



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**ESTUDIO PARA LA ESTABILIZACIÓN DE CORTE UBICADO EN EL
LADO IZQUIERDO DE LA CARRETERA FEDERAL No. 54
GUADALAJARA-SALTILLO, EN EL SUBTRAMO GUADALAJARA-
IXTLAHUACÁN DEL RÍO, ESTADO DE JALISCO**

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE :

INGENIERO GEÓLOGO

P R E S E N T A :

JAVIER MANCERA ALEJÁNDREZ



DIRECTOR: ING. LUIS ARTURO TAPIA CRESPO

MÉXICO D.F.

MAYO 2010



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.

*Es solo rock and roll...
... pero me gusta (M.J.)*

Después de un largo tiempo...

...dedico este trabajo

A ti mamá, porque tu eres quien me ha formado en todos los valores, porque me has enseñado a lo largo de mi vida que uno debe procurar ser el mejor en todo lo que hace, por enseñarme a esforzarme más y más para lograr por lo que uno quiere, por que con el amor que me has brindado puedo estar seguro que no hay amor igual.

A ti papá por todas esas tardes de juego, por enseñarme ensuciarme las manos, por hacerme saber que no hay nada imposible, lo cual me ha hecho llegar más allá de lo que había imaginado, por que me has enseñado a ver la vida como algo divertido, a disfrutar la vida.

A los dos por apoyarme y estar conmigo siempre y por ser ejemplos de amor y alegría, los amo y los admiro...

A mis hermanos, mis cómplices:

Bebé, por enseñarme tantas cosas siendo tan pequeñita, porque me has puesto el ejemplo para levantarse después de una mal trago, por apoyarme en todo lo que hago, por hacerme ver mis errores, por que se que siempre has creído en mi, espero seguir aprendiendo de ti.

Enano, porque eres mi amigo incondicional, porque me enseñaste a tener objetivos altos y me has enseñado que uno debe valerse por si mismo, has sabido ser tenaz y libre, y me enseñaste que en la competencia hay que tener seguridad en uno mismo.

Oscar, por que hemos pasado toda la vida por el mismo rumbo, has sido mi mejor amigo, de ti he aprendido toda la vida muchas cosas, te has sabido reponer después de varios tropiezos con notable elegancia, eres mi ídolo. Y Mariana, eres como una hermana para mí, porque eres una toda una dama digna de admiración.

Todo mi cariño y admiración para los cuatro...

A mis abuelitos, Francisco y Marcela (los llevo en mi corazón), Mario y Carmela, porque lo que dejaron en mis padres no es sino la enseñanza de tomar la vida con responsabilidad y alegría y este mensaje ha sido transmitido a mí, gracias a los cuatro pero muy en especial a ti abuelita Marcela que tu vida por si misma fue ejemplo de virtudes y fortaleza.

A mis tíos Armando y Silvia, gracias por todo el apoyo que me han brindado toda mi vida, gracias por estar en momentos alegres, pero también en los difíciles. Los quiero.

A mis amigos:

*A ti Greci por enseñarme a ver la vida de una forma distinta, sin ti mi historia no habría sido escrita.
Te quiero*

*Sarita, por los momentos tan gratos juntos, por hacerme ver mis errores. Te quiero
Joe, viejo me has enseñado muchas cosas, pero sobre todo a no abandonar el sendero del rock, ROCK
ON!!!*

Juan Carlos (Jebus), hemos tenido tantos triunfos, por ser un verdadero hermano. A Mayra por tu amistad y por aguantar tantas horas de trabajo en tu casa, por esos cafés y viandas.

Alex y esposa, por ser mis amigos y estar ahí en momentos difíciles.

Julio (Tama), por ser un carnalazo, por esas charlas y momentos de diversión.

A Yamile, por aparecer en mi vida. Te quiero.

...Javier

Agradezco:

A mi *ALMA MATER*, por la formación que recibí y por todas las bondades que conlleva el ser estudiante de la mejor universidad de Latinoamérica.

A mis profesores en la universidad:

Al ing. Arturo Tapia por sus correcciones acertadas, por su apoyo durante este rocoso trayecto, por entender mi situación y ser paciente conmigo, por su amistad y por los proyectos en los que me ha apoyado.

Al ing. Héctor L. Macías, por su amistad, por esas charlas de ciencia, ingeniería, política, fútbol, música y de Tintan. Gracias por ser un verdadero ejemplo de académico comprometido con los alumnos y con la sociedad.

Al ing. Antonio Hernández (Toño), por confiar en mí siempre, por enseñarme tantas cosas, a ser más crítico, a no quedarse callado, que lo que necesita México no es, sino ingenieros comprometidos, por esas tardes deportivas. Mis respetos hermano.

Al ing. Bernardo Martel, por sus enseñanzas y por el apoyo en momentos difíciles a mi familia. Por la oportunidad de ser su ayudante en las asignaturas.

Al ing. Miguel A. Ruvalcaba, por su revisión y correcciones, por sus enseñanzas en el aula, gracias.

Al ing. Juan Medina, por su revisión y correcciones, por esas charlas y por ser un académico comprometido con los alumnos, con la facultad y con la universidad.

Al ing. Javier Arellano; por su amistad y por ser un profesor ejemplo en la Facultad de Ingeniería, por sus consejos y sus acertadas observaciones.

Al ing. Alberto Arias, por su amistad, por sus consejos, por tener toda la confianza en mí, por ser un académico que se preocupa por los alumnos.

A mis profesores en la vida profesional:

Al ing. Carlos García Herrera por enseñarme el verdadero trabajo en campo, por enseñarme a razonar los problemas desde un punto de vista ingenieril, por enseñarme a ser humilde y a la vez por darme su confianza. Gracias por todo.

Al ing. Javier Ibarra, por ser un amigo, por enseñarme tanto cuestiones de la ingeniería como cuestiones de vida, por sus consejos y ejemplos, muchas gracias. Le admiro.

Al Dr. José Ibarra, por la confianza que me tuvo, por todo su apoyo, por sus consejos, por ser una persona ejemplo en mi vida, muchas gracias.

...Javier



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN

Resumen	1
Objetivos	1
Método de trabajo	2

I. GENERALIDADES

I.1 Localización	4
I.2 Fisiografía	5
I.3 Clima	10
I.5 Datos Viales	12

II. LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO

II.1 Nivelación del eje del trazo	14
II.2 Secciones transversales	14
II.3 Planimetría	14

III. MARCO GEOLÓGICO REGIONAL

III.1 Geomorfología	16
III.2 Edafología	17
III.3 Estratigrafía	18
III.4 Geología histórica	20
III.5 Marco tectónico y estructural	22
III.6 Sismicidad	24

IV. HIDROLOGÍA

IV.1 Introducción	26
IV.2 Precipitación en la zona de estudio	28
IV.2.1 Inferencia de los registros diarios faltantes	29
IV.2.2 Prueba de consistencia de la información recopilada para realizar el análisis	32
IV.3 Cálculo de las avenidas de diseño	33
IV.3.1 Método de Chow	33
IV.3.2 Método del Hidrograma Unitario Triangular, HUT	34
IV.3.3 Estimación de la lluvia efectiva	35
IV.3.4 Distribución de la lluvia en el tiempo	36
IV.4 Desarrollo del análisis y presentación de resultados	38



V. GEOLOGÍA Y GEOTECNIA DEL TALUD

V.1 Geología del talud	42
V.1.1 Interpretación de imágenes satelitales	42
V.1.2 Estratigrafía	42
V.1.3 Geología estructural	43
V.2 Geotecnia del talud	45
V.2.1 Unidades geotécnicas	45
V.2.2 Obtención de los parámetros geomecánicos en campo con el Martillo de Schmidt	50
V.2.3 Determinación de la calidad de la roca con la clasificación de Bienawski	51
V.3 Análisis de estabilidad del talud	53
V.3.1 Introducción	53
V.3.2 Métodos aplicados en este estudio	53
V.3.3 Análisis de los mecanismos de falla	55
V.3.3.1 Salida de cuñas	55
V.3.3.2 Falla por colapso o caída de un bloque sin apoyo	57

VI. PROYECTO DE ESTABILIZACIÓN DEL TALUD

VI.1 Alternativa de remediación artificial	60
VI.2 Conceptos de obra	61
VI.3 Procedimiento de estabilización	64

VII. RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES 67

BIBLIOGRAFÍA 69



INDICE DE FIGURAS

I.2 Imagen satelital donde se ubica el talud en estudio, sobre la Carretera no. 54	4
I.3 Mapa de provincias fisiográficas	5
I.4 Mapa de climas del estado de Jalisco	12
III.1 Mapa de distribución de suelos del estado de Jalisco	17
III.2 Mapa geológico regional de la zona de estudio	18
III.3 Columna estratigráfica del estado de Jalisco	19
III.4 Modelo tectónico de la parte occidental de la Republica Mexicana	22
III.5 Regiones sísmicas de México	25
IV.1 Regiones hidrológicas de la Republica Mexicana	26
IV.2 Localización del talud en carta hidrológica RH 12	28
IV.3 Distribución mensual de la precipitación	29
IV.4 Gráfica para cálculo del factor de reducción de pico "z"	34
IV.5 Hidrograma Unitario Triangular	34
IV.6 Distribución de la población muestral conforme a su período de retorno	40
V.1 Imagen satelital en donde se aprecia una vista en relieve de la zona del talud	42
V.2 Columna litológica de las rocas expuestas en el talud	43
V.3 Configuración de polos	44
V.4 Diagrama de contornos	44
V.5 Diagrama de Roseta	45
V.6 Relación entre la frecuencia del espaciado y el índice RQD	52
V.7 Esquema diagramático para el cálculo de cuñas	56
V.8 Esquema de la ocurrencia de la caída de bloques sin apoyo	57
V.9 Diagrama de cuerpo libre para el cálculo de las fuerzas inestables en la caída de bloques	58

INDICE DE FOTOGRAFIAS

V.1 Vista de sur a norte, en donde se puede observar la calidad de la unidad U1, así como la erosión y alteración provocada por el escurrimiento e infiltración de agua	46
V.2 Detalle de la unidad geotécnica U2 Dacitas	47
V.3 Vista de norte a sur del talud. Obsérvese el fracturamiento vertical que se extiende a todo lo alto del talud	47
V.4 Basaltos de la unidad U3. Obsérvese la textura de la roca y el color pardo rojizo	48
V.5 Toma de datos con martillo de Schmidt	50



INDICE DE TABLAS

IV.1 Integración superficial de la RH 12	27
IV.2 Estación Ixtlahuacán del río. Distribución de la lluvia mensual (mm)	28
IV.3 Cálculo del número de escurrimiento N	36
IV.4 Valores recomendados del parámetro "e" en la ecuación de Kuishling	37
IV.5 Características fisiográficas y parámetros de la cuenca	39
IV.6 Lluvias máximas diarias registradas en la estación "Ixtlahuacán del río"	39
IV.7 Lluvias máximas diarias anuales (mm) asignadas a periodos de retorno	40
IV.8 Datos de ajuste para la cuenca de estudio	40
IV.9 Gastos de diseño (Esc. Directo) con base en el proceso lluvia-escurrimiento	41
IV.10 Hidrogramas de escurrimiento total	41
V.1 Índice de calidad de la roca RQD	51

ANEXOS

Anexo 1. Clasificación de riesgos en de taludes en carreteras	A-1
Anexo 2. Levantamiento estructural	A-2
Anexo 3. Datos de martillo de Schmidt	A-8
Anexo 4. Ensayes de compresión simple	A-12
Anexo 5. Estereogramas del talud	A-23

PLANOS

Planta topográfica	P.1
Planta geológica	P.2
Secciones geológicas	P.3
Mosaico del talud	P.4
Vista frontal con tratamiento sobrepuesto	P.5



INTRODUCCIÓN

La inestabilidad de taludes es un problema que actualmente se presenta en diversas carreteras del país. Los factores que contribuyen a esto son:

- a) Gran parte de las carreteras de México se desarrollan a través de sierras con una topografía muy accidentada,
- b) los diseños de los cortes y los métodos de excavación en algunos casos no son los adecuados,
- c) la falta de estudios previos a la realización de los cortes, entre otros y
- d) los bajos recursos económicos destinados a la conservación de carreteras.

El objetivo principal de un estudio de estabilidad de taludes o laderas, es establecer medidas de prevención y control para reducir niveles de amenaza y riesgo. Generalmente los beneficios más importantes desde este punto de vista de seguridad, es la prevención.

RESUMEN

La presente tesis contiene los resultados de los estudios realizados, las visitas y recorridos técnicos al talud izquierdo ubicado en el subtramo Km 17+200 al Km 18+000 de la carretera federal Guadalajara-Salttillo. Se presenta también una evaluación de las características topográficas, hidrológicas, geológicas y geotécnicas, con el objetivo de solucionar los problemas de inestabilidad del corte. El talud se encuentra en una curva izquierda abierta y con pendiente de subida de 2.13%.

Los problemas de inestabilidad en el lugar generan riesgo tipificado como medio a alto, es decir de tipo 3 a 5, según la clasificación de taludes de carretera que se presenta en esta tesis como anexo 1.

