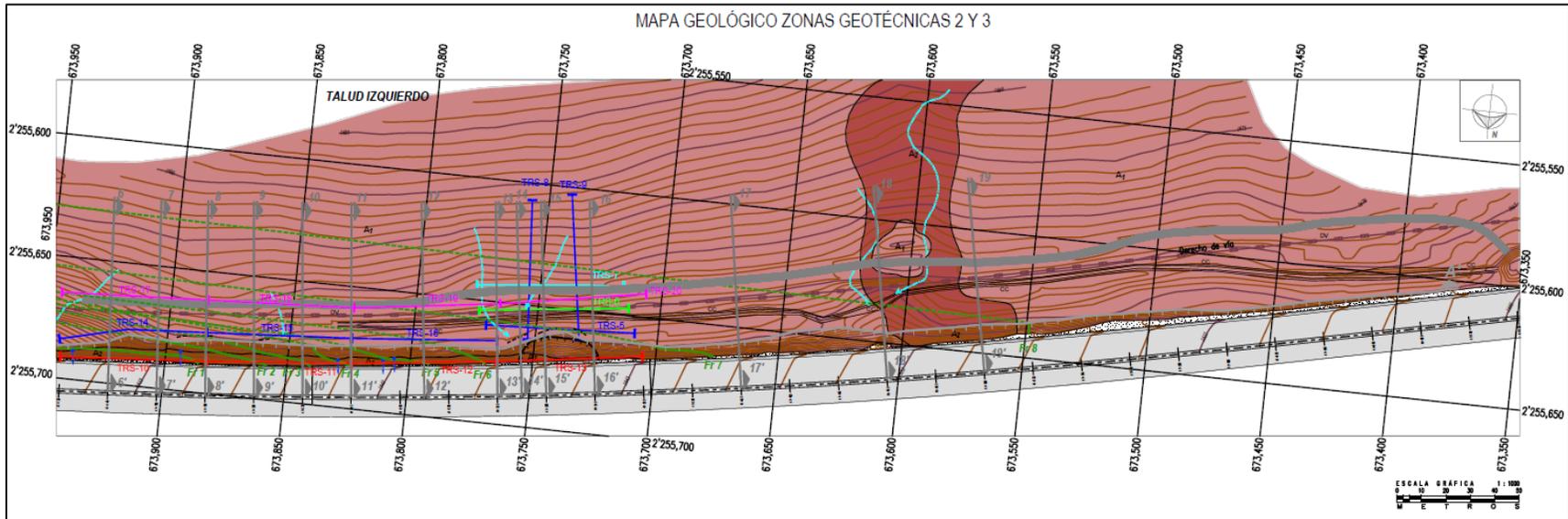


Figura 5.2 Condiciones geológicas de la Zona 2 y Zona 3 compuesta por Andesitas en bloques A₁ y en lajas A₂.

Tabla 5.1 Tabla de la zonificación geológica – geotécnica.

Zona	De	A	Escenario del Talud
1	km 40+820	km 41+120	Zona de brechas volcánicas
2	a) km 41+120	km 41+290	Zona de andesitas
	b) km 41+360	km 41+460	
3	km 41+290	km 41+360	Zona del deslizamiento

Zona 1 Brechas volcánicas km 40+820 a km 41+120.

Esta zona comprende el intervalo entre el cadenamiento 40+820 al 41+120. Se caracteriza por tener un predominio de material piroclástico compuesto de brechas volcánicas, matriz soportadas (Tm Bv₁) y bloque soportadas (Tm Bv₂), además en menor proporción por andesitas en bloques Tm A₁ y lajas Tm A₂. Esta zona presenta desprendimiento de bloques y pedacería en las andesitas, así como erosión de la matriz en la brecha volcánica Tm Bv₂, y erosión y alteración en la brecha Tm Bv₁.

A partir del estudio geosísmico se identificó una zona de relajamiento de 1 a 3 metros de espesor en la cara del talud, con velocidades asociadas entre 380 y 500 m/s. Detrás de esta, se encuentra una zona de transición hacia la roca sana, que presenta velocidades del orden de 1,350 a 1,650 m/s. Finalmente, la geofísica reveló una zona de roca de buena calidad con velocidades > 1,800 m/s (Figuras 5.3).

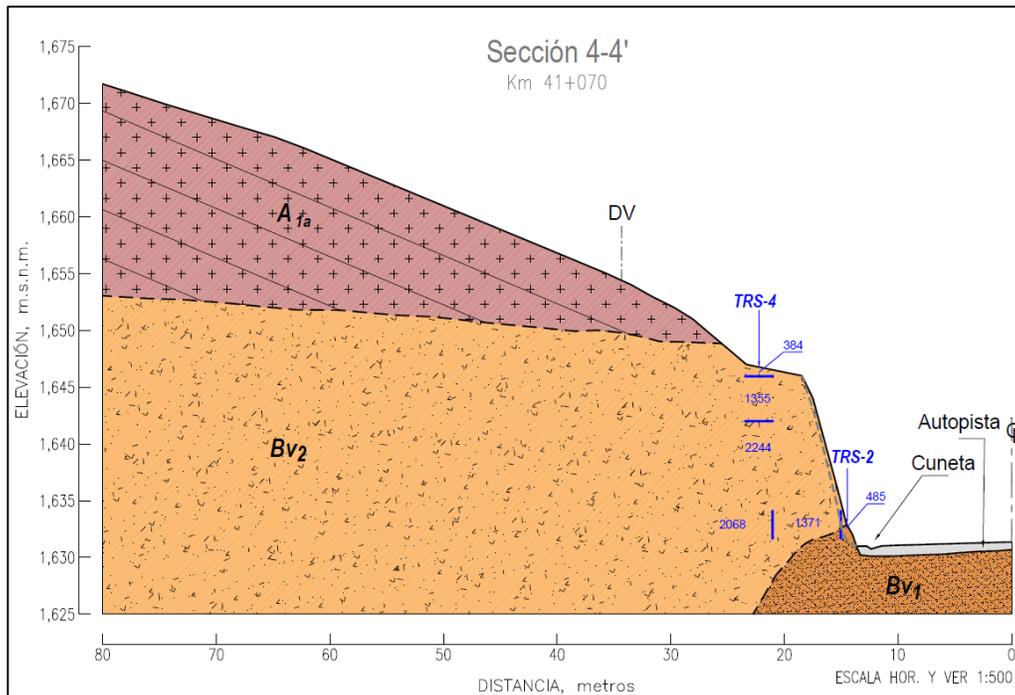


Figura 5.3 Sección geológica 41+070, integrando los datos de la exploración sísmica.

Zona 2 Andesitas km 41+120 a 41+460.

Esta zona se delimita entre los cadenamientos km 41+120 al 41+290 y del km 41+360 al 41+460. El talud está compuesto por andesitas en bloques y lajas. Aunque geológicamente representan la misma unidad, debido al grado de fracturamiento y propiedades de las discontinuidades, se separó en dos unidades geotécnicas: Andesita en bloques Tm A₁ y Andesita en lajas Tm A₂. En el caso de la unidad de Andesita en bloques (Tm A₁) fue subdividida en función del grado de alteración (Tm A_{1a}, Tm A_{1b} y Tm A_{1c}).

En esta zona, también se realizó exploración geofísica, la cual se integró e interpretó junto con la geología, donde se definieron tres zonas con diferentes velocidades geosísmicas, con las siguientes características:

Velocidades de 250 a 500 m/s, estas velocidades se asocian con la subunidad Tm A_{1b} y el material de escombros Q Es, que corresponde a la roca relajada, con fracturamiento muy abierto, alto grado de alteración, humedad y mezcla con material de rezagado.

Velocidades de 500 a 1,600 m/s, son rocas de calidad baja a media, define una zona de transición en donde algunas discontinuidades presentan aperturas leves, algunas están rellenas con material blando, estas velocidades se asocian a las subunidades Tm A_{1a} y Tm A₂. En la cara del talud incluso se encontraron velocidades de 700 m/s, interpretado como zona de descompresión.

Velocidades > 1600 m/s, corresponden a rocas de buena calidad de la subunidad Tm A₂, se interpretaron a partir de los 10 a 20 m de profundidad en la superficie del talud y de los 2 a 4 m sobre la cara del talud (Figuras 5.4).

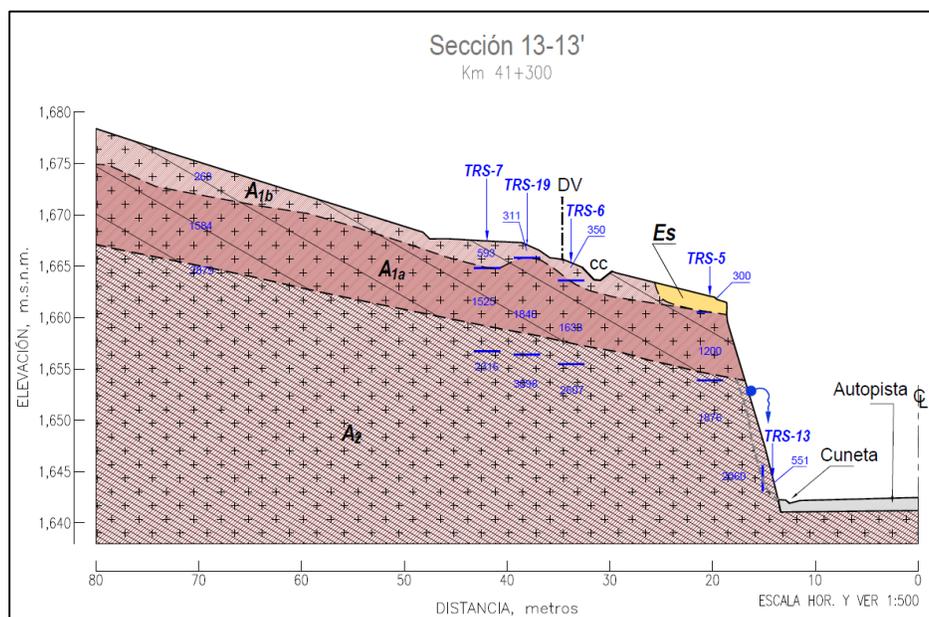


Figura 5.4 Sección geológica 41+300, integrando los datos de la exploración sísmica

Zona 3 Desprendimiento de Andesitas km 41+290 al 41+360.

Este sitio corresponde a la zona donde se presentó el caído, se localiza entre los cadenamientos km 41+290 al 41+360, esta zona está compuesta por andesitas en bloques y lascas. De manera particular la unidad de Andesita en bloques Tm A₁ presenta diferente grado de alteración por lo que se ha subdividido en las unidades A_{1a}, A_{1b} y A_{1c}, siendo la primera la andesita poco alterada y la última la andesita muy alterada.

A partir de los resultados geosísmicas representados en las secciones transversales, se identificó una zona de relajamiento de 3 a 6 metros de espesor, en la porción más superficial y en la cara del talud, con velocidades del orden de 250 a 550 m/s.

Detrás de esta, se encuentra una zona de transición hacia la roca sana, que presenta velocidades de entre 550 y 1,800 m/s. Finalmente, la geofísica reveló una zona de roca de buena calidad después de los 15 m, con velocidades > 1,800 m/s (Figuras 5.5).

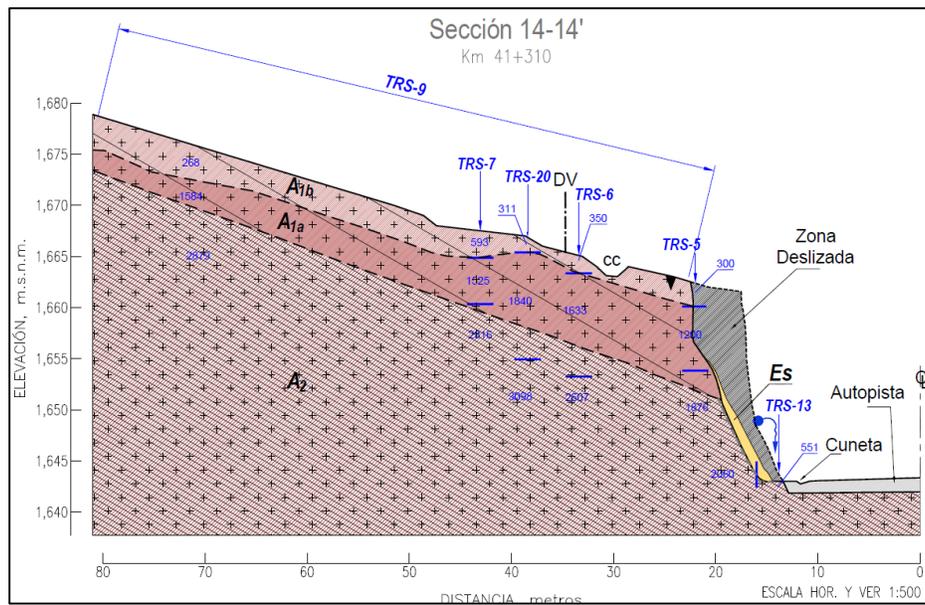


Figura 5.5 Sección geológica 41+310, integrando los datos de la exploración sísmica.

Con la información del levantamiento geológico, pruebas de laboratorio, ensayos de campo y los análisis geológicos – estructurales y geotécnicos, se procedió a realizar los cálculos de estabilidad para cada una de las zonas geotécnicas definidas:

Se presentan los análisis de estabilidad para tres posibles escenarios:

- Zona de brechas volcánicas, del km 40+820 al 41+120.
- Zona de andesitas, del km 41+120 al 41+290 y del 41+360 al 41+460.
- Zona del deslizamiento de andesitas, entre los km 41+290 al 41+360.

5.2. Análisis cinemático de las zonas geotécnicas

Para poder llevar a cabo el análisis cinemático, se realizaron estereogramas en donde se representan las familias de discontinuidades y la orientación del talud, evaluando el comportamiento de cada uno de los planos y sus interacciones.

Además, tomando en cuenta el ángulo de fricción más bajo obtenido mediante el cálculo de parámetros de resistencia para cada una de las unidades identificadas. Esto se realizó con objeto de conocer si pueden ocasionar cualquiera de los mecanismos de rotura conocidos.

Cabe destacar que el análisis cinemático se realizó exclusivamente en las zonas geotécnicas con prevalencia de Andesitas y estos resultados pueden ser extrapolados a las porciones que presenten un comportamiento similar. Para el caso de las Brechas volcánicas debido a que presentan bajo grado de fracturamiento, el mecanismo de falla no está definido por las discontinuidades.

Lo que se identificó con estos análisis, son los posibles escenarios geométricos en que puede existir inestabilidad en el talud. Los análisis de falla con datos numéricos, se detallan en el siguiente subcapítulo.

5.2.1 Análisis cinemático de las Zonas 2 y 3

Esta zona está formada por las unidades de Andesitas, el fracturamiento presente pertenece a las familias F1, F2, F3 y F4. Debido a que las unidades A₁ y A₂ presentan algunas particularidades respecto al talud y tiene diferentes condiciones de sus paredes. Por lo que se calculó un ángulo de fricción para cada una de ellas, estos valores y condiciones específicas se utilizaron para el análisis cinemático particular de las unidades Andesitas en bloques sana (A_{1a}), Andesitas en bloques Alterada (A_{1b} y A_{1c}) y para las Andesitas en lajas (A₂). En la Tabla 5.2 se presentan los datos de las familias de fracturas que afectan a las zonas 2 y 3.

Tabla 5.2 Discontinuidades que afectan a la Zona 1

Familias de discontinuidades	Dirección de la inclinación	Echado
F1	003° / 183°	80°
F2	010°	30°
F3	128°	80°
F4	210°	80°
Talud	352°	60°

Análisis cinemático unidad A_{1a}

Este análisis considera la porción más alta del talud, con direcciones de inclinación que va de 360° a 355° y donde se observa una variación significativa en la inclinación del talud de 70° y 90° hasta llegar a zonas con inclinaciones negativas (Figura 5.7). Debido a la variación

en la inclinación y a que el rumbo del talud es casi paralelo al rumbo de la familia F1, se definieron dos mecanismos de falla para la familia F1, el primero como falla plana con vector de salida al franco N, toda vez que la inclinación del talud sea mayor a 80° y el segundo a través de volteo con F1 que se inclina al SW.

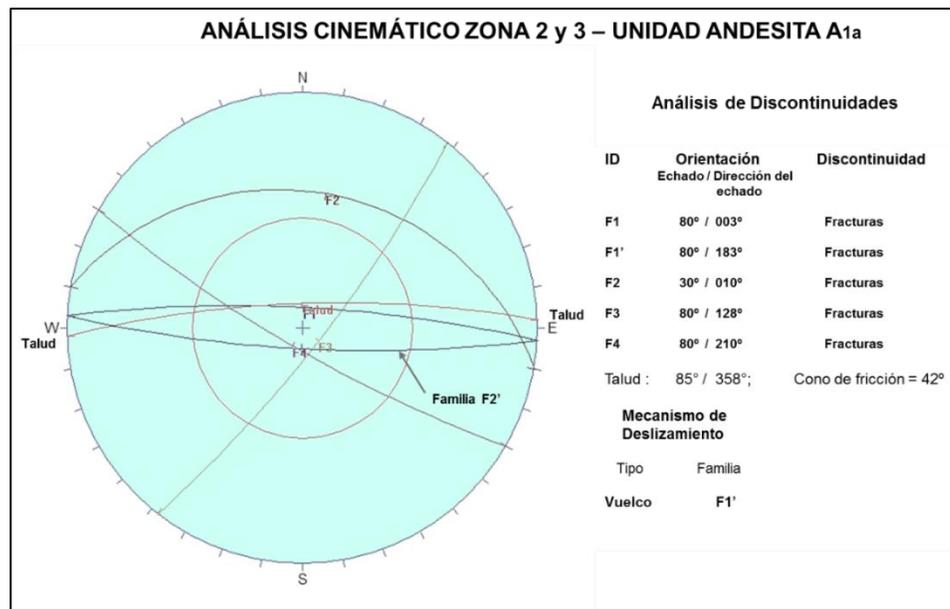


Figura 5.7 Análisis de estabilidad cinemático con el estereograma - Zona 2 Andesita en bloques sana A1a

Por otro lado, la familia F2 que también presenta una dirección de inclinación con cierto paralelismo a la dirección del talud, sin embargo, debido al ángulo de fricción de 40 a 45° de la unidad Tm A1a queda fuera de la zona inestable, por lo que no se presenta falla plana. Pero en el caso de que llegara a disminuir el ángulo de fricción, debido a la alteración de la roca o presión hidrostática, podría generarse falla plana y deslizar sobre los planos de fractura de la familia F2 (Figura 5.8).

Por ultimo las familias F3 y F4 generarán cuñas de roca que no presentan salida hacia la cara libre del talud, sin embargo, debido a la variación en la inclinación del talud y a la familia F1 que pudiera llegar a servir como plano de respaldo, como ocurrió en la zona del desprendimiento. En la Tabla 5.3 se presenta un resumen de los mecanismos de rotura probables para esta unidad.

Tabla 5.3 Mecanismos de rotura en las zonas 2 y 3 Unidad de Andesitas en bloques A1a

Zona	Mecanismo de rotura		
	Falla plana	Cuña	Vuelco
1	Sí. (Para los casos en que la inclinación del talud sea mayor a 80°, a través de la familia F1 con dirección de inclinación al NE)	No. (Se generan cuñas entre las familias F3 y F4 que no tienen salida hacia la cara libre del talud, sin embargo, la familia F1 puede servir de respaldo.)	Sí. (A través de la familia F1 con dirección de inclinación al SW)

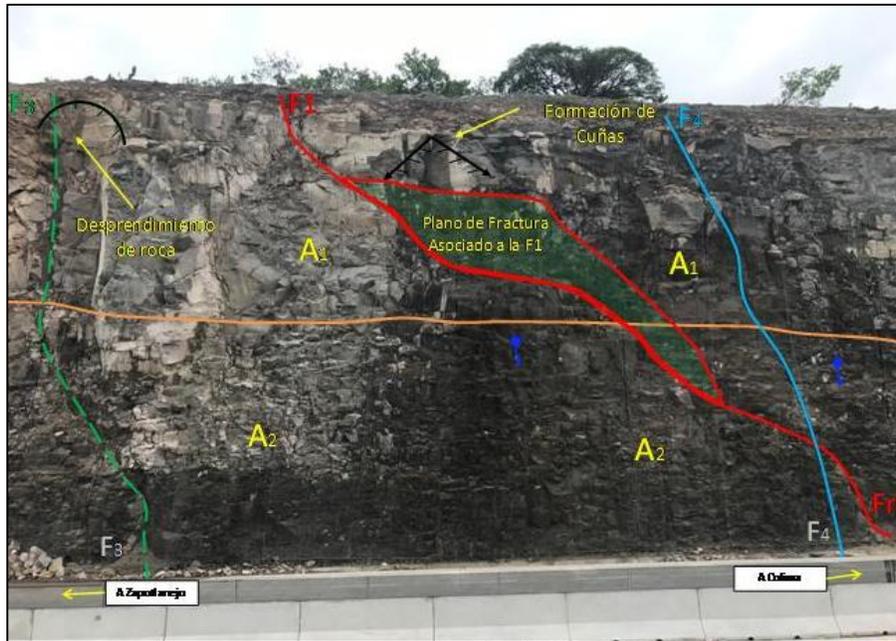


Figura 5.8 Evidencia de salida de bloques por falla plana y vuelco en la unidad Tm A_{1a}

Análisis cinemático unidad Tm A_{1b}

Para este análisis se considera la zona del desprendimiento de roca del talud, cuya dirección de inclinación es 352° con una inclinación del talud de 60° (Figura 5.9). En este caso el rumbo del talud presenta menor paralelismo al rumbo de la familia F1, que debido a la inclinación de 80° al SW de la familia F1, puede presentar el mecanismo de falla a través de vuelco.

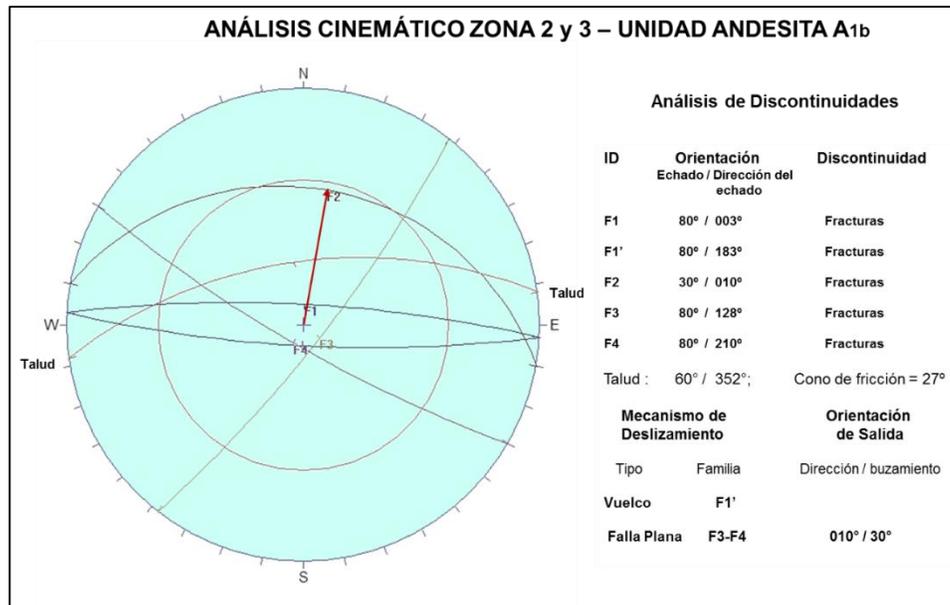


Figura 5.9 Análisis de estabilidad cinemático con el estereograma - Zona 3 Andesita en bloques alterada A_{1b}

En el caso de la familia F2 también se presenta un cierto paralelismo en la dirección de inclinación del talud y ya que para esta unidad se consideró un ángulo de fricción de 27° queda dentro de la zona inestable por lo que puede ocurrir *falla plana*, con un vector de salida de 10° al NE.

Como se mencionó anteriormente las familias F3 y F4 generaran cuñas de roca que no presentan salida hacia la cara libre del talud, sin embargo, el echado de familia F1, pudiera llegar a servir como plano de respaldo y debido al grado de alteración de la roca, así como a las condiciones de las paredes de discontinuidades, se pueden presentar desprendimientos de masas de roca, como ya ha ocurrido en esta zona (Figura 5.10).

En la Tabla 5.4 se presenta un resumen de los mecanismos de rotura probables para esta unidad.