Se realizó el análisis de estabilidad de taludes para poder determinar las fuerzas inestables y así proponer el diseño de soporte artificial para proveer seguridad al corte.

OBJETIVOS

- a) Definir la geometría, las condiciones de drenaje superficial, subterráneo y conocer las unidades geológico-geotécnicas que afloran en la pared del talud.
- b) Estudiar las condiciones de inestabilidad del talud.
- c) Recomendar las acciones para lograr que el talud sea estable durante su vida útil.



MÉTODO DE TRABAJO

- Se recopilaron y se analizaron datos de geología regional de publicaciones que incluyen a la zona de los taludes para definir las condiciones geológicas generales del sitio.
- Una vez que se obtuvieron los datos del análisis de información recopilada, se procedió a hacer un reconocimiento geológico detallado del talud, definiendo la estratigrafía o unidades litológicas que conforman los macizos rocosos en los que se excavó el talud.
- Se procedió a tomar fotografías para formar mosaicos y realizar la fointerpretación geológica para localizar contactos entre unidades geológicas y suelos, discontinuidades tales como fallas, fracturas, planos de flujo y planos de depósito en las rocas.
- Con este análisis se pudo conocer el modelo geológico y los sistemas de discontinuidades presentes.
- Con base en la información obtenida del reconocimiento previo y análisis de mosaicos, en campo, se efectuó la recolección detallada de datos estructurales de los diferentes sistemas de discontinuidades generales y particulares. Estos rasgos se midieron directamente en la masa rocosa para realizar con ellos el análisis de estabilidad de taludes.
- Mediante topografía, con estación total, se localizaron contactos de unidades geológicas y rasgos estructurales sobresalientes para formular la cartografía geológica del terreno.
- Se procedió a zonificar el terreno en unidades geotécnicas mediante el reconocimiento de cada unidad litológica determinando las alteraciones que les afectan, su dureza relativa mediante golpeo con el martillo de geólogo y su grado de fracturamiento.
- Se estimó, que el ángulo de fricción entre rocas duras y rocas semiduras mediante la observación de los cortes que han tenido problemas de inestabilidad y que presentaban condiciones similares a las rocas del talud en estudio.
- Se procedió a analizar por medio de estereografía la estabilidad de cada uno de los terrenos de la zonificación geotécnica definiendo en primer lugar los terrenos estables y posteriormente los terrenos inestables.
- Una vez obtenido los mecanismos de falla en el talud empleando el análisis cinemático mediante estereografía, se procedió a formular su análisis por el método analítico, para determinar la magnitud y dirección de las fuerzas inestables, para finalmente, recomendar dos alternativas de estabilización.



- Se realizó el proyecto ejecutivo en donde se muestra la distribución del tratamiento que haría al talud estable, así como el procedimiento constructivo.
- En esta tesis se consignan los datos, análisis, conclusiones y recomendaciones para los métodos de soporte con los que se pueden estabilizar los dos taludes en este tramo de la autopista.



I. GENERALIDADES

I.1 LOCALIZACIÓN

El corte del Km 17+200 al Km 18+000 se localiza geográficamente en el municipio de Zapopan en el Estado de Jalisco y se encuentra en la carretera federal No. 54, Guadalajara-Salttillo (Figura I.1 y I.2) que consta de 580 Km de longitud, iniciando con el Km 0+000 en centro de la ciudad de Guadalajara. Esta carretera lleva un rumbo principal N30°E en toda su longitud. Inicia en el estado de Jalisco al salir de la Ciudad de Guadalajara, continúa por los Altos de Jalisco, para luego cortar parte de la Mesa Central y posteriormente el Graben de Jalpa, esto en el estado de Zacatecas y tiene como destino final la Ciudad de Saltillo, Coahuila.

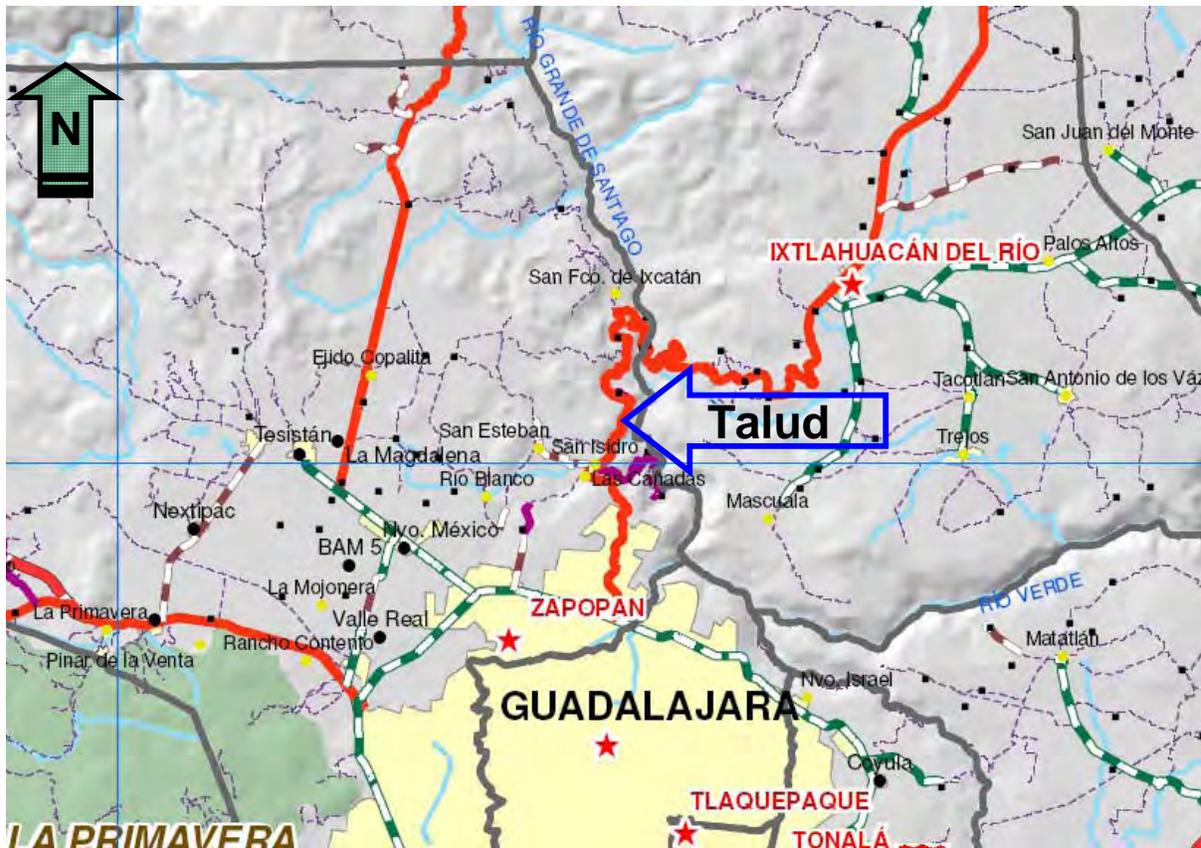
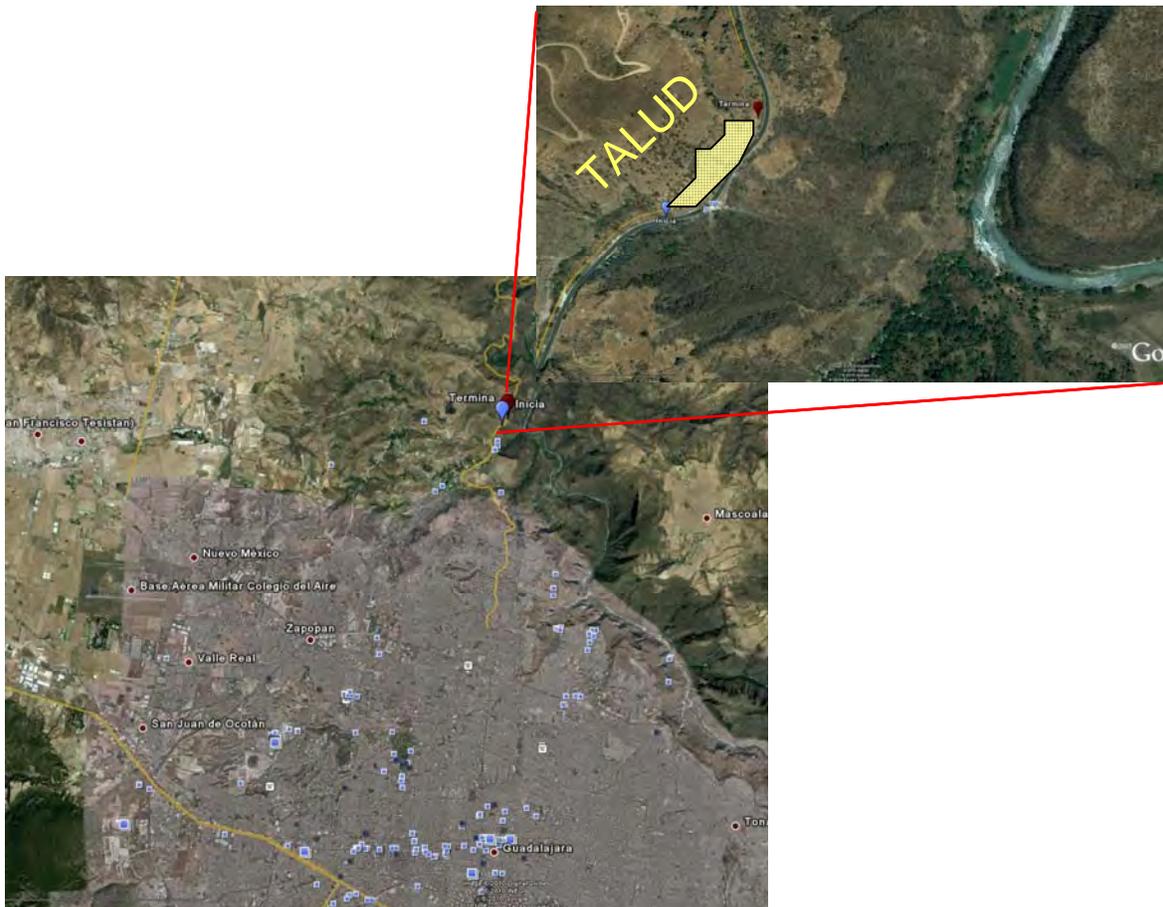


Figura I.1 Localización del talud en mapa de carreteras.



*Fig. 1.2 Imagen satelital donde se ubica el talud en estudio, sobre la carretera no. 54.
Tomada de Google Earth Pro (2009)*

1.2 FISIOGRAFÍA

El estado de Jalisco se encuentra en el occidente de México por lo que puede considerarse como la puerta del Pacífico con respecto a las comunicaciones del centro de la República Mexicana con el oeste y noroeste del país y con los países de la Cuenca del Pacífico.

Limita al N con los estados de Aguascalientes, Zacatecas, Durango y Nayarit; al S con los estados de Colima y Michoacán; al E con San Luis Potosí, Guanajuato y Michoacán y al W con el océano Pacífico.

La zona de estudio se ubica en los límites de dos provincias fisiográficas de gran importancia en el país, la Sierra Madre Occidental y la Faja Volcánica Transmexicana como se logra observar en la figura 1.3.

Jalisco se extiende desde los $18^{\circ}55'06''$ hasta los $22^{\circ}46'24''$ de latitud N y desde los $101^{\circ}30'54''$ hasta los $105^{\circ}41'20''$ de longitud W; es decir que su eje longitudinal tiene una



distancia de 428 km. y su eje transversal de 464 km. aproximadamente. De acuerdo a su posición geográfica astronómica el estado se encuentra inmerso en la zona tropical del hemisferio N del planeta, sobre el margen oriental del océano Pacífico y a una distancia del Golfo de México de 780 km. y de las influencias del Atlántico, Monografía del estado de Jalisco, COREMI.

Uno de los principales atributos naturales del estado lo constituye el hecho de ser una zona de traslapamiento de tres grandes provincias fisiográficas del territorio mexicano; Jalisco es la zona de contacto entre la Sierra Madre Occidental y la Faja Volcánica Transmexicana o Eje Neovolcánico, entre la Sierra Madre Occidental y la Sierra Madre del Sur y entre esta última y Faja Volcánica Transmexicana. De allí la gran variedad de aspectos litológicos, geológicos y morfológicos que presenta el territorio jalisciense así como gran variedad de paisajes naturales.

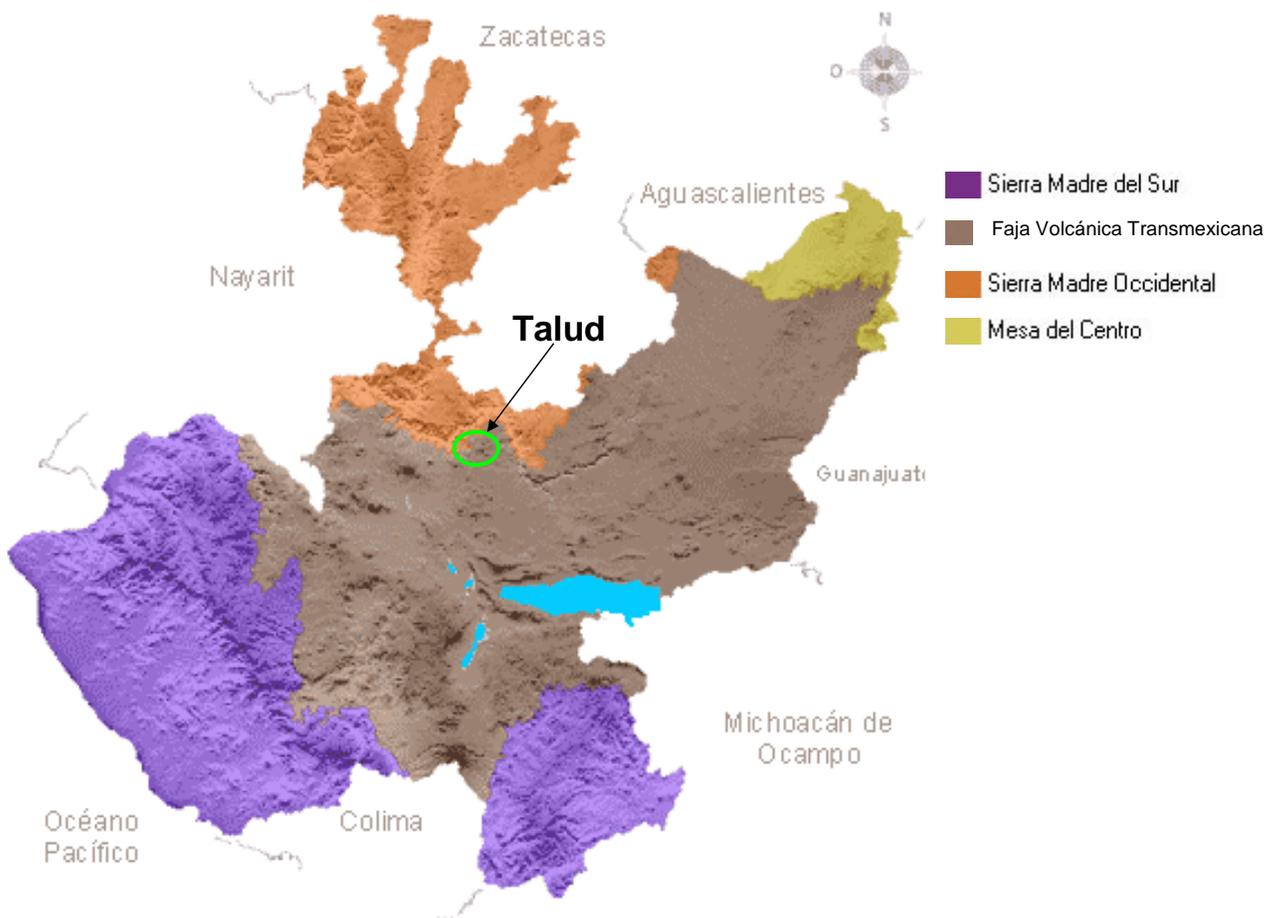


Figura 1.3 Mapa de provincias fisiográficas del estado de Jalisco. Fuente INEGI (2008)

Sierra Madre Occidental

Ocupa parte de los estados de Sonora, Chihuahua, Durango, Sinaloa, Nayarit y Zacatecas. Se inicia en el área fronteriza con Arizona, EE.UU. y termina en el río Santiago en Nayarit,



en donde se conecta con el Eje Neovolcánico. Constituye un importante sistema montañoso, de origen ígneo, volcánico en su mayor parte; la sierra se levanta hasta los 3,000 msnm con una región escarpada orientada al occidente; hacia el oriente la sierra desciende a una región con grandes mesetas. Las condiciones geológicas y fisiográficas tan peculiares de esta sierra han propiciado la formación de cañones profundos sobre su vertiente occidental, entre los que destaca el cañón del Cobre, labrado por el río Urique y sus afluentes.

Faja Volcánica Transmexicana

Se distribuye en la porción central del país más o menos en el paralelo 19° N. En parte de los estados de Nayarit, Jalisco, Colima, Michoacán, México, Morelos, Puebla, Tlaxcala, Veracruz y el D. F. Esta provincia se extiende de oeste a este desde el océano Pacífico hasta el Golfo de México y se considera como una enorme masa de rocas volcánicas, derrames de lava y otras manifestaciones ígneas de la era Cenozoica. En esta provincia se encuentran los grandes volcanes de México, como el Pico de Orizaba (5,610 msnm), Popocatepetl (5,465 msnm), Iztaccihuatl (5,230 msnm), Nevado de Toluca (4,680 msnm), Nevado de Colima (4,240 msnm) y volcán de Colima o de Fuego (3,838 msnm).

Resultan características de esta provincia las amplias cuencas cerradas ocupadas por lagos como los de Pátzcuaro y Zirahuén, o los depósitos de lagos antiguos, como los de la cuenca endorreica de la Cuenca de México, o bien la presencia de cuencas hundidas como la de Chapala convertida en la actualidad en un lago.

Sierra Madre del Sur

Comprende parte de los estados de Jalisco, Colima, Michoacán, Guerrero y Oaxaca. Es una sierra muy compleja, que presenta montañas formadas por rocas de diversos tipos, con predominancia de rocas volcánicas, metamórficas y sedimentarias. La Sierra Madre del Sur tiene como basamento rocas cristalinas y metamórficas, calizas plegadas y otros sedimentos así como lavas e intrusiones.

Al norte de esta sierra se localiza la gran depresión del Balsas y la región de los valles de Oaxaca. Constituye el parteaguas de la vertiente del Golfo y del Pacífico. Al norte queda limitada por el Eje Volcánico Transversal y al este con el Istmo de Tehuantepec.

El relieve de Jalisco se caracteriza por el predominio de las montañas y la ausencia total de extensas llanuras. Desde el punto de vista de las estructuras del relieve en Jalisco predomina el estilo tectónico de "relieve de bloques", en contraposición al estado de Michoacán donde sobresale el relieve volcánico joven sin grandes alteraciones tectónicas.

El N del estado es el dominio de los grandes bloques de las ignimbritas también llamadas "Plateau riolítico" de la Sierra Madre Occidental, dispuestos longitudinalmente y separados por profundos valles de vertientes abruptas. El S es la región de los macizos plutónicos que forman la estructura de la Sierra Madre del Sur.



El W también es la región de los macizos plutónicos cuyos bloques conforman el sistema de la Sierra de Cacoma y de Perote, pero a diferencia de la anterior se desarrolla aquí un extenso piedemonte cuando la montaña no se aproxima al litoral del Pacífico.

El E es el dominio de los altiplanos formados por las mesetas de los bloques elevados del las ignimbritas y de las llanuras aluviales formadas a expensas de la cuenca sedimentaria del río Verde.

Finalmente el centro del estado es una región de compartimentos, de alternancia montañas volcánicas o bloques de montañas y de valles o llanos de poca extensión como los de Atemajac, de Tesistán y de Ameca-Cocula. El graben de Chapala, ocupado parcialmente por el lago más extenso de México, forma también relieves planos que se prolongan en el vecino estado de Michoacán.

La heterogeneidad del relieve permite prever una gran variedad de climas; sin embargo, a juzgar por las características de la circulación atmosférica general y por las condiciones de las formaciones fitogeográficas que son la expresión cabal de los tipos de climas, éstos aparentan una cierta homogeneidad regional y una marcada estratificación climática, en función de la distribución de las precipitaciones, de SSW a NNE.

Durante el verano y gran parte del año Jalisco sufre la influencia de las masas de aire provenientes del anticiclón del Atlántico (Anticiclón de las Bermudas) que son las responsables del régimen térmico y de una proporción relativa de las precipitaciones, estas masas de aire se manifiestan como vientos del E y del SE. También dejan sentir una marcada influencia los vientos ciclónicos del Pacífico los cuales penetran en Jalisco como vientos del SW y son los causantes de la mayoría de las precipitaciones de verano en el Estado.

Durante el invierno influyen en Jalisco las masas de aire provenientes de las altas presiones de la zona templada y polar provocando las bajas temperaturas y las lluvias frontales. Así mismo, se manifiestan excepcionalmente las masas de aire del NW provenientes de las depresiones del N del Pacífico, causantes de lluvias frontales y bajas temperaturas. La corriente de altura de las corrientes en chorro "Jet Stream" tiene que ver con el comportamiento de estas masas de aire frío del N.

La orientación de las estructuras del relieve con respecto a la trayectoria de las masas determina las características de los climas regionales y locales. En Jalisco predominan los climas tropicales, dada la influencia de los vientos alisios, de los vientos ciclónicos y el régimen de precipitaciones de verano.

El W y el S de Jalisco presentan un clima tropical húmedo con más de 1000 mm de precipitaciones anuales; el centro tiene un clima tropical semihúmedo con lluvias de 900 a 800 mm anuales y el N y NE un clima tropical semiseco con precipitaciones de 700 a 500 mm. Las variaciones térmicas guardan estrecha relación con el relieve y la altura sobre el nivel del mar en función de las advenciones de las masas de aire tropical y de la zona templada.



La distribución de las aguas en el territorio mexicano se encuentra en relación inversa a la de la población y a las zonas agropecuarias económicamente más importantes. En efecto, mientras que la mitad S del país posee más del 70% de los recursos hídricos, alberga menos del 30% de la población y de las actividades agropecuarias. En la mitad N, en cambio, se encuentra menos del 30% de los recursos hídricos y alberga a más del 70% de la población y de las actividades agropecuarias y económicas en general. El estado de Jalisco por su situación y posición en el territorio nacional y en la zona tropical, presenta afortunadamente una distribución más equitativa de sus recursos hídricos con relación a la distribución de la población y de las zonas agropecuarias económicamente importantes.

En efecto cuatro cuencas hidrográficas relativamente extensas abarcan gran parte de la superficie estatal.

1) La cuenca del sistema Lerma-Santiago ocupa en el sector E y N del Estado una extensión de 84,559 km² incluyendo a los estados vecinos. El río Verde cuya superficie fluvial se encuentra en el NE del estado de Jalisco se une al río Grande de Santiago frente a la ciudad de Guadalajara tiene una extensión de 20,502 km². Otro de los tributarios importantes del Santiago en territorio jalisciense es el río Bolaños cuya superficie fluvial es de 14,755 km².

2) El río Ameca tiene una cuenca de 12,220 km² aproximadamente, nace en la Sierra de La Primavera, al SW de Guadalajara para desembocar en el extremo NW de Jalisco (Bahía Banderas). Una parte de su cuenca se desarrolla en territorio de Nayarit (3,259km²).

3) La tercera cuenca importante en extensión corresponde al río Armería que nace de la confluencia de los ríos Ayuquila y Tuscacuexco. A pocos kilómetros de su nacimiento penetra en territorio del estado de Colima en tramo comprendido entre el cerro Grande y el Nevado de Colima.

4) La cuarta cuenca corresponde al río Tepalcatepec, tributario del río Balsas, la cual se extiende en el sector SE del Estado en los municipios de Quitupan, Valle de Juárez, Manuel M Dieguez y Jilotlán de los Dolores.

5) Entre las cuencas de los ríos Ameca y el Armería, sobre la vertiente occidental del sistema de la Sierra de Cacoma y entre ésta y la costa se encuentran varias cuencas fluviales paralelas que desembocan directamente en el océano Pacífico. Se trata de los ríos Cuale, Bocas del Tomatlán, María García, Tomatlán, San Nicolás, Cuitzmala, Purificación y Cihuatlán.

6) Finalmente en el S de Jalisco, a partir de la Sierra del Tigre, se desarrolla la cuenca del río Naranjo, que después de recorrer de N a S la fosa de Colima se une al río Coahuayana que sirve de límite entre Jalisco y Michoacán y entre Colima y Michoacán.

Los regímenes fluviales del estado de Jalisco son el fiel reflejo de los regímenes pluviales, de la distribución de las precipitaciones y de las condiciones geográficas. Las relaciones entre estos elementos del espacio geográfico se expresan en los coeficientes e índices de escurrimientos cuyos valores son representativos de los *regímenes fluviales tropicales*. Es



decir que los caudales y volúmenes de los ríos de Jalisco dependen de las precipitaciones, de modo que los máximos caudales se registran en verano y los mínimos en invierno. Clima, relieve y litología se conjugan para dar lugar a una variedad de suelos cuya distribución se resume en consideración a las formas del relieve o las unidades geomorfológicas. Los litosoles predominan en las vertientes de la montaña, en cambio los regosoles se distribuyen sobre las planicies de piedemonte, principalmente de las montañas graníticas el W.

En los llanos y valles del centro del estado se desarrollan los andosoles y fluvisoles. En el E sobre los llanos de la fosa de Chapala predominan los gleysoles y los suelos hidromorfos. Los suelos limo-arcillosos ácidos se distribuyen en la cuenca del río Verde, al NE del estado. En algunas zonas deprimidas como en los lagos de Sayula, San Marcos, Zacoalcos y Atotonilco aparecen suelos salinos. En las altiplanicies, mesetas y terrazas fluviales aparecen relictos de suelos ferruginosos, tales como los suelos rojos de Arandas.