Tabla 5.4 Mecanismos de rotura en las zonas 2 y 3 Unidad de Andesitas en bloques A_{1b}

Zona	Mecanismo de rotura		
	Falla plana	Cuña	Vuelco
1	Sí. (A través de la familia F2 con dirección de inclinación al NE)	No. (Se generan cuñas entre las familias F3 y F4 que no tienen salida hacia la cara libre del talud, sin embargo, la familia F1 puede servir de respaldo.)	Sí. (A través de la familia F1 con dirección de inclinación al SW)

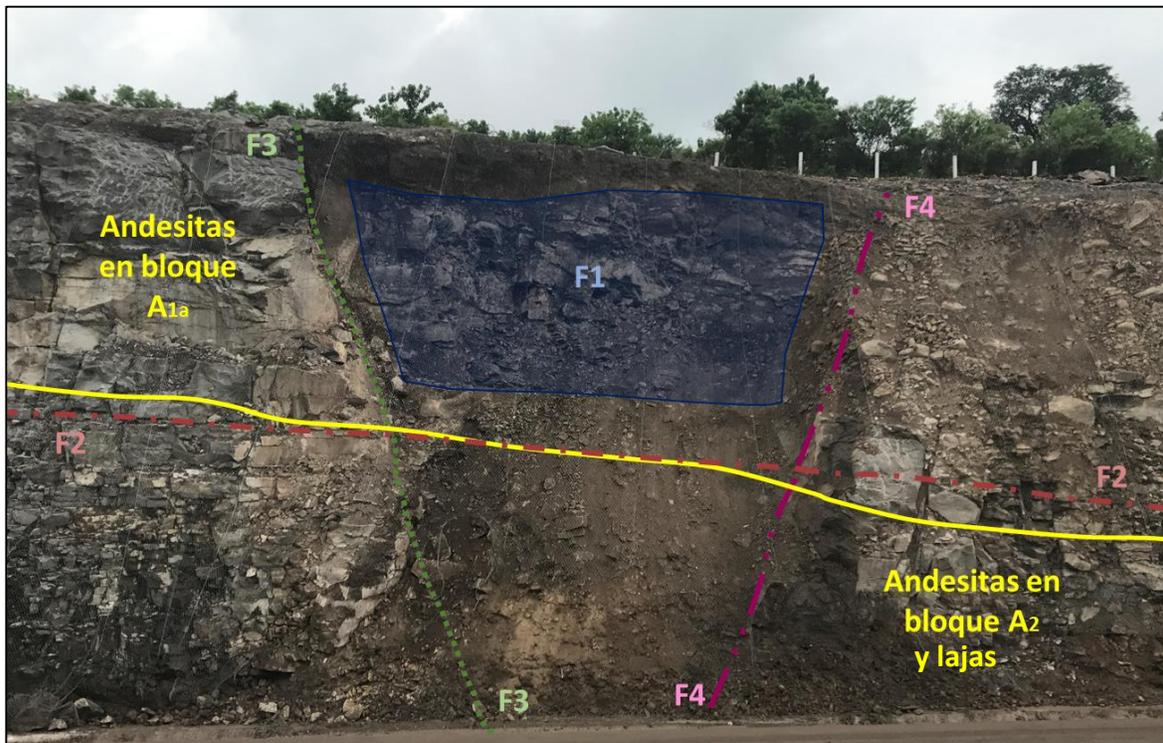


Figura 5.10 Evidencia de falla plana y vuelco por salida de bloques delimitados por las familias F3 y F4

Análisis cinemático unidad Tm A₂

En el caso de las Andesitas Tm A₂, la familia que representa el lajeamiento corresponde a la familia más relevante (F2), para este análisis se considera una dirección de inclinación del talud de 355° con una inclinación del talud de 60° (Figura 5.11).

La familia F2 se presenta un cierto paralelismo en la dirección de inclinación del talud y debido a que esta unidad presenta mejores condiciones de discontinuidades, se consideró un ángulo de fricción de 35°, quedando fuera de la zona inestable, por lo que no se presenta falla plana, sin embargo, si llegara a disminuir el ángulo de fricción debido a la alteración de la roca o por presiones hidrostáticas, podría generarse falla plana y deslizar masas rocosas sobre los planos de la familia F2 (Figura 5.12).

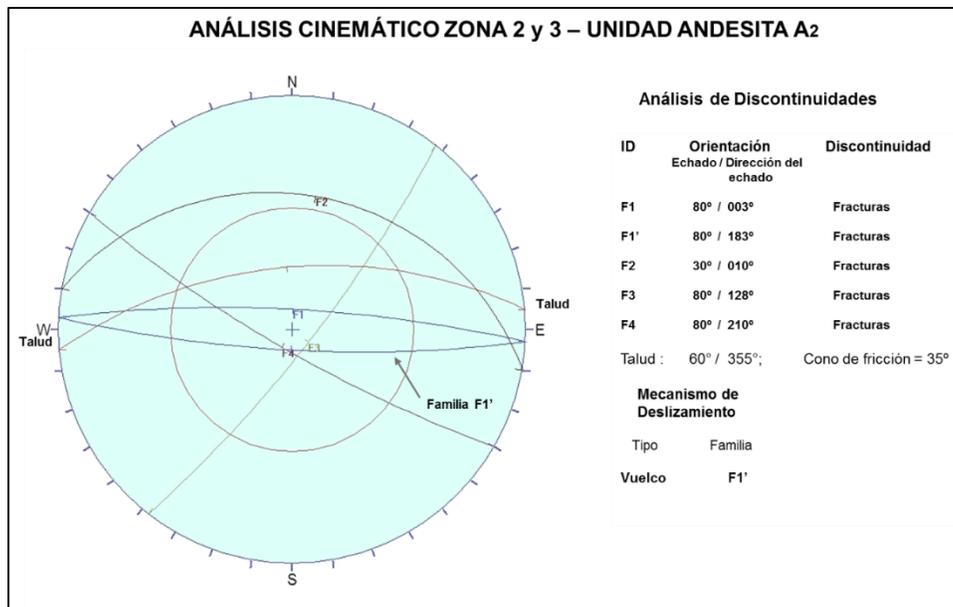


Figura 5.11 Análisis de estabilidad cinemático con el estereograma - Zona 2 Andesita en lajas A₂

El rumbo del talud también presenta paralelismo al rumbo de la familia F1 y debido a la inclinación de 80° al SW, la familia F1 puede presentar mecanismo de falla a través de vuelco. Para el caso de las familias F3 y F4 forman cuñas de roca que no presentan salida hacia la cara libre del talud, sin embargo, debido a la persistencia del lajeamiento familia F2, pudiera llegar a servir como plano de deslizamiento y presentar desprendimientos de cuñas. En la tabla 5.5 se presenta un resumen de los mecanismos de rotura probables para esta unidad.

Tabla 5.5 Mecanismos de rotura en las zonas 2 y 3 unidad de Andesitas en lajas A₂

Zona	Mecanismo de rotura		
	Falla plana	Cuña	Vuelco
1	No. (Si llegara a disminuir el ángulo de fricción podría presentarse falla plana a través de la familia F2)	No. (Se generan cuñas entre las familias F3 y F4 que no tienen salida hacia la cara libre del talud, sin embargo, la familia F2 puede servir de respaldo.)	Sí. (A través de la familia F1 con dirección de inclinación al SW)

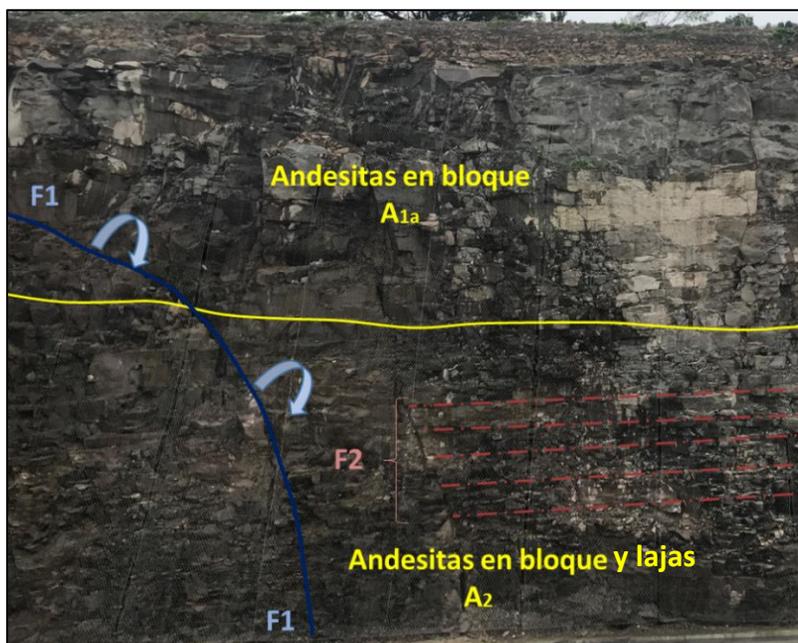


Figura 5.12 Salida de bloques por vuelco asociado a la familia F2. con inclinación al SW

5.3. Análisis de estabilidad zonas geotécnicas

Los análisis de estabilidad fueron realizados utilizando los programas ROCPLANE y SLIDE (Rocscience, 2010), para los mecanismos de falla plana, cuña y circular respectivamente; considerando las situaciones normales y bajo condiciones de carga.

5.3.1. Zona de Brechas Volcánicas, del km 40+820 al 41+120

De acuerdo a las características geológicas de las unidades Tm Bv₁ y Tm Bv₂, y sus parámetros de resistencia obtenidos, se considera apropiado realizar un análisis de falla circular, basado en el método de dovelas.

Las brechas Tm Bv₁ y Tm Bv₂ se pueden considerar como macizos rocosos masivos, ya que son escasas las fracturas identificadas. Por otra parte, su composición está constituida por una matriz en tramos con fuerte cementación y en tramos con cementación débil, y por una fracción de clastos o fragmentos de roca de forma sensiblemente angulosa y de diversos tamaños; la composición relativa entre la matriz (parte fina de las brechas) y los fragmentos de roca tienen proporciones variables.

Por todo lo anterior, se consideró que las brechas Tm Bv₁ y Tm Bv₂ pudiesen tener un comportamiento similar a un suelo cohesivo – friccionante, con valores altos de cohesión dada su cementación intrínseca e igualmente con valores relativamente altos en el ángulo de fricción, dependiendo de la proporción de partículas gruesas.

Se analizaron tres secciones representativas en donde se define el comportamiento característico de la zona:

- Sección 1 – 1' km 40+880. Formada por brechas en la base y andesitas en la parte superior del perfil del talud. Se observó que, en estos casos, la brecha se erosionaba y fallaba, por lo que podría generar una masa de roca inestable de andesitas en la parte superior del talud.
- Sección 3 – 3' km 41+000. Corresponde a la brecha de menores valores de resistencia y se evalúa la falla circular en las brechas Tm Bv₂, que se encuentran a lo largo de todo el perfil del talud. Estratigráficamente se encuentran debajo de la unidad de andesitas Tm A₁, sin embargo, estas últimas se pueden observar a unos 10 metros del hombro del talud.
- Sección 4 – 4' km 41+070 se analiza también falla circular, pero en la sección formada por ambas brechas volcánicas Tm Bv₁ y Tm Bv₂.

Los valores de resistencia de las distintas litologías y su peso volumétrico (valores de entrada) se tomaron de los cálculos presentados en el capítulo previo, considerándose los más representativos los presentados en la tabla 5.6:

Tabla 5.6 Parámetros de resistencia utilizados para el análisis de estabilidad de la zona 1

Unidad	C (MPa)	Φ(°)	Peso volumétrico γ_w (ton/m ³)
Andesitas Tm A1b	0.25	30	2.8
Brechas Tm Bv1	0.3	25	2.0
Brechas Tm Bv2	0.2	28	1.9

- **Sección 1 – 1' km 40+880.**

Para este análisis se consideró que la unidad de Andesitas Tm A_{1a}, que sobreyace a las Brechas Tm Bv₁, puede generar una grieta de tensión asociada al fracturamiento principal F1 y esta situación provocar una sobrecarga en la unidad subyacente debido al peso propio del bloque de Andesita, lo cual puede inducir una falla en la Brecha de la parte inferior del talud y consecuentemente producirá un desprendimiento del bloque de andesitas superior, por falta de apoyo.

Se modelaron los escenarios conforme a la tabla 5.7. En cada caso se consideró una variación en la posición de la fractura principal F1 y se analizaron dos combinaciones de carga, ambas considerando una determinada carga hidrostática y sismo en su máxima intensidad (Figuras 5.13, 5.14 y 5.16).

Tabla 5.7. Consideraciones y factores de seguridad (FS) obtenidos para cada escenario.

Caso	Distancia de la grieta de tensión con respecto al hombro del talud	FS, con sismo y agua debajo del contacto
1	2.0 m	1.49
2	4.0 m	1.43
3	8.0 m	1.57

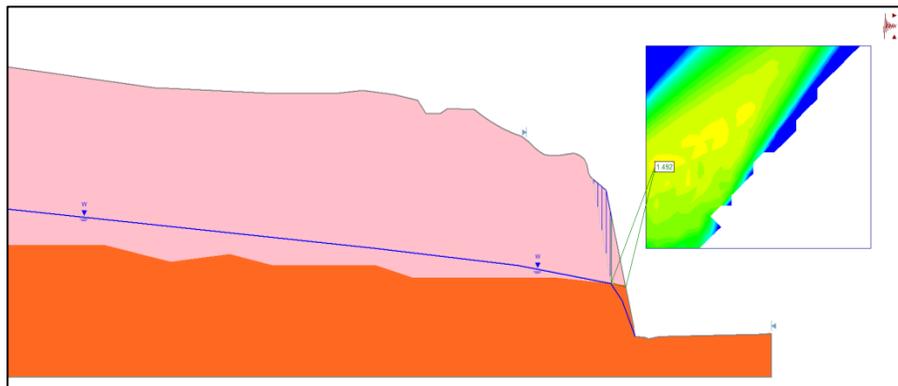


Figura 5.13 Grieta de tensión a 2.0 m del hombro y nivel piezométrico, en el contacto de Andesitas Tm A_{1a} y Brechas Tm Bv₁.

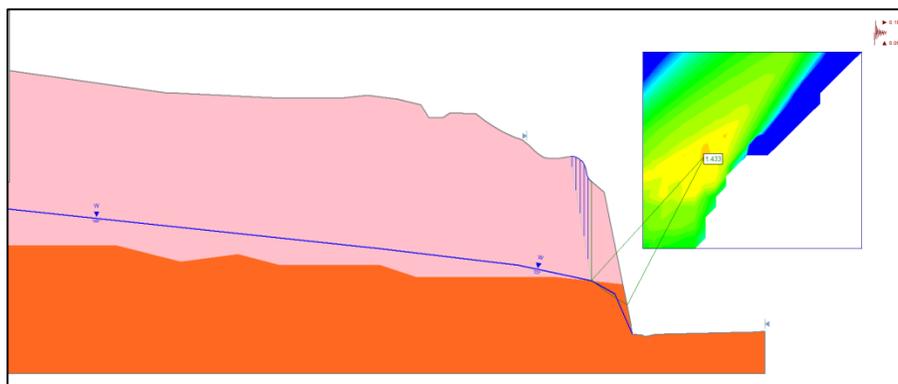


Figura 5.14 Grieta de tensión a 4.0 m del hombro y nivel piezométrico en el contacto

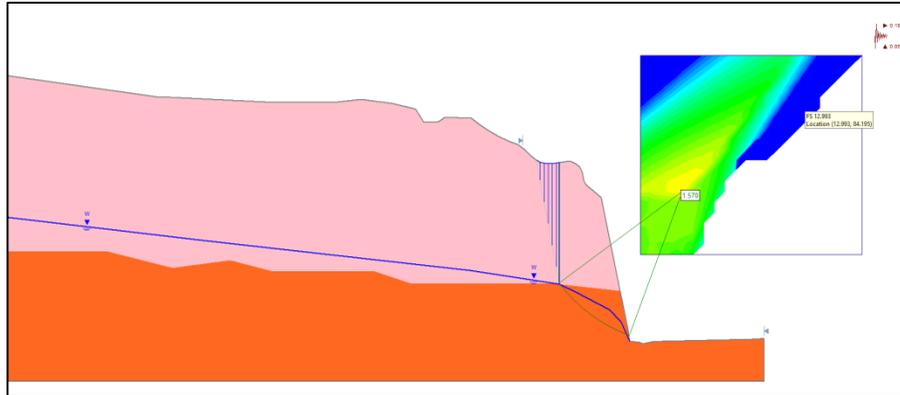


Figura 5.15 Grieta de tensión a 8.0 m del hombro y nivel piezométrico en el contacto

A partir de los análisis de la sección 1 – 1' km 40+880 se puede observar lo siguiente:

- Si la fractura o grieta de tensión queda próxima a la cara del talud (2 m), el círculo crítico de falla se ubica en una zona cercana al contacto geológico entre las unidades de Andesitas Tm A_{1a} y la Brecha Volcánica Tm Bv₁, (Figura 5.13).
- Si la grieta de tensión queda más alejada de la superficie del talud entre 4 y 8 m, el círculo de falla se genera desde la base del talud, pero se observa un incremento en el factor de seguridad (Figuras 5.14 y 5.15).

En todos los casos se obtuvieron factores de seguridad con valores entre 1.4 y 1.6, los cuales se consideran aceptables, por lo que el talud en estas condiciones geológicas se puede considerar estable. Sin embargo, como se ha puntualizado en el capítulo 4, la brecha volcánica Tm Bv₂ es susceptible a un proceso rápido de erosión, fenómeno que pudiese producir una pérdida de sustento de las andesitas sobreyacentes; por tal motivo se considera necesario la protección contra la erosión en este tipo de Brechas volcánicas, como se describe en el capítulo correspondiente a Tratamientos.

- **Sección 3 – 3' km 41+000.**

Para esta sección se consideró la posibilidad de falla circular en la unidad de Brechas Tm Bv₁. De acuerdo a los parámetros y la distribución de las unidades, el cálculo realizado (Figura 5.16) descarto la ocurrencia de una falla circular importante, ya que el factor de seguridad es alto, $FS_{\min}=3.17$. No obstante, se identificó un relajamiento superficial en las visitas de campo y confirmado con la exploración geofísica para esta unidad (1 a 3 m), que debe atenderse; por tal motivo en este tramo se recomendó un tratamiento de protección mediante concreto lanzado, con anclas estabilizadoras de 3 m de longitud.

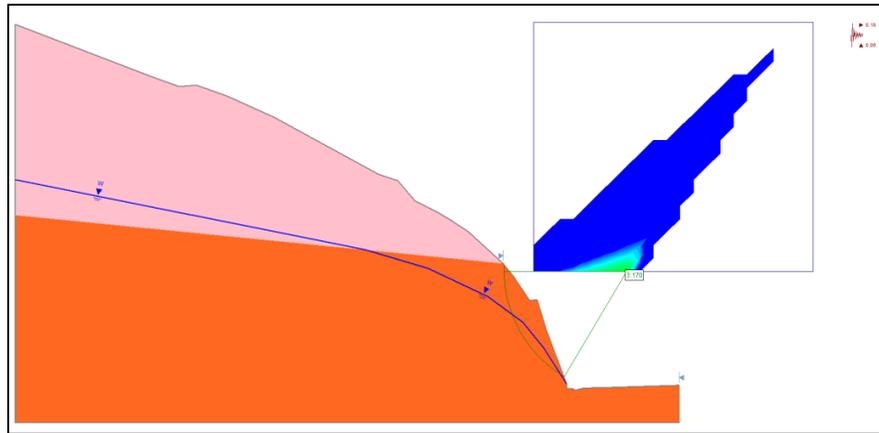


Figura 5.16 Análisis de estabilidad por falla circular en la sección 41+000

- **Sección 4 – 4' km 41+070**

Se modeló esta zona, considerando la posibilidad de falla circular en la unidad de Brechas Tm Bv₂ cuando están en contacto con la Brecha Tm Bv₁. De acuerdo con los resultados del cálculo realizado (Figura 5.17), se descarta una falla tipo circular ya que bajo las condiciones críticas de cargas externas se obtuvo un factor de seguridad de $FS_{min}=1.73$.

No obstante, se identificó un relajamiento superficial en las visitas de campo y confirmado con la exploración geofísica en esta unidad (1.0 a 3.0 m) que debe atenderse de manera similar que en la sección 41+000.

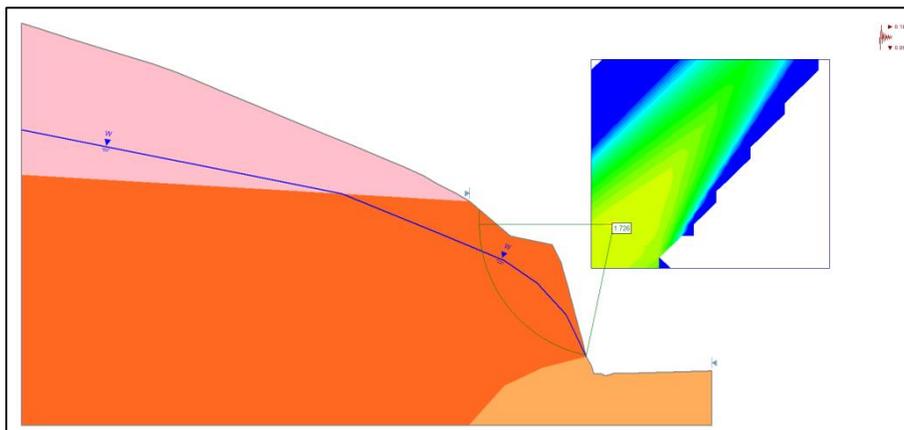


Figura 5.17 Análisis de estabilidad por falla circular en la sección 41+070

Con base en los análisis efectuados en la zona de predominancia de brechas volcánicas Tm Bv₁ y Tm Bv₂, se puede considerar que con la geometría de proyecto, los tramos comprendidos entre el km 40+820 y 41+120, el talud es estable, y sólo requerirá una protección contra la erosión de las brechas volcánicas y un sistema de drenaje para evitar la generación de presiones hidrostáticas, las cuales produjeren un flujo de agua hacia el talud, mismo que bajo determinadas condiciones pudiesen provocar una erosión regresiva o tubificación de las brechas con débil cementación Tm Bv₂.

5.3.2 Zona de Andesitas, del km 41+120 al 41+465

Tomando en cuenta las condiciones geológicas en el tramo del talud donde está expuesta la roca de andesita, el cual comprende del km 41+120 al km 41+465 (incluida la zona del deslizamiento), se observaron condiciones en las cuales se considera que se pueden presentar situaciones similares a las que provocaron el caído.

La consideración anterior se debe sobre todo a que fueron identificadas 8 importantes fracturas de la familia F1, todas con extensión del orden de decenas de metros, mismas que probablemente formen bloques similares a los analizados para la zona del caído.

De forma similar, las condiciones de agua subterránea son similares a las condiciones estimadas en la zona del caído puesto que se observan diversos puntos de emanación de agua a través de todo el tramo.

Los valores de resistencia de las distintas litologías y su peso volumétrico (valores de entrada) se tomaron de los cálculos presentados en el capítulo previo, considerándose los más representativos los presentados en la tabla 5.8:

Tabla 5.8 Parámetros de resistencia utilizados para el análisis de estabilidad de la zona 2 y 3

Unidad	$\Phi(^{\circ})$	C (MPa)	Peso volumétrico (ton/m ³)	Resistencia a la compresión simple σ_c (MPa)
Tm A_{1a} Andesita en bloques poco fracturada	50	0.44	2.8	150
Tm A_{1b} Andesita en bloques fracturada y alterada	30	0.13	2.5	100
Tm A_{1c} Andesita en bloques fracturada y muy alterada	27	0.079	2.0	40
Tm A₂ Andesita en lajas muy alterada	44	0.25	2.2	110

Por lo anterior, se analizaron secciones geológicas representativas del tramo, para evaluar las condiciones generales de estabilidad del talud. Los resultados indican que la estabilidad del mismo estaría en condiciones muy precarias en situaciones de sollicitaciones extremas, como los son durante un sismo de magnitud considerable y/o con un incremento en el nivel de agua subterránea, aunque fuese temporal.

En las figuras 5.18 a la 5.23 se presentan los modelos empleados, los diagramas de fuerzas que intervienen en el cálculo de Factor de Seguridad FS y los resultados de factores de seguridad y fuerzas actuantes y resistentes que intervienen en los cálculos. Como se indica anteriormente, se analizaron varias secciones del talud, cuya geometría de dicha sección es la siguiente: ángulo del talud: 80°; altura: 25m; familia de salida: F2, límite posterior F1, límites laterales: F3 y F4.