La cubierta vegetal en el medio tropical, mejor que en cualquier otra zona del planeta, refleja las relaciones entre el clima, el relieve y el suelo. Así pues en las zonas montañosas se presenta un perfil tipo de la distribución de las formaciones vegetales. El bosque espinoso y el matorral xerófilo se extienden en las zonas bajas y planas; el bosque tropical caducifolio pertenece a las zonas bajas de las vertientes de las montañas; por encima de éste el bosque de encinos y en las partes más altas el bosque de pinos. En las montañas más húmedas, al bosque de encinos le sucede en altura el bosque mesófilo de montaña y el bosque de pinos y abetos. En las zonas de mayor precipitación y humedad de la costa del Pacífico se desarrolla la selva tropical subcaducifolia y la selva baja caducifolia que se asemeja al bosque tropical caducifolio del interior del estado.

I.3 CLIMA

El clima de esta entidad presenta grandes contrastes debido a la conformación variada de relieves y la influencia de masas de agua, tanto marítima como lacustre. Se encuentran variantes de climas semisecos hacia el norte y noreste; climas templados en las partes altas de las sierras; semicálidos en la zona centro y alrededores de Chapala y climas cálidos a lo largo de toda la costa, figura I.4.

Todas estas variantes afectan en forma particular el desarrollo de las características físicas, culturales y socioeconómicas, asimismo proporcionan condiciones favorables para el aprovechamiento de una gran variedad de recursos, como diferentes tipos vegetativos, una amplia variedad de cultivos y áreas propicias para asentamientos humanos e industriales.

Encontramos un ejemplo de lo anterior en la zona centro, donde existe un clima semicálido que ha favorecido en gran medida al desarrollo de actividades agrícolas, localizándose también la mayor concentración de áreas urbanas e industriales como la capital del estado, Ocotlán, Atotonilco e industrias textiles, químicas, alimenticias y otras.



La temperatura media anual es de 21.0°C, con máxima de 22.6°C y mínima de 20.2°C, aunque ciertos días del año y en ciertas zonas se llegan a dar temperaturas extremas de hasta 40 °C la máxima y 4.0°C la mínima.

Clima Cálido Subhúmedo

Se caracteriza por una temperatura media anual mayor de 22° C y sostiene principalmente comunidades vegetativas como: selva baja, selva mediana, pastizales, bosques de pino y encino. Se localiza principalmente a lo largo de la zona costera del estado, extendiéndose hacia el sureste, ocupa principalmente el 24% de la superficie de la entidad.

Clima Semicálido Subhúmedo

Este clima tiene una temperatura media anual mayor a 18° C y bajo su influencia, en una reducida zona, se desarrollan bosques de pino y encino y bosques mesófilos de alta montaña. Sin embargo, en la mayor parte se desenvuelven comunidades vegetales como matorral subtropical, pastizales, selva baja, y bosques de tascate, ocupa aproximadamente un 46% de la superficie del estado.

Clima Templado Subhúmedo

Este clima es estable en cuanto a temperatura (mesotérmico) y sostiene entidades vegetales de encino, pino, bosques mixtos y pastizales. Se presenta en aproximadamente un 16% de la superficie. Su distribución es dispersa por toda la entidad.

Clima Semifrío

Este clima se caracteriza por tener una temperatura media anual menor a 16° C y sustenta comunidades vegetales de bosques de pino-encino, bosques de oyamel y praderas de alta montaña. Ocupa aproximadamente un 1% de la superficie del estado.

Clima Semiseco

Se le denomina también seco estepario y se caracteriza porque la evaporación excede a la precipitación. Su temperatura es mayor a los 18° C. Los tipos vegetativos que comúnmente se desarrollan en este clima son vegetación xerófila y Pastizal. Se presenta en aproximadamente un 13% de la entidad y está distribuido al noreste y norte.

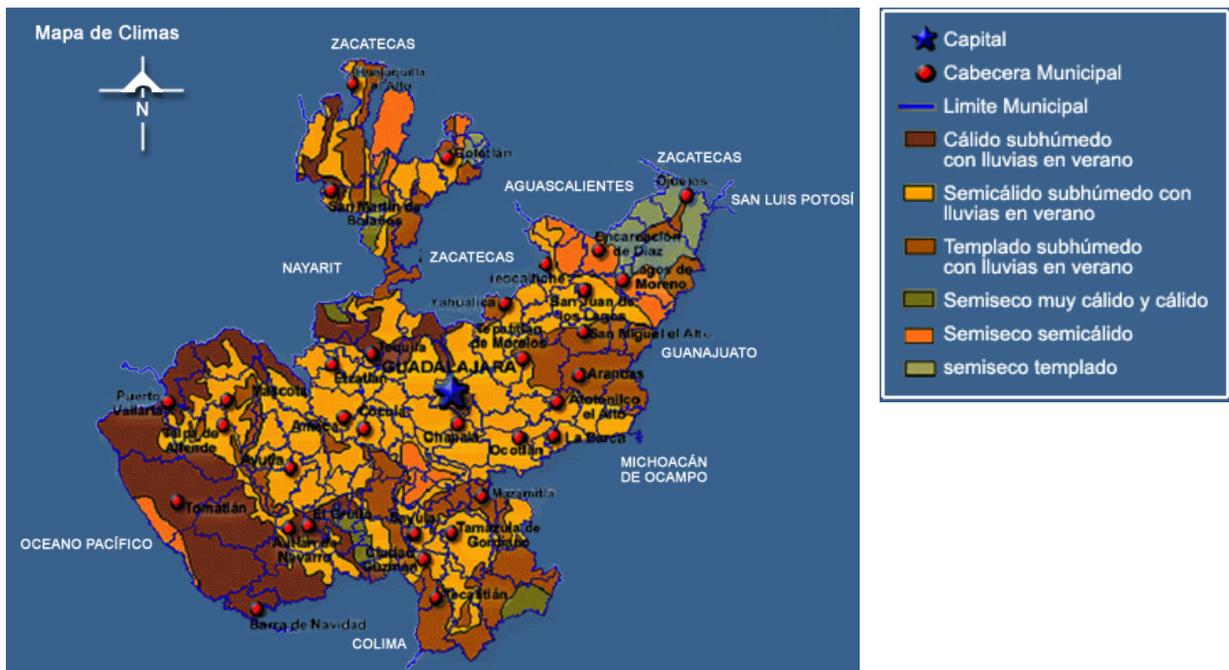


Figura 1.4 Mapa de climas del estado de Jalisco, tomado de INEG, (2008)

1.4 DATOS VIALES

La zona de estudio se encuentra localizada en el subtramo Periférico Guadalajara – Talud Derecho Ixtlahuacán del Río (Figura 1.5). En la figura se puede observar el TDPA (Tránsito Diario Promedio Diario) es de 3527 vehículos de los que se pueden separar en porcentaje según la clasificación vehicular basada en el número de ejes y peso.

9 CARR : GUADALAJARA - ZACATECAS		CLAVE: 00150		RUTA : MEX-054								AÑO : 2008						
L U G A R	ESTACION	CLASIFICACION VEHICULAR EN PORCIENTO .																
		KM	TE	SC	TDPA	A	B	C2	C3	T382	T383	T382B4	OTROS	A	B	C	E'	D
GUADALAJARA	0.00																	
X. PERIFERICO GUADALAJARA	6.19	3	0	12978	80.6	5.9	4.8	2.7	1.7	1.7	1.9	0.7	80.6	5.9	13.5	0.077	0.502	
T. DER. IXTLAHUACAN DEL RIO	49.46	3	0	3527	72.4	10.7	4.8	3.5	4.4	2.2	0.9	1.1	72.4	10.7	16.9	0.086	0.508	
LIM. EDOS. TERM. JAL. PPIA. ZAC.	76.49																	
T. IZQ. MOYAHUA	106.40	1	0	2589	76.7	4.6	3.4	4.6	5.0	2.8	1.2	1.7	76.7	4.6	18.7	0.078	0.505	
APOZOL	129.30	1	0	3158	80.1	5.0	3.1	3.6	2.5	4.0	1.3	0.4	80.1	5.0	14.9	0.088	0.502	

Figura 1.5 Tabla de TDPA por subtramos en la Carretera Guadalajara – Saltillo. Fuente SCT (2008)



II. LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO

El levantamiento topográfico se realizó con equipo electrónico debidamente calibrado (Estación Total marca Trimble, serie 5600 (Direct-reflex) DR-200+.

Durante el levantamiento se realizaron las siguientes actividades:

- Se obtuvieron los datos de campo que permitieron conocer la topografía de las masas inestables su área y la dirección de sus movimientos, mediante la observación de las fisuras, la vegetación (arbustos ladeados en el sentido del movimiento), las características y condiciones geométricas de la carretera y del tramo en estudio, datos que serán la base del proyecto de estabilización del talud de corte y de la cuantificación de volúmenes de obra que se integraron en el proyecto ejecutivo.
- Es importante manifestar que la planimetría levantada y dibujada sirvió de base para proponer al menos 2(DOS) alternativas o las que resulten necesarias, para la estabilización del talud de corte en la carretera, de acuerdo con los resultados del estudio de la geología y geotécnicos. Dichas alternativas fueron analizadas por la coordinación del proyecto para definir cual de ellas se realizará, a efecto de que se proceda con la topografía definitiva.
- Se trazó una poligonal principal de apoyo para la determinación de los datos planimétricos y altimétricos esenciales comprendiendo toda la zona inestable en el camino.
- Como parte del estudio topográfico se levantaron y se inventariaron todos y cada uno de los elementos que conforman la carretera, hacia el exterior y hacia el interior del camino en una longitud en el sentido longitudinal y transversal que cubrieron el total del área inestable y la que por necesidades de construcción se vean afectadas, incluyendo señales, defensa metálica, obras de drenaje, obras menores, letreros, anuncios panorámicos, guarniciones, banquetas, señales acotamientos, postes, árboles pozos de visita, obras inducidas y las que por importancia de la zona deban referenciarse.
- De igual forma, para tener el control angular en toda la longitud, las coordenadas y azimut de partida fueron supuestas, para su orientación se utilizó una brújula tipo BRUNTON, se identificó el eje del tramo en estudio, y por medio del programa de Civil CAD de autocad se calculó el PC, PT y PI.
- Una vez localizado el trazo se procedió a marcar con pintura los cadenamientos a cada 20 m en los tramos en tangente del camino. Esta referenciación se hizo por el método de radiaciones tomando como apoyo los bancos de nivel de la poligonal de apoyo.



- Las estaciones cerradas a cada 10 o 20 m al igual que el PC, PT, PI, se pueden replantear en cualquier momento con la poligonal de apoyo, por lo que no es necesario marcarlas con trompos y tachuelas además de que es una carretera en uso y no se requiere para el tratamiento del talud de corte.

II.1 NIVELACIÓN DEL EJE DE TRAZO

- El perfil se calculo tomando la elevación obtenida de uno de los puntos propuestos para la poligonal de apoyo de tal manera que las elevaciones se referencian a x nivel. El perfil se dibujo por computadora con Civil Cad , a escala horizontal 1:1000 y vertical 1:100
- De acuerdo con el trazo se levanto un perfil a cada 20 m, en los puntos intermedios trazados, así como todos los puntos de importancia para el proyecto tales como cambios de pendiente sobre la línea trazada.
- Se presenta un perfil del eje de trazo, calculado con Civil CAD
- Una vez que se calculo el perfil, se procedió a calcular las secciones del terreno natural y se dibujaron por computadora. El plano dibujó a escala horizontal 1:100 y vertical 1:100.

II.2.2 SECCIONES TRANSVERSALES

- En las estaciones de la vialidad marcadas sobre el camino y ubicadas a cada 20 m y en los puntos nivelados se levantaron secciones transversales, que cubrieron el ancho del talud de corte inestable. Las secciones se levantaron de cada estación cerrada a cada 20 m., del PC Y PT, Las secciones se extendieron hasta donde se considera pudiera tener problemas de caídos cada talud de corte.
- Para la obtención de las secciones transversales se utilizo el método de radiaciones (Direct-reflex), medición de puntos sobre el talud por medio de rebote, es decir; sin prisma. De esta manera se obtuvo una configuración más real de la sección.

II.2.3 PLANIMETRIA

- Se elaboro un plano de PLANTA TOPOGRÁFICA escala 1:1000 (ver Anexo P.1) por coordenadas, el cual contiene los datos de campo para el trazo, datos de curvas, eje de carretera, longitud y rumbos de tangentes, derecho de vía, indicación del norte, la equidistancia entre curvas de nivel, etc.



- Una vez concluidos los trabajos de campo se procedió al cálculo y elaboración de planos topográficos de planimetría, planta y perfil, detalles e infraestructura existente. Los planos se apegan a lo indicado en los manuales de presentación, control de informe y propuestas, editados por la S.C.T.
- Los planos se digitalizaron en Autocad compatible con Windows. En los planos se presentan los cuadros de coordenadas X, Y, Z, Norte y escalas gráficas y numéricas.