En la tabla resumen de resultados (Tabla 5.9), se puede observar que, para la porción superior del talud correspondiente a la zona donde es probable que se formen grandes bloques de roca con tendencia a deslizar hacia la autopista, los Factores de Seguridad resultan muy bajos, evaluando una carga considerable de agua o bien con un sismo de la máxima magnitud de la región, por lo que presenta alta probabilidad de falla.

Tabla 5.9 Factores de seguridad y parámetros considerados en los análisis de estabilidad zona de Andesitas.

Caso	Anclaje	Drenaje	Sismicidad	Abatimiento	FS
1	no	seco	no	no	1.53
2	no	75% agua	no	no	1.01
3	no	no	si	no	1.04

Con la finalidad de incrementar el Factor de Seguridad, al análisis del talud se incluyó un sistema de sostenimiento en su parte superior, que consiste en anclas de fricción de 1 ½" de diámetro y 12 m de longitud, con una separación de 5 m en sentido horizontal y 4 m en el vertical. Además, se buscó mantener un abatimiento del nivel de agua en las fracturas abiertas (sistema F1) mediante un sistema de drenes largos. Para estas circunstancias las condiciones de estabilidad del talud mejoran en forma considerable, como se puede observar en la tabla 5.10.

Tabla 5.10 Factores de seguridad y parámetros considerados en los análisis de estabilidad zona de Andesitas.

Caso	Anclaje	Drenaje	Sismicidad	Abatimiento	FS
4	Pasivo, 3 líneas 19.2Ton	seco	no	no	1.84
5	Pasivo, 3 líneas 19.2Ton	Si (30% agua)	No	no	1.74
6	Pasivo, 3 líneas 19.2Ton	No	Si (Cs=0.18)	no	1.28

Como se puede observar, con el anclaje propuesto se logra obtener factores de seguridad adecuados para todas las condiciones y sollicitaciones que se considera pudiera estar sometido el talud durante su vida útil.

En el Caso 5 (Figura 5.22), que corresponde al análisis con presión hidrostática, se está considerando que el drenaje propuesto funciona con un cierto grado de efectividad y que se logra abatir la carga de agua sobre las fracturas F1, quedando un remanente equivalente al 30% de la columna de agua máxima que corresponde a una fractura totalmente llena de agua.

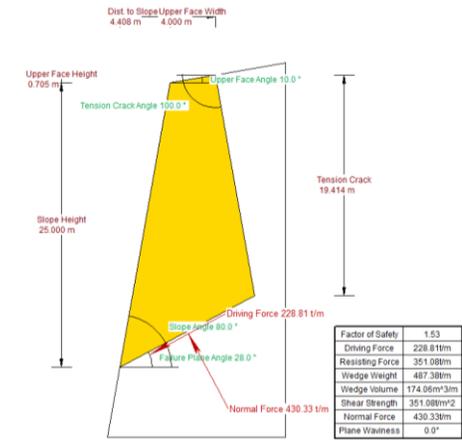


Figura 5.18 CASO 1. Condiciones naturales sin sismo ni agua

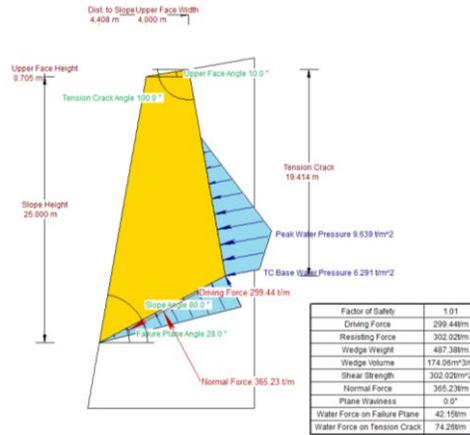


Figura 5.19 CASO 2. Condiciones naturales con agua en grietas al 75%

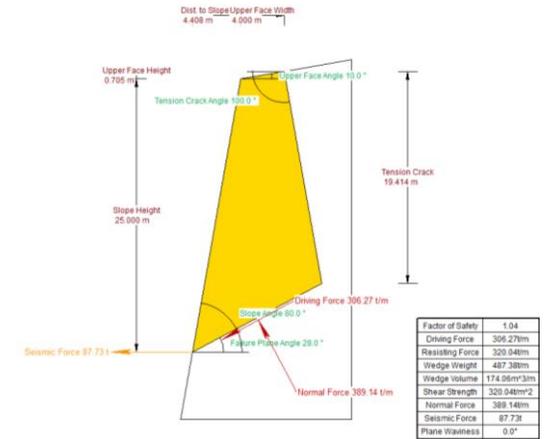


Figura 5.20 CASO 3. Condiciones naturales con sismo Cs=0.18g

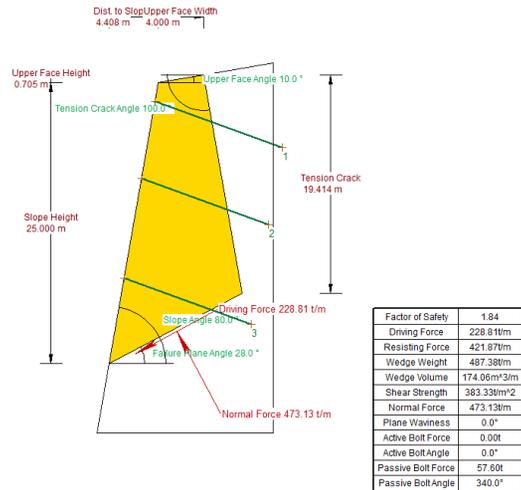


Figura 5.21 CASO 4. Condiciones naturales con anclaje pasivo.

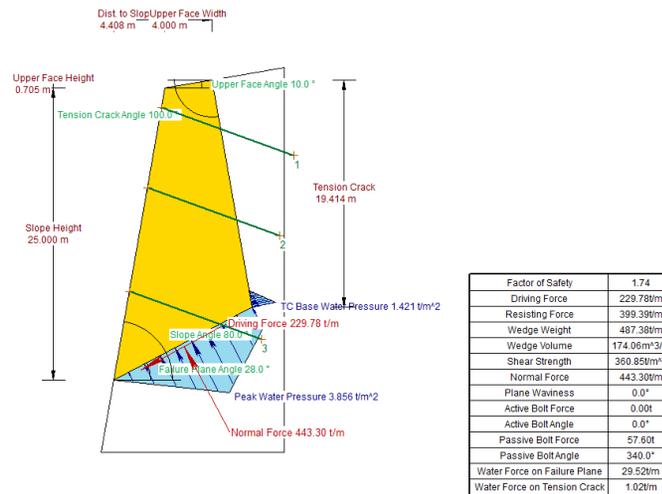


Figura 5.22 CASO 5. Condiciones naturales con anclaje pasivo y 30% de agua

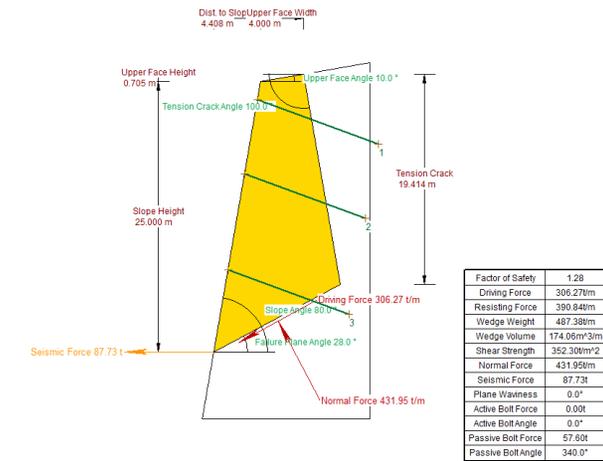


Figura 5.23 CASO 6. Condiciones naturales con anclaje pasivo, y con sismo de Cs=0.18g

5.3.3. Zona del Caído de Roca del km 41+290 al 41+360

Se presentan a continuación los análisis de estabilidad para el tramo comprendido entre los km 41+290 al 41+360, es decir, en la zona donde se produjeron al menos dos caídos de considerable magnitud.

Se realizaron dos tipos de análisis, uno considerando la geometría que tenía el talud original (talud de proyecto) para simular su proceso gradual de falla, y asimismo calibrar los parámetros de resistencia seleccionados; y el otro grupo de análisis corresponde a los de un talud abatido a un ángulo de 50° a 55° (0.70:1), que es la inclinación que se propone como medida de estabilización.

En las figuras 5.24 a 5.29 se presentan los modelos con los cuales se realizaron los análisis de estabilidad, se incluyen los diagramas de fuerzas que intervienen en el cálculo de Factor de Seguridad, así como una tabla a la derecha del modelo donde se indica el factor de seguridad y las componentes de las fuerzas actuantes y resistentes. Las consideraciones que se hicieron para definir la geometría y las dimensiones de los bloques analizados son las siguientes:

- Ángulo original o de proyecto del talud: 80°
- Ángulo de talud con el abatimiento propuesto: 50° (sólo en zona del caído)
- Altura total del talud: ≈ 25 m
- Altura del bloque inestable: 17m
- Familia de salida: F2, límite posterior F1, límites laterales: F3 y F4.

La geometría del bloque (o bloques) que falló se definió con base en las observaciones de campo, así como con los datos de la geología estructural que se describe en los capítulos precedentes. La base del bloque corresponde aproximadamente al contacto entre las andesitas Tm A₁, que forman bloques grandes de roca, y las andesitas Tm A₂, que son las andesitas lajeadas que se observan en la parte baja del talud y por debajo del caído.

Dicho contacto tiene una inclinación similar al echado de las fracturas de la familia F2, las cuales tienen una extensión o longitud de más de 20 m y por lo tanto ya sea el contacto Tm A₁/Tm A₂ o alguna fractura F2, el que formaría la base del bloque que tendería a deslizar hacia la carretera.

Por detrás del talud se identificó una fractura importante de la familia F1, cuya extensión se desconoce, pero que se estima del orden de decenas de metros dada la continuidad observada de numerosas fracturas cuya traza corre desde el hombro del talud hasta más allá de la línea de cerros. Dicha fractura se considera como el límite posterior del bloque analizado.

La orientación de las fracturas F1 forma un ángulo agudo con respecto a la orientación del talud, del orden de 10°, como se puede observar en el plano geológico (Plano PL-01) y por lo tanto en la zona donde dichas fracturas se ubican próximas a la cara del talud forman bloques con una estabilidad precaria, como es el caso del bloque analizado. Conforme las fracturas F1 se alejan de la cara del talud, los bloques tienden a ser más estables.

Lateralmente el bloque analizado estaría limitado por fracturas de la familia F3 y posiblemente de las F4, mismas que se aprecian claramente en el tramo no fallado del talud.

CASOS 1, 2 Y 3. Condiciones sin soporte ni tratamientos, con el talud de proyecto.

El Caso 1 que se presenta en la figura 5.24, corresponde a una situación al finalizar la excavación del talud, en temporada de estiaje en la cual no hubiese acumulación de agua subterránea por detrás del talud.

Esta es una situación que se desconoce si se presentó, pero puede indicar el grado de estabilidad general que tenía el talud. El factor de seguridad FS del Caso 1 es de 1.58 (Tabla 5.11), lo cual indicaría que el talud sería estable con un aceptable margen de seguridad.

El Caso 2 corresponde a una situación con incremento en la presión hidrostática, que probablemente se presentó en ocasiones inmediatamente posteriores a precipitaciones pluviales intensas (Figura 5.25), en cuyo caso el factor de seguridad se reduce en forma considerable y aunque el mismo es poco mayor a la unidad, el talud quedaría en un estado de estabilidad precaria.

Una situación similar se presenta en el Caso 3 si ocurriera un sismo de la máxima intensidad regional (Figura 5.26), aunque sabemos de antemano que esta situación no se presentó. Sin embargo, este caso fue de utilidad para calibrar los parámetros de resistencia seleccionados.

En la tabla 5.11 se presenta un resumen de los resultados de los análisis para el talud de proyecto; en cada caso se indican las consideraciones de cargas externas y sostenimiento, así como el factor de seguridad obtenido.

Tabla 5.11 Factores de seguridad y parámetros considerados en los análisis de estabilidad en zona deslizamiento

Caso	Anclaje	Drenaje	Sismicidad	Abatimiento	F.S.
1	No	Seco	No	No	1.58
2	No	75% agua	No	No	1.10
3	No	no	Si	No	1.08

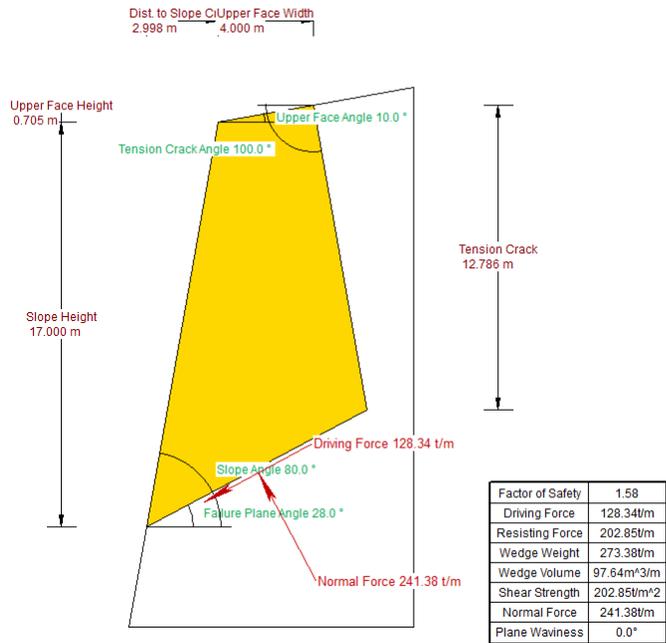


Figura 5.24 CASO 1. Análisis de estabilidad por falla plana ortogonal en bloque (peso propio), familia F1 y sección transversal crítica lado izquierdo.

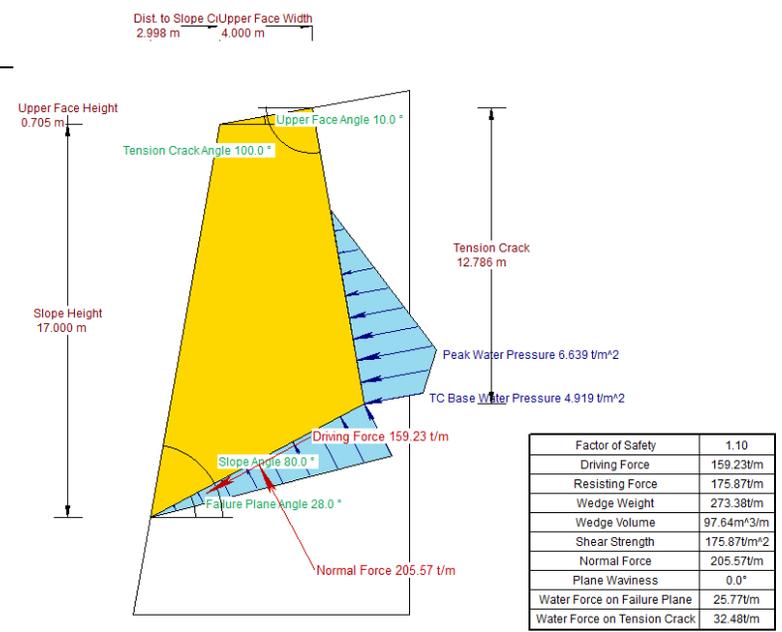


Figura 5.25 CASO 2. Análisis de estabilidad por falla plana ortogonal en bloque (peso propio y presión hidrostática), familia F1 y sección transversal crítica.

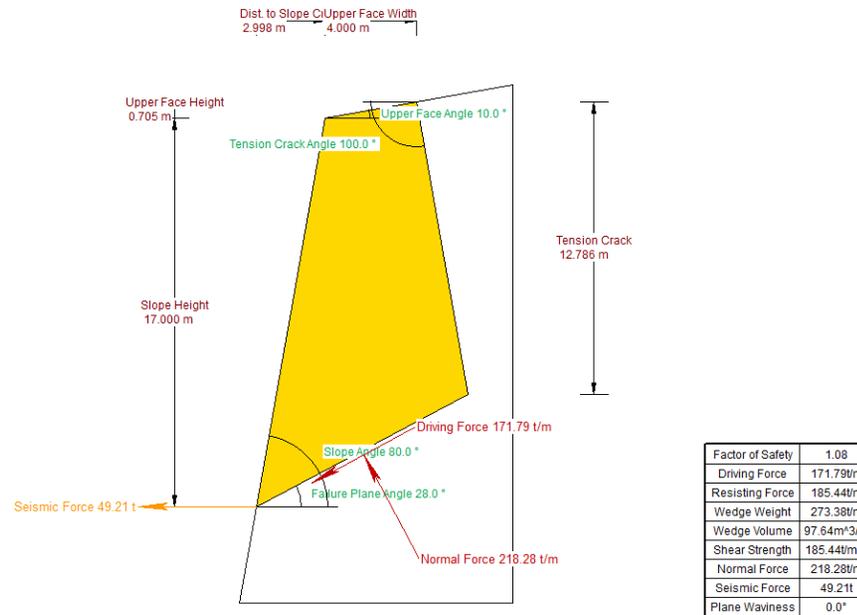


Figura 5.26 CASO 3. Análisis de estabilidad por falla plana ortogonal en bloque (peso propio y sismo), familia F1 y sección transversal crítica.

CASOS 4, 5 Y 6. Análisis de estabilidad con tratamientos y soporte

La superficie del talud remanente posterior a los caídos tiene una forma muy irregular, en promedio tendría una inclinación estimada de 64°, pero se observan tramos en la parte superior que aparentemente están en contrapendiente.

La primera medida de estabilización que se consideró fue la de regularizar dicha superficie mediante el abatimiento del talud en el tramo del caído. Con esta medida también se lograría retirar los remanentes de roca que estuviesen afectados por el propio caído y el material fuertemente descomprimido, que están actualmente en una situación de estabilidad muy precaria.

La inclinación del talud abatido estuvo restringida por el límite del derecho de vía, que queda cercano al hombro del talud que se formó después de los caídos.

Como medida adicional al abatimiento, se consideró colocar un anclaje de fricción con barras de varilla corrugada de 1 ½" de diámetro y 12 m de longitud, con una separación de 4 m en sentido horizontal y 3.50 m en sentido vertical.

Considerando la recomendación de un talud abatido a 50° y el sistema de sostenimiento, se analizó un bloque de roca similar al de los Casos 1 a 3. Las consideraciones respecto a los sistemas de fracturamiento, los parámetros de resistencia y sollicitaciones externas son las mismas que en los análisis previos.

En las figuras 5.27 a 5.29 se presentan los modelos analizados y en la tabla 5.12 los resultados para los Casos 4 a 6.

Tabla 5.12 Factores de seguridad y parámetros considerados en los análisis de estabilidad en zona deslizamiento

Caso	Anclaje	Drenaje	Sismicidad	Abatimiento	F.S.
4	Pasivo, 3 líneas 19.2Ton	Seco	No	Si (50°)	2.50
5	Pasivo, 3 líneas 19.2Ton	Si (30% agua)	No	Si (50°)	2.39
6	Pasivo, 3 líneas 19.2Ton	No	Si (Cs=0.18)	Si (50°)	1.76

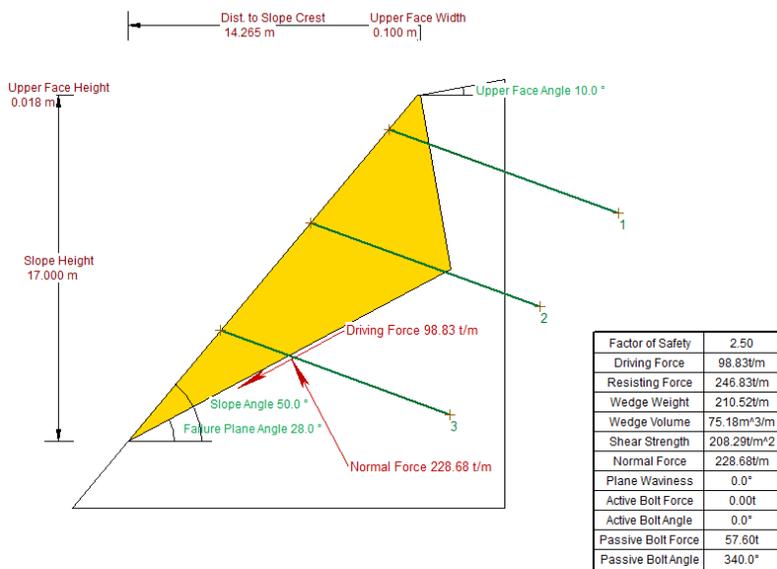


Figura 5.27 CASO 4. Análisis de estabilidad por falla plana ortogonal en bloque (peso propio), familia F1 y sección transversal crítica lado izquierdo considerando el abatimiento del talud de 0.5H : 1.0V (64º aprox.) a 0.70H : 1.0V (55º).

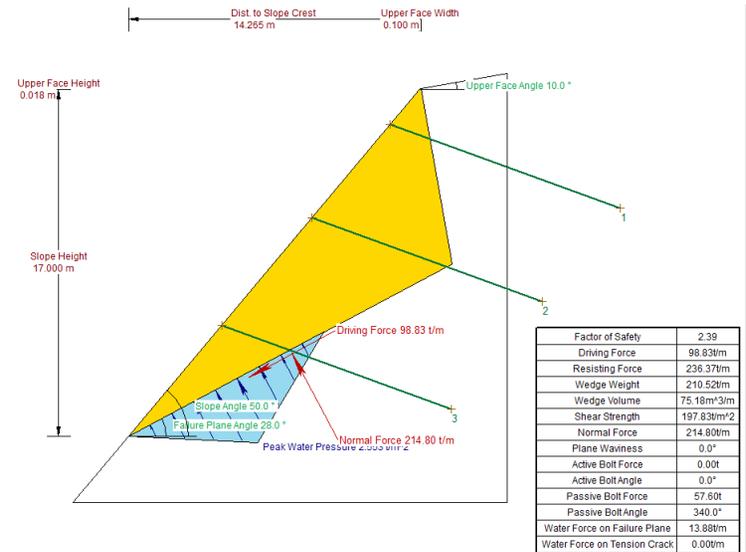


Figura 5.28 CASO 5. Análisis de estabilidad por falla plana ortogonal en bloque (peso propio), familia F1 y sección transversal crítica lado izquierdo considerando el abatimiento del talud de 0.5H : 1.0V (64º aprox.) a 0.70H : 1.0V (55º) y anclaje.

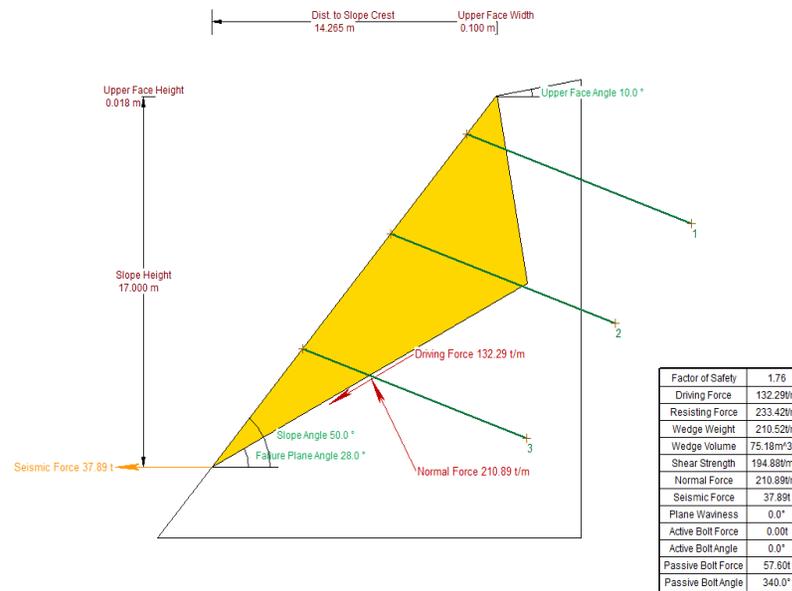


Figura 5.29 CASO 6. Análisis de estabilidad por falla plana ortogonal en bloque (peso propio), familia F1 y sección transversal crítica lado izquierdo considerando el abatimiento del talud de 0.5H : 1.0V (64º aprox.) a 0.70H : 1.0V (55º), drenes de penetración presión hidrostática, sismo y anclaje.

Como se puede observar, con el abatimiento propuesto y el sostenimiento mediante anclas de fricción, se logran obtener factores de seguridad adecuados, bajo las combinaciones de carga analizadas, las cuales se pueden considerar como solicitaciones de alta probabilidad de ocurrencia.

Tomando en cuenta que la generación de presiones hidrostáticas altas cercanas al talud reduce en forma considerable el factor de seguridad, se está incluyendo en el tratamiento la colocación de drenes largos con la finalidad de abatir en lo posible el nivel del agua que se acumulase entre las fracturas que generan bloques potencialmente inestables.