III. MARCO GEOLÓGICO REGIONAL

Regionalmente el área de estudio comprende de manera parcial las subprovincias Chapala, Sierras y Bajíos Michoacanos, Sierras de Jalisco, Guadalajara y Altos de Jalisco de las provincias fisiográficas de la Faja Neovolcánica Transmexicana (FVTM), así como, en la subprovincia Sierra Valles Zacatecanos, Sierra Madre Occidental y Mesa Central.

Hasta la fecha no se han detectado en Jalisco afloramientos de rocas precámbricas ni paleozoicas. En estudios anteriores se menciona que los esquistos y gneisses del poniente de Purificación se correlacionan con el Paleozoico, sin embargo, al verificar posteriores dataciones de las rocas, (Instituto Mexicano del Petróleo, J E Aguayo, 1983), se desechó esta idea.

El basamento regional está representado por rocas metamórficas del Triásico y del Jurásico, expuestas en áreas reducidas y aisladas.

El Cretácico Inferior está constituido por volcanosedimentos de los pisos Berriasiano y Hauteriviano, por calizas arcillosas y lutitas del Barremiano, así como por productos volcánicos andesíticos y riolíticos del Barremiano-Aptiano El Cretácico Medio lo constituye una alternancia de sedimentos volcanoclásticos marinos, areniscas, limolitas, calizas, brechas, tobas riolíticas de edad Albiano-Cenomaniano.

El Cretácico Superior está representado por sedimentos calcáreos arrecifales y por calizas del Turoniano Dentro del mismo Mesozoico se sitúan distintos procesos magmáticos y anatexiticos, los cuales dieron lugar a la faja del batolito del Pacífico, el Cenozoico se manifiesta por dos paquetes principales de rocas volcánicas del Terciario, el paquete andesítico y el paquete riolítico, correspondiendo las rocas basálticas a la finalización de la era Terciaria, y a la casi totalidad del Cuaternario. Finalmente, al Reciente corresponden los depósitos de materiales constituidos por aluvión, sedimentos lacustres no consolidados y sedimentos de litoral.

III.1 GEOMORFOLOGÍA

La región forma parte de la Provincia Fisiográfica Faja Volcánica Transmexicana según Raisz (1964), dentro de la subprovincia de los Altos de Jalisco, conformada por rocas de origen principalmente volcánico.

A nivel geomorfológico, destacan las geoformas construccionales o de segundo orden, principalmente constituidas por un ensamble de rocas, con fallamiento en bloques, que ha dado lugar a un conjunto de geoformas limitadas por fallas de distintos desplazamientos estructurales. Esto ha generado cuerpos rocosos de diferentes elevaciones sobre el nivel del océano todos en diversas etapas dentro del ciclo de erosión (Davis, 1899), el cual es el rasgo geomorfológico en proceso activo actual, con su consecuente desgaste de masas y remoción de materiales erosionados de las partes más altas, la remoción de los materiales alterados y acarreos de los rellenos aluviales; constituyen los procesos de tercer orden o destruccionales.



El patrón de drenaje está bien integrado, es de tipo dendrítico de baja a mediana densidad, tiene control estructural, formado por tributarios, algunos de régimen permanente, que discurren generalmente en cauces de cañadas angostas y fuertes gradientes hidráulicos, que descienden de las porciones montañosas y al cambio de pendiente en algunas partes formaron abanicos aluviales, con energía suficiente para arrastre de sólidos en suspensión y de la carga de fondo, que a su vez convergen hacia el principal afluente del área, el Río Grande Santiago.

Los diversos y enriquecidos paisajes apreciados en la región, construidos a través del tiempo y por procesos geológicos, dan muestra de una dinámica compleja en esta parte del territorio nacional, objeto de estudio de diferentes disciplinas de la geología, por las particularidades únicas a nivel global y en un contexto geológico histórico aún no resuelto por completo.

III.2 EDAFOLOGÍA

La Sierra Madre Occidental pertenece a los períodos Cuaternario, Terciario y Cretácico, que determinan cinco tipos de suelo: Xerosol lúvico, Planosol eútrico, Xerosol háplico, que son utilizados en la agricultura; y el Feozem háplico y lúvico, aptos para el uso agropecuario o forestal. Mientras que en la Faja Volcánica Transmexicana y la Sierra Madre del Occidental, las rocas originan los siguientes suelos: Háplico, Cambisol eútrico, Litosol, Vertisol pélico y Luvisol vértico, con gran utilización agrícola, también son propicios para el uso pecuario y una mínima parte es de uso forestal (figura III.1).

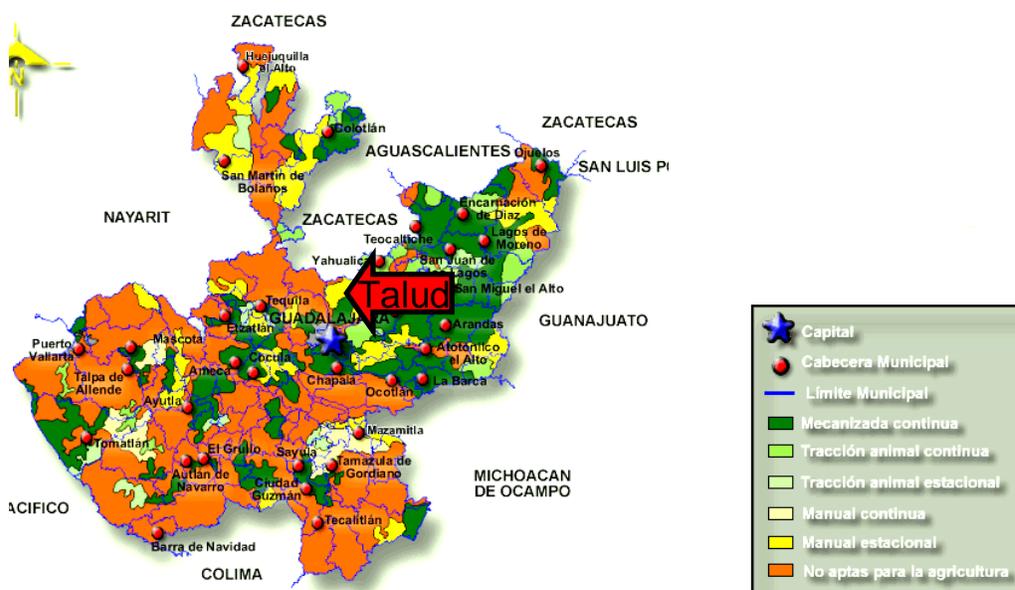


Figura III.1 Mapa de distribución de suelos del estado de Jalisco (Fuente INEGI, 2008)



III.3 ESTRATIGRAFÍA

La región comprende sobre todo rocas de la Faja Volcánica Transmexicana, por lo que afloran predominantemente rocas de origen volcánico. En la figura III.2 se logra observar la distribución espacial de esta región.

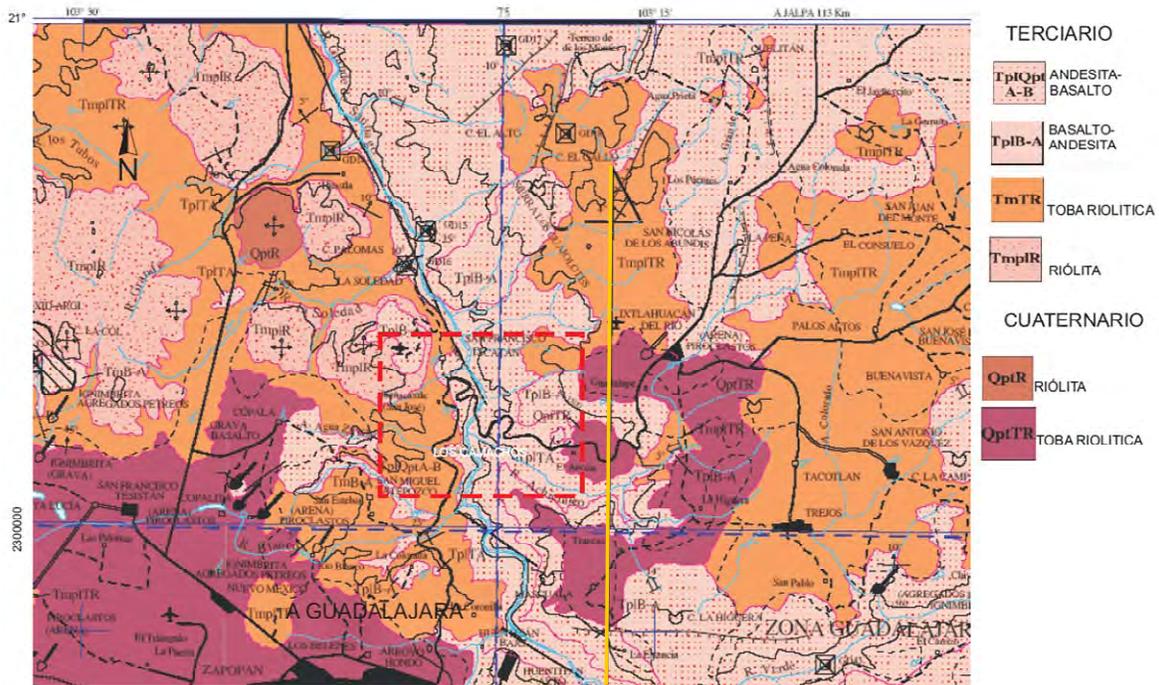


Figura III.2 Mapa Geológico. El cuadro en rojo muestra el área donde se trabaja. Servicio Geológico Mexicano, (2000)

En la figura III.3 se presenta una revisión del contexto cronoestratigráfico, así como la columna estratigráfica regional.

Las rocas más antiguas corresponden a secuencias sedimentarias del Terreno Guerrero y están constituidas por areniscas rojas y conglomerados formados por clastos de tobas y calizas, la cual es sobreyacida por una secuencia volcanosedimentaria que corresponde a la Formación Tepalcatepec que está compuesta de conglomerados y areniscas con intercalaciones eventuales de ignimbritas andesíticas y riolíticas, sobre la cual descansa una unidad carbonatada constituida por calizas en estratos gruesos a masivas, las cuales son cubiertas por una sucesión de piroclastos de composición riolítica denominada Tobas Tapalpa de la cual se tiene una edad radiométrica de $79 \pm$ Ma (Campaniano). Todas las unidades anteriores están parcialmente intrusionadas por el Batolito de Puerto Vallarta y por pequeños intrusivos del Eoceno. En cuanto a las secuencias pertenecientes a la Sierra Madre Occidental se tienen flujos piroclásticos riolíticos del Oligoceno-Mioceno con edad radiométrica de 24 Ma (Gómez Tuena, 2005).



Previo al vulcanismo de la Faja Volcánica Transmexicana se tienen dos secuencias de tobas, una de composición riolítica con edad isotópica de 17 Ma (Mioceno), a la cual se relaciona una secuencia de tobas y brechas andesíticas, así como, una secuencia de calizas lacustres y terrígenos intercalados con horizontes volcánicos.

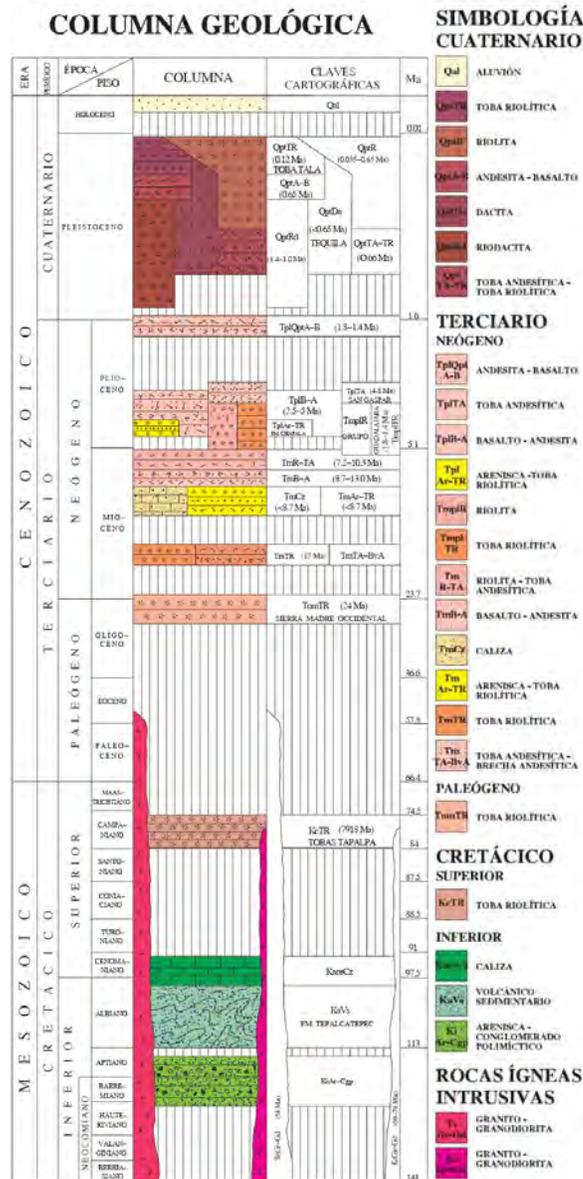


Figura III.3 Columna estratigráfica del estado de Jalisco. SGM, (2000)

El primer evento magmático que pertenece a la Faja Volcánica Transmexicana, es una unidad basáltica, con edades isotópicas de 13 a 8.7 Ma (Gastil et al., 1979; Allan, 1986, Moore et al., 1994). También de edad Plioceno se tienen, la ignimbrita San Gaspar con edades radiométricas de 4.8 (Gilbert et al., 1985) a 4.9 Ma (Rosas –Elguera et al., 1997); la Formación Chapala con sedimentos lacustres con intercalaciones de ceniza y pómez y una unidad de andesitas y basaltos con edades radiométricas entre 2.5 a 4.4 Ma.



Durante el Plioceno-Pleistoceno se desarrolló una cadena de volcanes que va desde la región de Tequila hasta El Salto, Jal., y constan de andesitas y basaltos con fechamientos de entre 1.4 a 1.8 Ma.

Representando al Pleistoceno se tienen el Campo Volcánico Acatlán, que consta de un grupo de domos dacíticos y riolíticos de 1.4 a 0.99 Ma conos y flujos de lava andesíticos de 0.22 a 0.65 Ma la ignimbrita Acatlán de 0.66 +/- 0.02 Ma (Rosas-Elguera et al., 1997), la cual muestra evidencias de mezcla de magmas riolíticos y andesíticos; el Complejo Volcánico Tequila formado por rocas de composición andesítica, una serie de lavas riolíticas, dacíticas y andesíticas que fueron expulsadas por el Volcán de Tequila y por último unidades relacionadas a la Caldera La Primavera cuya fase explosiva inicial consiste en flujos pirocásticos de composición riolítica denominada Toba Tala con edades de 0.12 Ma y la fase efusiva con domos riolíticos con edades de 0.035 a 0.65 Ma.

III.4 GEOLOGÍA HISTÓRICA

Son pocos los estudios realizados al respecto, los más completos en cuanto a dataciones del magmatismo, son los efectuados por la Comisión Federal de Electricidad y por el Instituto de Geofísica de la Universidad Nacional Autónoma de México.

Se considera que Jalisco ha sido tectónicamente activo desde fines del Paleozoico hasta el Reciente, dando como resultado un sistema de fosas y pilares con tendencia a levantarse, hacia la actual costa del Pacífico y a profundizarse hacia el interior del continente.

El más antiguo de los eventos orogénicos reconocidos en el estado, se inicia a principios de la era Mesozoica con el metamorfismo de la secuencia sedimentaria del Triásico por efectos de la Orogenia Jaliscoana (Gómez Tuena, 2005).

Durante el Cretácico Inferior existió en la región un ambiente de depósito marino, de profundidades someras a intermedias, presentando condiciones de circulación restringida, teniéndose un aporte de arenas conglomeráticas y la intercalación de emisiones volcánicas andesíticas. Posteriormente, el ambiente se fue haciendo de mar más profundo, al mismo tiempo que se intensificaba la actividad magmático-volcánica, manifestada por un complejo ígneo y metamórfico. Esta actividad magmática es atribuida a la deriva de la placa tectónica norteamericana hacia el noroeste y su colisión con las placas Farallón y Cocos. A su vez, la subducción de la placa Farallón con una dirección del movimiento oblicua al margen continental, produjo esfuerzos distensivos que dieron lugar a la formación de una fosa en el borde continental.

En el Cretácico Superior persiste la subsidencia y posteriormente el choque de las dos placas antes mencionadas provoca esfuerzos que se reflejan en la secuencia sedimentaria previamente depositada. Estos eventos equivalen en tiempo a la Orogenia Laramide.

Durante el Terciario la evolución fue de la siguiente manera.



En el Oligoceno continúa la subducción de la placa Farallón, produciendo esfuerzos de compresión, que a su vez provocan el fallamiento y fracturamiento de rocas cretácicas y la emisión de lavas y material piroclástico de composición andesítica.

El Mioceno se caracteriza por una intensa actividad, sobre todo en el continente. Se llevan a cabo intrusiones granodioríticas y dioríticas que atraviesan la secuencia volcánica sedimentaria, misma que sufre fallamientos y fracturamientos de rumbo preferente noroeste sureste y el emplazamiento de la mineralización. Asimismo, se desarrollan grandes manifestaciones ignimbríticas que van a cubrir progresivamente los relieves preexistentes. Por otra parte, la actividad tectónica culmina con la formación de la Sierra Madre Occidental y la Faja Volcánica Transmexicana.

Finalmente, en el Plioceno da inicio el volcanismo basáltico, que a su vez cubre la secuencia volcánica anterior, así como a algunas estructuras mineralizadas. Posteriormente, la corteza sufre un basculamiento que da origen a las fallas post-mineralización desplazando a ésta y forma bloques escalonados y fosas con orientación norte sur y noroeste sureste.

El Eje Neovolcánico se considera una de las fajas de la margen continental activa de América Su origen también está asociado al movimiento de las placas tectónicas y se deriva de un arco volcánico intracontinental en el Plio-Cuaternario. Consiste en una estructura transversal superpuesta a la faja de plegamientos alpina, emplazada en una amplia zona con orientación general este oeste. En el estado de Jalisco está representado por El Lago de Chapala, en cuyo extremo poniente se encuentra la zona conocida como la Triple Unión, que corresponde a intersección de tres grandes estructuras tectónicas (figura III.4), que son:

- a) Graben Tepic-Zacoalco (GTZ), con una Orientación noroeste sureste,
- b) Graben Colima (GC), con dirección predominante norte sur y
- c) Graben Chapala (GCh) con rumbo este oeste.

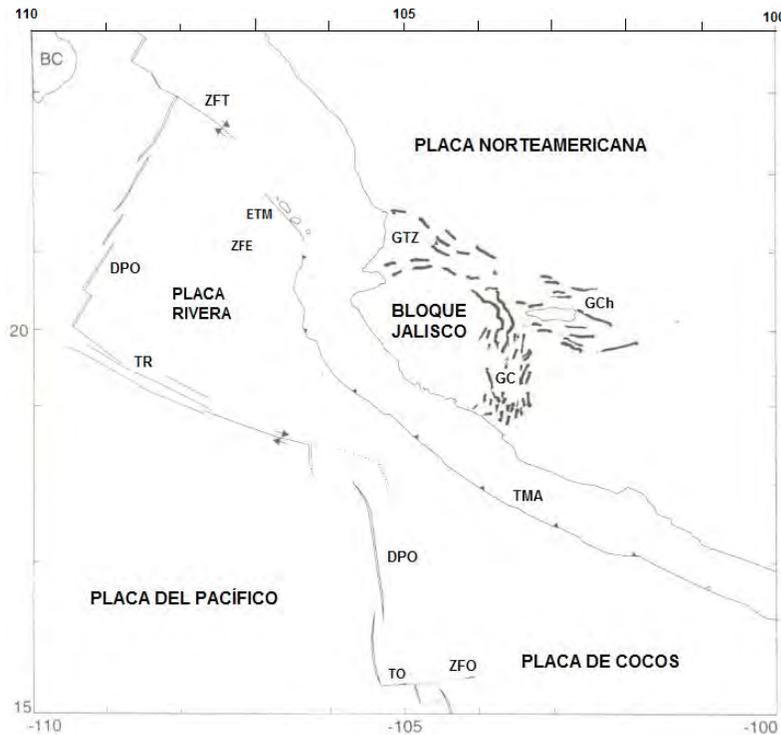


Figura III.4 Modelo tectónico de la parte occidental de la República Mexicana, Siglas: TMA: TMA: Trincher Mesoamericana; TO: Transforme de Orozco; ZFO: Zona de Fractura de Orozco; DPO: Dorsal del Pacífico Oriental; TR: Transforme de Rivera; GTZ: Graben Tepic-Zacoalco; GC: Graben Colima; GCh: Graben Chapala; ZFT: Zona de Fractura de Tamayo; ETM: Escarpe Tres Marias (Fuente Gómez Tuena, 2005).

III. 5 MARCO TECTÓNICO Y ESTRUCTURAL

Se tienen dos ámbitos tectonoestratigráficos formados por rocas ígneas extrusivas, pero la principal diferencia radica en la composición química de su litología:

- La inferior, La Faja Ignimbrítica Mexicana, es de edad cenozoica, origen volcánico y ambiente geotectónico de Arco Continental. Es de naturaleza silícica, es decir, con rocas de tipo ácido, ricas en sílice y relacionada a la subducción de la paleo placa Farallón, con relación directa con el sistema de la Falla de San Andrés, que es una falla de naturaleza de corrimiento lateral dextral y cuya actividad es responsable de la apertura del Golfo de California.
- La segunda, que la cubre discordantemente, es La Faja Volcánica Transmexicana, de edad Cenozoico Superior (Neógeno), origen volcánico y ambiente geotectónico de Arco Continental. Puede relacionarse con la Falla Transforme Clarión de sentido siniestral, la que presumiblemente cruza la totalidad de la República Mexicana con dirección Este-Oeste. Esta actividad se concentra principalmente entre los paralelos 19 y 20° de latitud norte.



El área de estudio se ubica dentro de la Faja Volcánica Transmexicana en su parte norte, donde se tienen depósitos tobáceos y derrames andesítico-basálticos. Otra mega estructura implicada en el desarrollo y evolución de la Faja Volcánica Transmexicana es la zona de subducción detectada en la Trinchera Mesoamericana, donde la Placa de Cocos subduce bajo la corteza continental de México.

Estructuralmente la región es complicada, puesto que convergen los estilos estructurales por compresión y por intrusión, con lo que se ha registrado esto en los rasgos estructurales comprendidos tanto en la provincias fisiográficas de la Sierra Madre Occidental, Mesa Central y Faja Volcánica Transmexicana. Sin embargo los rasgos estructurales principales se pueden reconocer.

La geología estructural regional, cerca de la zona de estudio se presenta a continuación.

La representación de esta área comprende una serie de pliegues que afectan rocas volcanosedimentarias del Terreno Guerrero.

El límite entre la FVTM y la Sierra Madre Occidental en el occidente de México está controlado por un sistema de fallas cuyo estudio aún está desarrollándose. En este sentido, este límite estaría representado por las zonas donde ahora se distinguen el Graben Tepic-Zacoalco y el Graben de Chapala.

El graben de Ameca está limitado al norte por la falla Ameca-Ahuisculco, la cual puede ser dividida en el segmento Ameca, con 34 km de longitud con una dirección de 80° a 110° y el segmento Ahisculco, con 22 km de longitud y una orientación de 145° - 155° .

El semigraben de Zacoalco está limitado por la falla San Marcos de 20 km de longitud y una dirección 60° - 170° .

El graben de Chapala, es una de las depresiones más notables del occidente de México, su porción occidental está formada por las fallas Bola Viejo II, Chapala y Citala que buzan hacia el Sur formando un sistema de bloques basculados hacia el N; la porción oriental del graben de Chapala está delimitada al sur por la falla Pajacuarán de dirección E-W y una inclinación de 70° , y al N por la falla Ixtlán tiene una dirección general NW-SE y una longitud de unos 35 km, la continuidad de esta estructura está evidenciada por las manifestaciones hidrotermales superficiales.

El Graben de Colima se considera como un sistema constituido por una falla principal denominada Techaluta y otras menores que limitan la depresión en su margen oriental y que progresivamente, hacia el N, se unen con el semigraben de Citala.



III.6 SISMICIDAD

A nivel regional, el estado de Jalisco se ha considerado como de sismos raros o poco frecuentes (Figueroa, 1965); Sin embargo, se cuenta con documentación de Sismicidad Histórica importante (Acosta y Suárez, 1996). Ver Figura III.5.

En el año de 1912; se detectó actividad sísmica prácticamente en la porción norte de Guadalajara.

En el año de 1875, se suscitó actividad sísmica, de carácter muy destructivo, que afectó severamente la población de San Cristóbal de la Barranca, el cual tuvo una magnitud estimada de 7.8° y profundidad de 33 km (Figueroa, 1965). Que provocó numerosos daños en la capital de Jalisco, e incluso el colapso de las torres de la catedral. Este evento sísmico, probablemente estuvo relacionado con la manifestación volcánica del Ceboruco del año 1870, que puede considerarse en términos geológicos como sincrónica con el Sismo de San Cristóbal de la Barranca.

En el año de 1632, ocurrió un fuerte sismo en el área de Zacoalco (Acosta, *et al*, 1994), que provocó grandes daños en los poblados del área, derrumbó varios templos y causó muchas víctimas, con desaparición de algunos manantiales y aparición de otros nuevos, además de desprendimientos de grandes rocas de los cerros.

Las frecuentes manifestaciones del Volcán de Colima indican con claridad que en los límites del Bloque Jalisco se están llevando a cabo procesos tectónicos importantes, en esta parte del Graben de Colima, de tendencia N-S, se manifiesta el denominado sistema estructural Cuencas y Sierras, el cual está presente en la región de estudio.