5.4 Propuesta del diseño de tratamientos.

Con base en los análisis de estabilidad realizados en el capítulo anterior y las visitas al corte hechas por los ingenieros geólogos y geotecnistas, se definieron los tratamientos recomendados para la estabilización del talud izquierdo km 41+100.

Los tratamientos propuestos son específicos para cada zona geológica - geotécnica definida y se realizó un plano particular para la zona del caído de roca. Los tratamientos en planta, en una vista frontal y en secciones transversales tipo, se presentan en los planos:

Plano PL-03. Tratamientos para la estabilización del talud, Tramo km 40+810 al 41+700

Plano PL-04. Tratamientos para la estabilización del talud del tramo deslizado, 41+280 a 41+360

Los planos incluyen detalles constructivos de: concreto lanzado, malla triple torsión, drenes transversales, anclas de fricción, contracunetas y lavaderos; además de la reparación y revestimiento de la berma y cuneta en la zona del caído. En cuanto a los aspectos de drenaje y en concordancia a los recorridos de obra, se recomienda que toda vez que se encuentra en construcción parte de las obras complementarias como drenajes, contracunetas, lavaderos y bordillos, sean verificadas en obra las ubicaciones, conexiones y descargas en los puntos bajos propuestas.

El cálculo de las cantidades de obra es una estimación muy aproximada; sin embargo, las mismas pueden variar debido a las irregularidades de la roca y a que la inclinación de los taludes no es uniforme a lo largo del tramo.

En la Tabla 5.13 se presenta un resumen de los tratamientos de los taludes y el cálculo de cantidades de obra para cada zona geotécnica.

Tabla 5.13. Resumen de los tratamientos por tramos

Propuesta de tratamientos del talud para la zona geológica - geotécnica	Zona geológica - geotécnica	Unidad	Cantidad
<i>Amacice de la superficie del talud, retirando todo bloque susceptible a desprenderse hacia la superficie de rodamiento.</i>	Zona de brechas km 40+820 al 41+120	m ²	15,300
	Zona de andesitas km 41+120 al 41+465		
<i>Protección superficial, mediante concreto lanzado de 10 cm de espesor y resistencia de 200 kg/cm².</i>	Zona de brechas km 40+820 al 41+120	m ³	920
	Zona de andesitas km 41+120 al 41+290 y del km 41+465 al km 41+530		
<i>Reforzamiento con malla electrosoldada o fibra metálica.</i>	Zona de brechas km 40+820 al 41+120	m ²	9,200
	Zona de andesitas km 41+120 al 41+290		
<i>Malla triple torsión, anclada al terreno mediante anclas de sujeción cortas de ½" de diámetro y 1 m de longitud, se recomienda que se coloquen micro anclas, grapas o clavos de impacto complementarios.</i>	Zona de andesitas km 41+145 al 41+290 y del km 41+360 al 41 + 465	m ²	6,100
<i>Anclas cortas horizontales de 1" de diámetro y 3.0 m de profundidad, inyectadas con mortero o lechada de cemento; en patrón de 4 m h x 3 m v.</i>	Zona de brechas km 40+820 al 41+120	pza	480
	Zona de andesitas km 41+120 al 41+290 y del km 41+465 al km 41+530		
<i>Anclas de fricción de 12 m de profundidad inyectadas con lechada de cemento, orientadas a 80° en planta respecto a la cara del talud y perpendicular a las fracturas. sub verticales; e inclinadas 20° hacia abajo (ver detalles), patrón de anclaje de 4m v x 5m h.</i>	Zona de andesitas km 41+140 al 41+290 y del km 41+360 al 41 + 465	ml	1,712
<i>Dren corto de PVC hidráulico de 2" de diámetro y 30 cm de profundidad; en patrón de 4 m h x 3 m v.</i>	Zona de brechas km 40+820 al 41+120	pza	554
	Zona de andesitas km 41+120 al 41+290 y del km 41+465 al km 41+530		
<i>Drenes transversales de 12.0 m de longitud y 2" de diámetro, a una altura de 4 m respecto al nivel actual de la autopista, inclinados hacia arriba y espaciados 6.0 m en sentido longitudinal.</i>	Zona de brechas km 40+820 al 41+060 y del km 41+107.85 al 41+120	ml	1,656
	Zona de andesitas 41+120 al 41+290 y del km 41+360 al 41 + 465		
<i>Lavaderos de concreto simple o mampostería para la descarga de los escurrimientos superficiales.</i>	Zona de brechas km 40+980, 41+100	ml	53
	Zona de andesitas km 41+460		
<i>Conexión de contracunetas a la parte baja (cunetas y bermas) lateral</i>	Zona de brechas km 40+820 al 41+120	pza	3
	Zona de andesitas km 41+120 al 41+290		

Tabla 5.13. Resumen de los tratamientos por tramos

Propuesta de tratamientos del talud para la zona geológica - geotécnica	Zona geológica - geotécnica	Unidad	Cantidad
<i>Abatimiento del talud en zona fallada a un talud 0.70h: 1.0v (55° respecto a la horizontal) de arriba hacia abajo y con medios mecánicos, al realizar avances sucesivos se deberá construir (refuerzo frontal y lateral) anclaje de fricción distribuido en un patrón de 4h x 3.5v.</i>	Zona del caído de roca km41+290 al 41+360	m ³	4,490
<i>Malla triple torsión anclada al terreno, mediante anclas cortas de 1" de diámetro y 1 m de longitud. En taludes laterales y frontal, de la berma hacia arriba.</i>	Zona del caído de roca km 41+290 al 41+360	m ²	1,787
<i>Colocación de concreto ciclópeo en el pie de la zona fallada, para proteger la zona de las Andesitas muy fracturadas y lajeadas en la base del talud del corte.</i>	Zona del caído de roca km 41+290 al 41+360	m ³	68
<i>Drenaje corto (microdrenes) de 2" de diámetro y 30 cm de longitud (o que atraviesen el espesor de concreto ciclópeo).</i>	Zona del caído de roca km 41+290 al 41+360	pza	480
<i>Drenes (laterales y frontales) de 2" de diámetro, PVC ranurado, envuelto en geotextil no tejido, inclinado 15° hacia arriba y de 12 m de longitud.</i>	Zona del caído de roca km 41+290 al 41+360	ml	312
<i>Tres líneas de anclas de fricción de 12 m de profundidad, orientadas a 80° en planta respecto a la cara del talud y perpendicular a las fracturas sub verticales; e inclinadas 20° hacia abajo (ver detalles).</i>	Zona del caído de roca km 41+290 al 41+360	ml	684
<i>Contracuneta en la parte superior y berma según proyecto, incluye excavación</i>	Zona del caído de roca km 41+290 al 41+360	ml	135
<i>Conexión y descarga de cuneta de berma a la parte baja y conexión a la cuneta del camino mediante lavadero lateral (cunetas y bermas)</i>	Zona del caído de roca km 41+290 al 41+360	pza	4

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

1. La autopista se localiza en el sector occidental de la Faja Volcánica Transmexicana (FVTM) y atraviesa tres secuencias de rocas volcánicas de edad terciaria y cuaternaria. El talud izquierdo del km 41+100 se ubica en el tramo que va del entronque de Chapala al de Colima, compuesto por derrames volcánicos de composición andesítica - basáltica (Tm B-A) y con edad Mioceno tardío al Plioceno.
2. Con base en el análisis morfo-estructural, los lineamientos del sitio se asocian al régimen tectónico regional del Rift de Chapala con orientaciones preferenciales E-W, que corresponde a la orientación del graben de Chapala. El corte coincide con la traza de un lineamiento asociado a una falla normal con inclinación al sur y que define una zona de falla y varios planos con la misma actitud de la traza general.
3. El talud se compone de una secuencia de derrames andesíticos (Tm A) intercalados con horizontes de Brechas volcánicas andesíticas (Tm Bv). Además de material de escombros (Q Es) y suelos residuales (Q Sr).
4. Las Brechas volcánicas representan a la unidad más antigua y se distribuyen del km 40+810 al 41+125, se dividieron en dos subunidades litológicas; la primera *corresponde a una Brecha volcánica matriz soportada* Tm Bv₁ donde la matriz predomina sobre los bloques; *la segunda es la Brecha volcánica clasto soportada*, donde los bloques son más abundantes y la matriz se encuentra menos soldada.
5. Las rocas andesíticas se distribuyen en los tramos intermedio y final del corte, debido al grado de fracturamiento las andesitas se dividieron en dos subunidades litológicas Andesita en bloques (Tm A₁) y Andesita en lajas (Tm A₂), cada una con un comportamiento geotécnico diferente. Las andesitas en bloques Tm A₁ se dividieron en tres subunidades Tm A_{1a}, Tm A_{1b} y Tm A_{1c}, con características diferentes en cuanto a su grado de alteración, fracturamiento y consistencia.
6. Las discontinuidades que afectan al talud son planos de fracturamiento y una zona de fallas, estas discontinuidades fueron formadas durante la génesis de los derrames y por tectonismo. Se identificaron cuatro (4) familias de discontinuidades denominadas F1, F2, F3 y F4, con base en su importancia y persistencia en el talud.

La Familia F1 corresponde a fallas y fracturas con rumbo Este-Oeste e inclinación de 75 a 85°, al SW y NE. La Familia F2 presenta dirección de inclinación de 010° y un echado de 20 a 35° al SE, esta familia corresponde a planos de flujo generados en el emplazamiento de las andesitas. Las Familias F3 y F4, presentan una dirección de inclinación de 128° y 210° respectivamente, ambas con echados de 75 a 85°.

7. Se identificaron tres unidades geosísmicas (US-1, US-2, US-3), correlacionadas con las unidades geológicas, al grado alteración, consistencia y fracturamiento.

La unidad US-1 presenta valores de onda primaria (Vp), bajos, de 300 a 500 m/s, se localiza en las partes someras de la parte alta y frente del talud. Esta unidad se correlaciona con material, relajado y alterado de las unidades volcánicas Tm A y Tm Bv, cuyos espesores varían de 1 a 4 m.

La unidad geosísmica US-2, presenta valores (Vp) en el rango de 500 a 1200 m/s, lo que se considera valores medios para el talud y se relacionan con materiales consistentes, fracturados y medianamente alterados principalmente de las subunidades Tm A_{1a-b} y Tm A₂ con espesores de 8 a 12 m.

Los valores de onda primaria de la unidad US-3, son mayores a 1200 m/s, considerados medios a altos, cuyo espesor es de más de 10 m. Esta unidad se asocia con un material consistente, poco intemperizado y moderadamente fracturados de las subunidades Tm A_{1a} y Tm A₂.

8. Los valores promedio del peso volumétrico y la resistencia a la compresión simple, presentan poca variación entre subunidades (Tm A₁ y Tm A₂). La unidad Tm A₂ exhibe los valores de resistencia más consistentes con valores de 100 a 110 MPa. Para el caso de la unidad Tm A₁, se observa una disminución considerable de la resistencia y el peso volumétrico de la roca, debido al grado de alteración y fracturamiento para las subunidades Tm A_{1b} y Tm A_{1c}.
9. Los valores de rebote del martillo Schmidt se presentaron dentro del rango de 33 a 48, mientras que los resultados del ángulo de fricción de las discontinuidades son: de 25° para la unidad Tm A_{1c}; mientras que la unidad Tm A_{1a} con valor de 45°; y las unidades Tm A_{1b} y Tm A₂, presentan valores de 32° y 36° respectivamente.
10. Se identificaron tres zonas geológicas – geotécnicas con base en la distribución de las unidades y subunidades geológicas, dominios estructurales, geometría del talud y resultados del estudio geofísico. Las zonas incluyen zonas potencialmente inestables (ZPI) fracturas, fallas, cuñas y desprendimientos.

La zona 1 comprende del km 40+820 al km 41+120, tiene predominio de brechas volcánicas, Tm Bv₁ y Tm Bv₂ y en menor proporción andesitas Tm A₁ y Tm A₂. Se identificó una porción relajada de 1 a 3 metros de espesor en la cara del talud, con velocidades asociadas de 380 a 500 m/s. Detrás de la zona de relajación los valores de velocidades son del orden de 1,350 a 1,650 m/s evidenciando una zona de transición, donde finalmente, se encuentra la roca de buena calidad con velocidades > 1,800 m/s.