De lo anterior se puede deducir que la región es susceptible de verse sometida a la acción de eventos sísmicos, y es pertinente monitorear la región por lo menos durante un lapso de al menos dos años continuos. Para efectos del diseño de la obra, se requiere conocer la frecuencia natural del terreno, con objeto de evitar el efecto de resonancia entre dicha frecuencia natural y el corte.

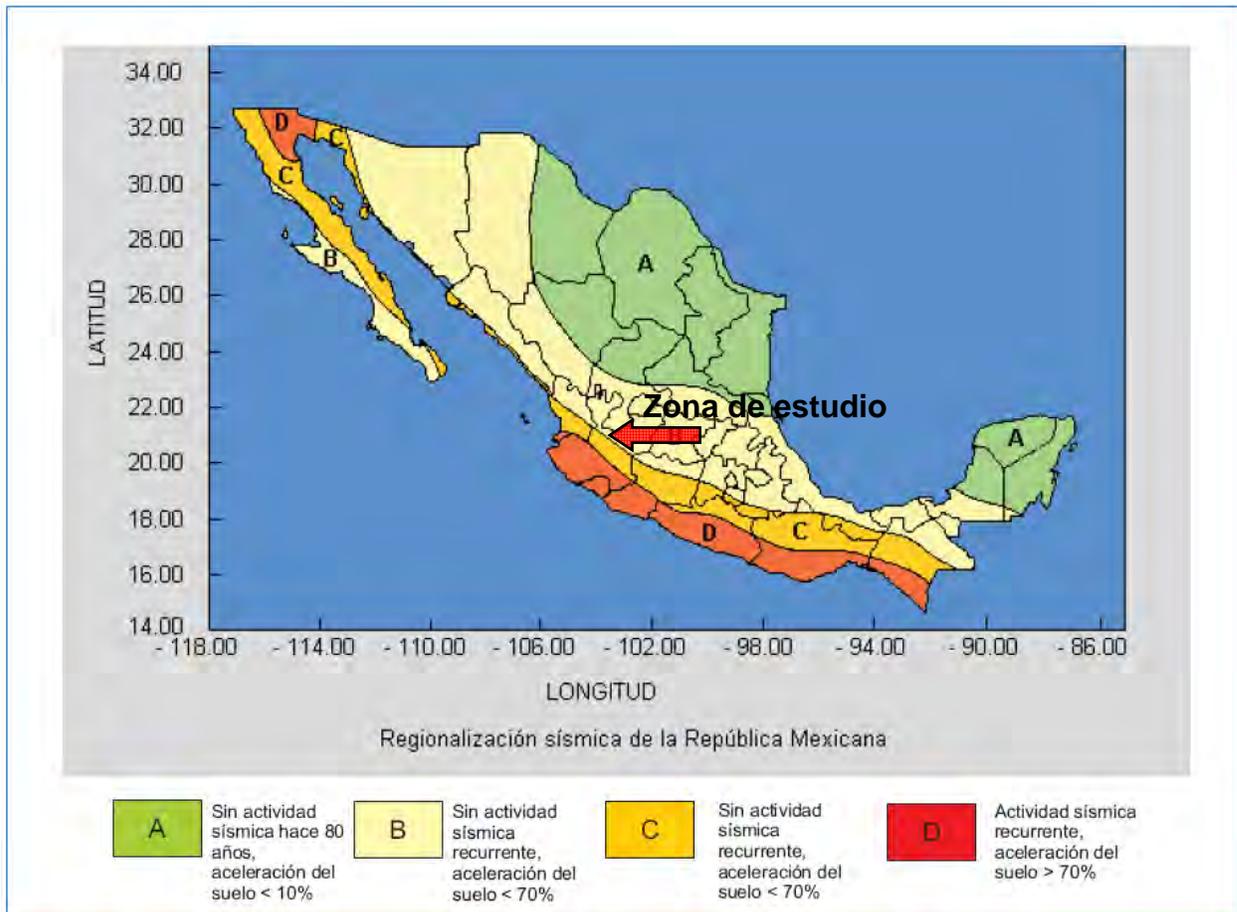


Figura III.5 Regiones sísmicas en México. Fuente Servicio Sismológico Nacional. (2007)

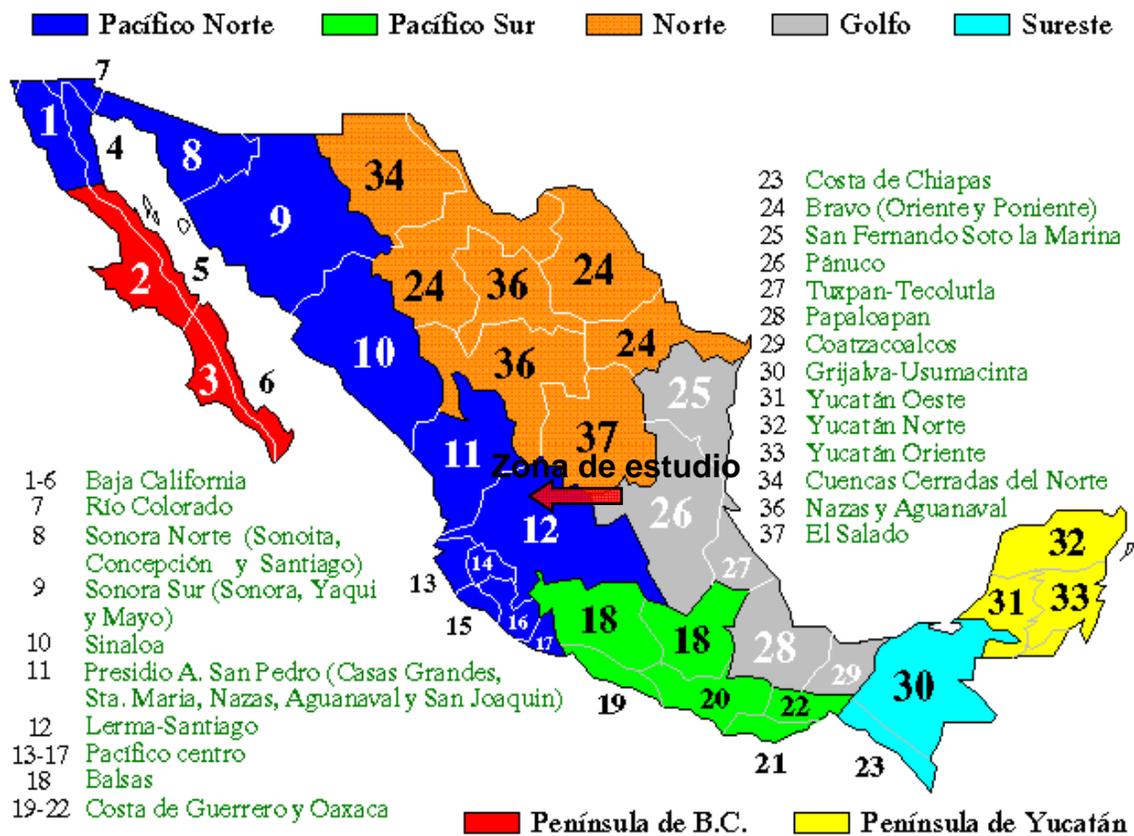


IV. HIDROLOGÍA

IV.1 INTRODUCCIÓN

En esta cuenca que comprende un área aproximada de 77 185 km² se ha desarrollado un importante conjunto de observaciones hidrométricas, acorde con la categoría de la corriente principal y de sus afluentes.

La zona de estudio se encuentra en el norte de la región número 12 Lerma-Santiago, dentro del mapa de regiones Hidrológicas de la República Mexicana la clasificación del país, Figura IV.1.



*Figura IV.1 Regiones Hidrológicas de la República Mexicana
FUENTE: CNA (2007)*

El territorio nacional a que se refiere esta publicación (cuenca del río Grande de Santiago) pertenece a la vertiente del océano Pacífico, hacia la cual tiene salida a través de un estrecho cañón, de tal forma que no obstante las grandes dimensiones de la región, el estrechamiento por el que logra su salida al mar tiene apenas unos 8 km de ancho total, a la altura de Santiago Ixcuintla, Nay.



En estas condiciones puede decirse que la colindancia de la región con el océano Pacífico prácticamente se reduce a un punto, que es la desembocadura del río en la Boca del Titiritero, y por lo tanto toda la región es interna con las características geográficas principales que siguen:

- a) Amplitud en el sentido de la latitud: de los 20° 18' a los 23° 25' L.N.
- b) Amplitud en el sentido de la longitud: de los 101° 17' a los 105° 29' WG.
- c) Desarrollo perimetral de la cuenca 1 700 km
- d) Máxima dimensión en el sentido E-W 435 km
- e) Máxima dimensión según un rumbo N 20° W 345 km
- f) Área total aproximada 77 185 km²

La integración superficial del área anterior, por estados, es como sigue:

Tabla IV.1 Integración superficial de la RH 12

Estado	Superficie en km ²
Jalisco	30 548
Zacatecas	24 893
Nayarit	10 881
Aguascalientes (Todo el estado)	5 453
Durango	3 864
Guanajuato	1 506
San Luis Potosí	40
Total	77 185

g) Colindancias principales de la región hidrológica No. 12:

	Desarrollo a lo largo del parteaguas, en km
Al NW y N cuenca del río San Pedro o Mezquital (Región No. 11)	420
Al N cuenca del río Aguanaval (Región No. 36)	170
Al NE cuenca cerrada de El Salado (Región No. 37)	350
Al E cuenca del río Pánuco (Región No. 26)	60
Al SE cuenca del río Lerma (Región No 12 Parcial)	320
Al S cuenca propia del lago de Chapala (Región No 12 Parcial)	80
Al SW cuenca de los ríos Huicicila, Armería, Ameca y Coahuayana	300
Regiones 13, 14 y 16	



IV.2 PRECIPITACIÓN EN LA ZONA EN ESTUDIO

La zona en estudio, describe una lluvia media anual de 850.9 mm, con una variación mensual máxima de 212.2 mm y mínima de 5.0 mm en los meses de julio y marzo respectivamente. Con base en la información disponible del periodo 1943-2000 de la estación climatológica Ixtlahuacán del Río. La figura IV.3 muestra la localización de la zona de estudio en la carta hidrológica RH-12.

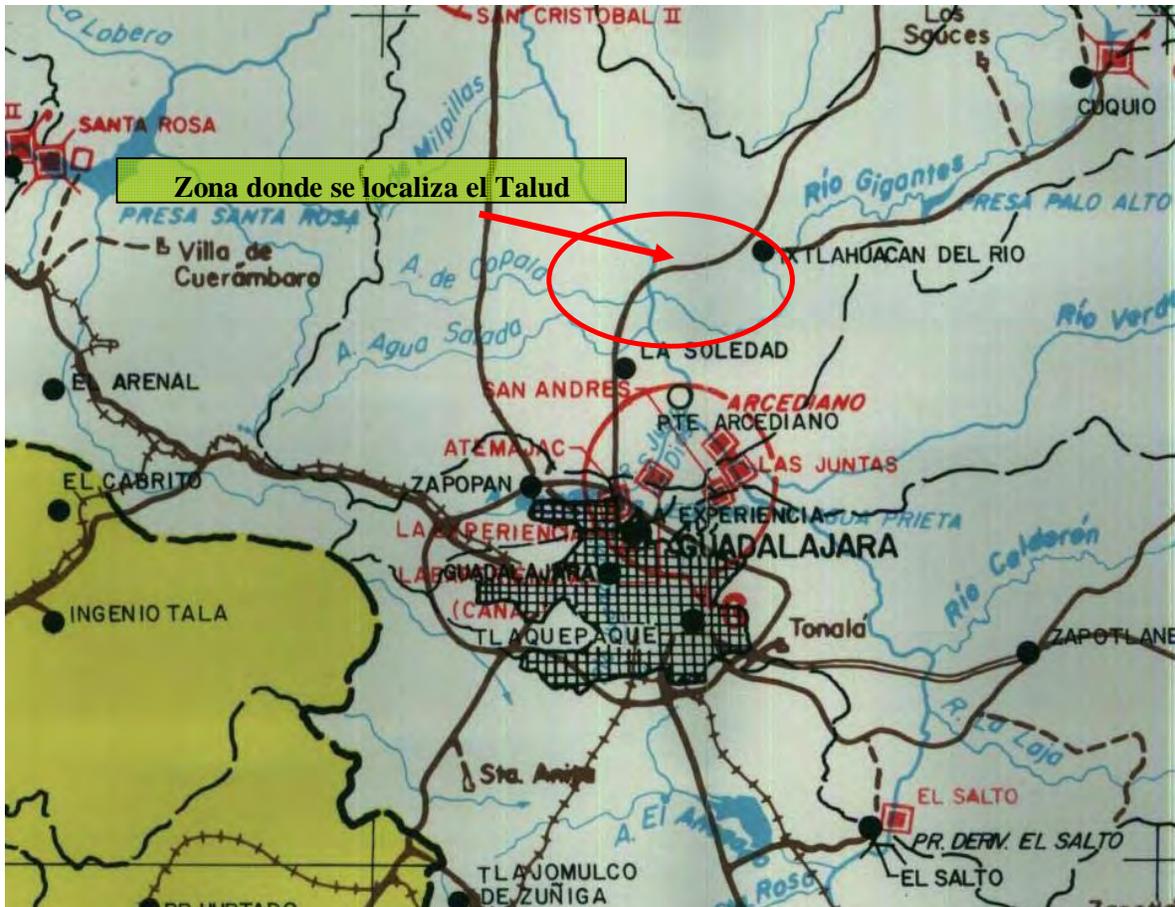


Figura IV. 2 Localización del Talud km 17+200 al 18+000 en carta hidrológica RH 12

En la Tabla IV.2 y en la Figura IV.2 se describe la distribución media de la precipitación mensual.