La zona 2 corresponde a los cadenamientos km 41+120 al 41+290 y del km 41+360 al 41+460. Está compuesta por andesitas Tm A₁ y Tm A₂, que presentan una región de descompresión con velocidades máximas de 700 m/s que se distribuye en la porción más superficial del talud. Se definió una zona de transición que

corresponden a rocas de calidad baja a media con velocidades de 500 a 1, 600 m/s. Por último, las rocas exhiben velocidades > 1600 m/s, que corresponden a rocas de buena calidad de la subunidad Tm A₂.

La zona 3 corresponde al sitio del caído, formado por andesitas en bloques (Tm A₁) y lajas (Tm A₂). Se identificó una zona de relajamiento de 3 a 6 metros de espesor, en la porción más superficial y en la cara del talud, con velocidades del orden de 250 a 550 m/s. Detrás de esta, se definió una zona de transición hacia la roca sana, que presenta velocidades de 550 a 1,800 m/s. Finalmente, la roca de buena calidad con velocidades > 1,800 m/s se identificó después de los 15 m.

11. Los resultados de la clasificación geomecánica RMR definieron dos tipos de clases y calidades del macizo rocoso; la masa rocosa de mejor calidad es la unidad Tm A_{1a} con un valor RMR de 54 asignándole la clase III calidad media; la segunda clase RMR identificada es de tipo II asociada a mala calidad con valores de 30 a 37 para las unidades Tm A₂, Tm A_{1b} y Tm A_{1c}.
12. Los valores de GSI son más variables respecto a los de RMR, por lo que cada unidad presenta un rango de valores y condiciones de discontinuidades particulares. La unidad Tm A_{1a} corresponde a un macizo rocoso medianamente intemperizado y fracturado con planos de fractura poca proporción de finos, asignándole un rango GSI de 55 a 65; a la unidad Tm A₂ se le estimó un rango de 40 a 50 asociado a un macizo altamente fracturado, que forman lajas y con baja proporción de finos; por último, las subunidades Tm A_{1b} y Tm A_{1c} se definen como macizos rocoso fracturados con variación en su grado de alteración y superficies alteradas con rellenos, por lo que se les asignaron rangos GSI del orden de 30 a 40 y de 25 a 35 respectivamente.
13. El análisis cinemático de la subunidad Tm A_{1a} consideró la porción alta del talud, con direcciones de inclinación de 355° y echado de 85°. Se definieron dos mecanismos de falla para la familia F1, el primero como falla plana con vector de salida al franco N, toda vez que la inclinación del talud sea mayor a 80° y el segundo a través de volteo. En el caso que el ángulo de fricción llegará a disminuir, por alteración de la roca o presión hidrostática, podría generarse falla plana a través de la familia F2. Por último las familias F3 y F4 podrían llegar a servir como planos de respaldo, como ocurrió en la zona del desprendimiento.
14. Para el análisis de la subunidad Tm A_{1b} que corresponde a la zona del desprendimiento, se consideró una dirección de inclinación de 352° con una inclinación del talud de 60°. La familia F1, con inclinación de 80° al SW, puede presentar el mecanismo de falla a través de volteo. La familia F2 queda dentro de la zona inestable por lo que puede ocurrir falla plana, con un vector de salida de 10° al NE. Las familias F3 y F4 generaran cuñas que no tienen salida hacia la cara libre

del talud, sin embargo, el echado de familia F1, pudiera llegar a servir como plano de respaldo y debido al grado de alteración, se pueden presentar desprendimientos de masas de roca.

15. En las Andesitas Tm A₂ el lajeamiento corresponde a la familia más relevante (F2), para este análisis se considera una dirección de inclinación del talud de 355° con echado de 60°. La familia F2 queda fuera de la zona inestable, sin embargo, si llegara a disminuir el ángulo de fricción debido a la alteración de la roca o por presiones hidrostáticas, podría generarse falla plana y deslizar masas rocosas sobre esta familia. De igual forma la familia F1 con inclinación de 80° al SW, puede presentar mecanismo de falla a través de vuelco.
16. A partir de las características composicionales y de discontinuidades en las brechas pueden comportarse similar a un suelo cohesivo – friccionante, con valores altos de cohesión dada su cementación intrínseca e igualmente con valores relativamente altos en el ángulo de fricción, dependiendo de la proporción de bloques. Por lo que se realizó un análisis de estabilidad de falla circular para las unidades Tm Bv₁ y Tm Bv₂, basado en el método de dovelas.
17. Se analizaron tres secciones de la zona 1, formada de manera general por Andesitas Tm A_{1a}, que sobreyacen a las Brechas Tm Bv₁ y en algunas porciones se encuentran las Brechas Tm Bv₂. Para el análisis se consideró que las andesitas pueden generar una grieta de tensión asociada al fracturamiento principal F1 y provocar una sobrecarga en las unidades subyacentes. Se modelaron los diferentes escenarios considerando una variación en la posición de la fractura principal F1 y se analizaron dos combinaciones de carga, con determinada presión hidrostática y sismo en su máxima intensidad para la zona de estudio.

Con base en el análisis se considerar que, con la geometría de proyecto, los tramos comprendidos entre el km 40+820 y 41+120, el talud es estable, y sólo requerirá una protección contra la erosión de las brechas volcánicas y un sistema de drenaje para evitar la generación de presiones hidrostáticas, las cuales produjeron un flujo de agua hacia el talud, mismo que bajo determinadas condiciones pudiesen provocar una erosión regresiva o tubificación de las brechas con débil cementación Tm Bv₂.

18. Se analizaron secciones geológicas representativas del tramo del km 41+120 al km 41+465 para evaluar las condiciones generales de estabilidad del talud. Los resultados indican que la estabilidad del mismo estaría en condiciones precarias en situaciones de sollicitaciones extremas, como los son durante un sismo de magnitud considerable y/o con un incremento en el nivel de agua subterránea.

Con la finalidad de incrementar el Factor de Seguridad, en el análisis del talud se incluyó un sistema de sostenimiento en su parte superior. Además, se buscó mantener un abatimiento del nivel de agua en las fracturas abiertas (sistema F1)

mediante un sistema de drenes largos. Con lo que se logró obtener factores de seguridad adecuados para todas las condiciones y solicitaciones que se considera pudiera estar sometido el talud durante su vida útil.

19. Se presentan a continuación los análisis de estabilidad para el tramo comprendido entre los km 41+290 al 41+360, es decir, en la zona donde se produjeron al menos dos caídos de considerable magnitud.

Se realizaron dos tipos de análisis, uno considerando la geometría que tenía el talud de proyecto para simular su proceso gradual de falla, y asimismo calibrar los parámetros de resistencia; y el otro análisis corresponde al talud abatido a un ángulo de 50° a 55°, que es la inclinación que se propone como medida de estabilización.

- Para el primer análisis considerando, por un lado; un incremento en la presión hidrostática, que probablemente se presentó en ocasiones inmediatamente posteriores a precipitaciones pluviales intensas; y por otra parte la ocurrencia de un sismo de la máxima intensidad regional parte. Los factores de seguridad se reducen en forma considerable y aunque el mismo es poco mayor a la unidad, el talud quedaría en un estado de estabilidad precaria.
 - El segundo análisis consideró como medida de estabilización el abatimiento del talud en el tramo del caído y como medida adicional la colocación de anclaje de fricción y de drenes largos con la finalidad de abatir en lo posible el nivel del agua que se acumulase entre las fracturas. Considerando la recomendación de un talud abatido a 50° y el sistema de sostenimiento, se analizó un bloque de roca con lo que se logran obtener factores de seguridad adecuados, bajo las combinaciones de carga analizadas, las cuales se pueden considerar como solicitaciones de alta probabilidad de ocurrencia.
20. Con base en los análisis de estabilidad realizados y las visitas al corte hechas por los ingenieros geólogos y geotecnistas, se definieron los tratamientos recomendados para la estabilización del talud izquierdo km 41+100. Los tratamientos son específicos para cada zona geológica - geotécnica definida y se realizó un plano particular para la zona del caído de roca.

En cuanto a los aspectos de drenaje y en concordancia a los recorridos de obra, se recomienda que toda vez que se encuentra en construcción parte de las obras complementarias como drenajes, contracunetas, lavaderos y bordillos, sean verificadas en obra las ubicaciones, conexiones y descargas en los puntos bajos propuestas.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

ASTM (1984). Standard test method for unconfined compressive strength of intact rock core specimens. Soil and rock, building stones: annual book of ASTM standards, Philadelphia, Pennsylvania.

Aydin A. (2008). ISRM Suggested Method for Determination of the Schmidt Hammer Rebound Hardness: Revised Version. In: Ulusay R. (eds) The ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring: 2007-2014. Springer, Cham

Bieniawski, Z.T. (1989). Engineering rock mass classifications. New York: Wiley.

Comisión Federal de Electricidad (1993) "Manual de Diseño de obras civiles", Sección C. Estructuras, Tema 1. Criterios de diseño, Capítulo 3. Diseño por sismo. México.

Duncan C., Wyllie, & Christophe W. (2004). Rock Slope Engineering., Civil and Mining, 4th Edición, Londres: Spon Press.

Ferrari L., Nelson S. A., Rosas-Elguera J., & Aguirre G., (1997). Tectonics and volcanism of the western Mexican volcanic belt. IAVCEI Asamblea General Puerto Vallarta, México, Field trip Guide book, Excursión Núm. 12, p. 61.

Ferrari, L., Orozco-Esquivel, T., Manea, V. & Manea, M. (2012). The Dynamic History of the Trans-Mexican Volcanic Belt and the Mexico Subduction Zone. Tectonophysics, 522-523, 122-149.

Ferrari L., Orozco-Esquivel T., Navarro M., López-Quiroz P., & Luna L. (2017). Cartografía Geológica Digital y Base de Datos Geocronológica del Cinturón Volcánico Transmexicano y Áreas Contiguas, International e-journal of maps, Terra Digitalis.

Gómez -Tuena A., Orozco-Esquivel T., & Ferrari L., (2005). Petrogénesis de la Faja Volcánica Transmexicana. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, tomo LVII, Núm. 3, p. 227-283.

González de Vallejo L. I., Ferrer M., Ortuño L., & Oteo C. (2002). Ingeniería Geológica, Madrid: Pearson Educación

Hoek E. (2001). Big Tunnels in Bad Rock, 2000 Terzaghi Lecture, ASCE Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering, Vol 127, N°9, Septiembre.

Hoek E., & Brown E. T. (2005). Underground excavations in rock, Institution of mining and metallurgy.

Hoek E., Kaiser P. K., & Bowden W.F., (2000). Support of underground excavations in hard rock. Netherlands.

Hoek E., Marinos P., & Benissi M., (1998). Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the Athens Schist Formation.

Hudson. J.A., & Harrison. J.P. (1997). Engineering rock mechanics: An introduction to the principles. Pergamon. UK.

ISRM (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 15, 319-368.

ISRM (1979). Suggested methods for determining the uniaxial compressive strength and deformability of rock materials. *Int J Rock Mech Min Sci* 16(2):135–140

ISRM (1981). Rock characterization, testing and monitoring - ISRM suggested methods. Oxford: Pergamon.

Juárez Badillo, E., & Rico Rodríguez A. (1973). *Mecánica de suelos, Tomo II Teoría y aplicación de la mecánica de suelos.* México Limusa,

Mendeley, E.W. (2002). Estimating Block Size Distributions of Melanges and Similar Block-in-Matrix Rocks (Bimrocks). In: R. Hammah and W. Bawden and J. Currand and M. Telesnicki (eds.), *Proceedings of 5th North American Rock Mechanics Symposium*, Toronto: 509-606.

Romana M., Serón J.B., & Montalar E., (2001). La clasificación geomecánica SMR. Aplicación experiencias y validación. V Simposio Nacional de Taludes y Laderas Inestables. Madrid, Pp 393-404.

Rosas-Elguera (1999). Carta Geológico-Minera Guadalajara F13-12, Escala 1:250 000, Estado de Jalisco. Universidad de Guadalajara-Consejo de Recursos Minerales. Carta y texto.

Servicio Geológico Mexicano, (1998). Carta Geológica-Minera Morelia E13-12, escala 1: 250 000, Guadalajara, Jalisco.

Sönmez, H., Tunusluoglu C., Medley, E. & Zimmerman R. (2009). A conceptual Empirical Approach for the Overall Strength of Unwelded Bimrock. *ISRM Regional Symp. Rock Eng. In Difficult Ground Conditions, Soft Rock and Karst, Croacia*, 29-31.

Oyanguren P. R. & Alejano L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*, Universidad Politécnica de Madrid.