Tabla IV.2 Estación Ixtlahuacán del río. Distribución de la lluvia media mensual (mm)

Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual
11.1	5.1	5.0	6.9	20.7	159.5	212.2	204.3	146.5	51.8	14.6	13.3	580.9

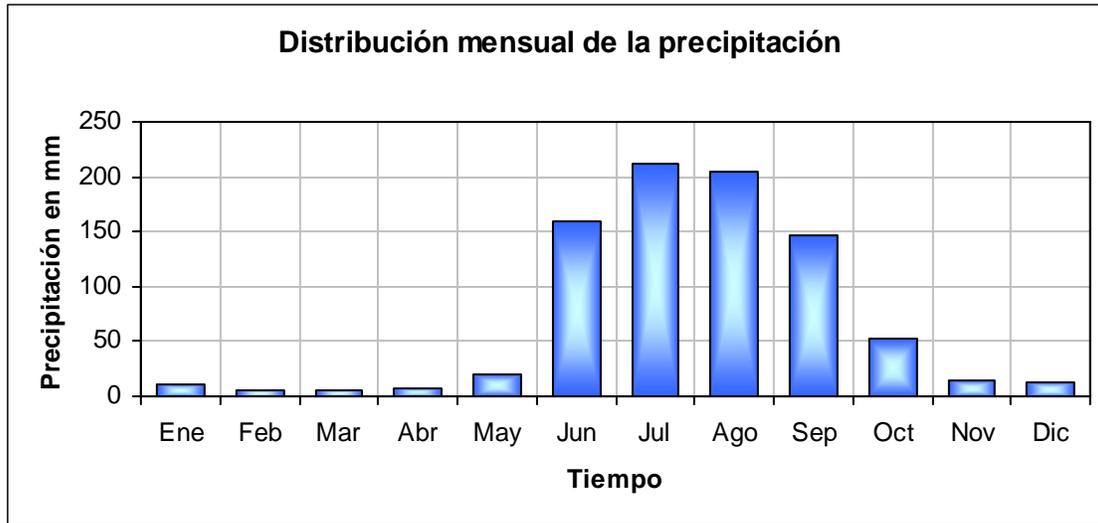


Figura IV.3 Distribución mensual de la precipitación. Estación Ixtlahuacán del Río

IV.2.1 INFERENCIA DE LOS REGISTROS DIARIOS DE LLUVIA FALTANTES

Los datos o valores faltantes de un registro de lluvias son frecuentes y se deben a una gran variedad de causas. Por ejemplo, debido a desperfectos en el equipo de mediciones, por enfermedad o sustitución del encargado de las observaciones, por interrupciones debidas a limitaciones presupuestales, etc. En general, los datos faltantes son estimados con base en los registros de las estaciones cercanas.

Los datos faltantes de registros diarios de lluvia han sido obtenidos con base en el método del U. S. National Weather Service (Campos,1992). Este procedimiento ha sido verificado tanto teórica como empíricamente y considera que el dato faltante en una cierta estación x , puede estimarse con apoyo de los datos observados en las estaciones vecinas. Este método es aplicable en la estimación de valores diarios, mensuales o anuales faltantes.

El método consiste en ponderar los valores observados en una cantidad K , igual al recíproco del cuadrado de la distancia (L) entre cada estación vecina y la estación x . La lluvia buscada será igual a:

$$h_{px} = \frac{\sum_{i=1}^n h_{pi} K_i}{\sum_{i=1}^n K_i} \dots \dots \dots (1)$$

donde:

- h_{pi} : es la precipitación observada para la fecha de la faltante, en las estaciones auxiliares circundantes, en mm. Se recomienda como mínimo dos estaciones.
- $K_i = 1/L_i^2$
- L_i : es la distancia entre cada estación circundante y la estación a inferir, en km.



Por otra parte, como alternativa en la inferencia de registros diarios de lluvia faltantes, pueden emplearse los llamados métodos de interpolación.

Estimación de Datos Perdidos. Datos Anuales, Mensuales y Diarios Faltantes

Para estimar, por ejemplo, la precipitación anual hp_x faltante en una determinada estación X , con base en la precipitación anual hp_1, hp_2, \dots, hp_k de las k estaciones vecinas 1, 2, 3, ..., k respectivamente; se requiere, adicionalmente, conocer las precipitaciones medias anuales $\bar{hp}_1, \bar{hp}_2, \dots, \bar{hp}_k, \dots$ de cada una de las anteriores $(k+1)$ estaciones, incluyendo la estación X .

Si la precipitación media anual en cada una de las estaciones auxiliares está dentro de un 10% de la precipitación media anual, \bar{hp}_x , de la estación X , entonces puede estimarse la precipitación buscada hp_x por medio de un simple promedio aritmético. Es decir:

$$hp_x = \frac{1}{k} \{hp_1 + hp_2 + \dots + hp_k\} \dots \dots \dots (2)$$

Si la precipitación media anual varía en más del 10%, entonces hp_x se estima ponderando la precipitación de las estaciones vecinas por las relaciones de las precipitaciones medias anuales. Este método, conocido como el Método de Relación de Promedios, proporciona hp_x como:

$$hp_x = \frac{\bar{hp}_x}{k} \left\{ \frac{hp_1}{\bar{hp}_1} + \frac{hp_2}{\bar{hp}_2} + \dots + \frac{hp_k}{\bar{hp}_k} \right\} \dots \dots \dots (3)$$

Los dos métodos anteriores, también se aplican para la estimación de datos mensuales faltantes.

Si no es posible disponer de estaciones cercanas y circundantes a la estación incompleta, o bien, las existentes no cuentan con observaciones de los datos (meses) faltantes, se estima el valor mensual faltante por medio de un simple promedio aritmético de los valores contenidos en el registro para ese mes, lo anterior se considera válido únicamente si es un sólo año (o máximo dos) el faltante y tal promedio se realiza con diez datos (años) como mínimo (o 20 años, en el caso de dos datos mensuales faltantes) (Campos, 1992).

Cuando en el registro de lluvias mensuales, de una determinada estación, existen uno o más años incompletos, el denominado Método Racional Deductivo (Campos, 1992) permite estimar los registros mensuales faltantes (como máximo once), apoyándose en la información que brindan los años completos. El procedimiento se describe con los siguientes pasos:

1. Se obtiene la precipitación anual para cada uno de los años completos y se calcula la lluvia mensual promedio para cada año.
2. Se calcula para cada uno de los años completos los porcentajes mensuales de precipitación, los que serán iguales a la lluvia mensual entre el promedio mensual calculado en el paso anterior y por 100. Al sumar los porcentajes calculados y obtener su promedio deberán de obtenerse 1200 y 100 (para cada año), respectivamente.



3. Para el período de años completos y para cada mes, se obtiene la suma de los porcentajes mensuales; es decir, se obtienen doce sumatorias (una para cada mes), las que se dividen entre el número de años completos, esto es, se calcula el porcentaje promedio que se denomina $Pmens_j$, en el que j varía desde 1 (Enero) hasta 12 (Diciembre).
4. El método acepta la hipótesis que considera que los meses desconocidos tendrán un porcentaje igual al porcentaje promedio ($Pmens_j$).

Con base en lo anterior, se establece la siguiente proporción

$$\frac{hpx_i}{Pmens_i} = \left(\frac{\sum_{k=1}^{12-n} hp_k}{1200 - \sum_{i=1}^n Pmens_i} \right) \dots \dots \dots (4)$$

por lo que, la precipitación mensual desconocida en cada año incompleto, en mm, se estima como

$$hpx_i = \left(\frac{\sum_{k=1}^{12-n} hp_k}{1200 - \sum_{i=1}^n Pmens_i} \right) Pmens_i \dots \dots \dots (5)$$

donde:

i : cada uno de los meses desconocidos, como máximo pueden ser once.

n : número máximo de meses desconocidos

hpx_i : precipitación mensual desconocida en cada año incompleto, en mm.

$\sum_{i=1}^n Pmens_i$: suma de los porcentajes (%) promedio de los meses cuya precipitación se desconoce.

$\sum_{k=1}^{12-n} hp_k$: suma de las precipitaciones mensuales conocidas en los años incompletos, en mm.

$Pmens_i$: porcentaje promedio asignado a cada uno de los meses desconocidos o faltantes.



IV.2.2 PRUEBA DE CONSISTENCIA DE LA INFORMACIÓN RECOPIADA PARA REALIZAR EL ANÁLISIS

Si las condiciones relevantes de medición de la estación pluviométrica han manifestado un cambio significativo durante el periodo de registro, la inconsistencia del mismo se manifestará en los datos de lluvia de la estación. La que podría aparecer desde el tiempo en que el cambio significativo tomó lugar.

Alguna de las causas comunes de la inconsistencia de la información son:

1. Al cambiar una estación a una nueva ubicación,
2. La región de la estación ha manifestado un cambio significativo,
3. Cambio en el ecosistema debido a calamidades, tales como incendios forestales, deslizamiento de tierras.
4. Ocurrencia de error por observación a partir de un cierto dato.

La verificación y corrección de la inconsistencia de un registro se lleva a cabo por medio de la técnica de la curva masa doble. Este procedimiento se fundamenta en el principio de que si cada dato registrado proviene de la misma población, entonces estos son consistentes.

El procedimiento consiste en seleccionar un grupo de 5 a 10 estaciones base de la vecindad de la estación X por verificar. Para un periodo largo de registro, se ordenan cronológicamente los datos de lluvia anual (o media mensual) de la estación X y de la lluvia media anual del grupo de estaciones base. Se calcula la precipitación acumulada anual de la estación X y los valores acumulados de la lluvia media anual del grupo de estaciones base. En el plano x - y , se grafican las magnitudes acumuladas en el periodo consecutivo de tiempo. Un cambio en la pendiente de la gráfica resultante indica un cambio en el régimen de precipitación de la estación X . Los valores de precipitación en la estación X , posteriores al periodo del cambio de régimen, se corrigen al aplicar el siguiente factor de corrección:

$$hp_{cx} = hp_x \frac{K_c}{K_a} \dots \dots \dots (6)$$

donde:

hp_{cx} : precipitación corregida en cualquier periodo de tiempo t en la estación X .

hp_x : precipitación original registrada en el periodo de tiempo t en la estación X .

K_c : pendiente corregida de la curva masa doble.

K_a : pendiente original de la curva masa.

Se observa que cuanto más homogéneo es el grupo de estaciones base, más aproximados serán los valores corregidos de la estación X . Normalmente, se considera significativo un cambio en la pendiente, sólo cuando éste persiste por más de cinco años. La curva masa doble es útil también en la detección de errores en la transferencia de información de datos de lluvia.



IV.3 CÁLCULO DE LAS AVENIDAS DE DISEÑO

Para conocer el gasto de diseño de operación de las obras hidráulicas se requiere de datos de escurrimiento en el lugar donde ellas estén localizadas, sin embargo, en ocasiones no se cuenta con esta información o bien, por cambio en las condiciones de drenaje de la cuenca como es, por ejemplo, la deforestación, la urbanización, etc., pueden hacer que los datos de gastos recabados antes de estos cambios no sean útiles.

Por otra parte, debido a que es más complicado obtener datos de escurrimiento de las corrientes que de precipitación o no existen en la zona en estudio estaciones hidrométricas, se cuenta con mayor cantidad de información de lluvias. Por estas razones se han propuesto metodologías para inferir escurrimientos a partir de la precipitación que los origina, aplicables a cuencas no aforadas.

A los procedimientos indirectos se les conoce como modelos lluvia-escurrimiento. Uno de ellos que a tenido una amplia difusión, debido a que es aplicable tanto a zonas urbanas como no urbanas, por su sencillez y la confianza de sus resultados, es el propuesto por el USSCS (Mockus,Victor,1957), denominado Método del Hidrograma Unitario Triangular.

Una de las hipótesis básicas de este método es que la tormenta tiene una duración suficientemente grande para permitir que cualquier gota de agua llegue hasta la salida de la misma. La mínima duración para la intensidad de lluvia seleccionada será igual al tiempo de concentración t_c . El tiempo de concentración puede calcularse al aplicar la ecuación de Kirpich (Chow,V.T.,1964), que se expresa como:

$$t_{cs} = 0.0003455 \left(\frac{L}{\sqrt{S}} \right)^{0.77} \dots\dots\dots (7)$$

Donde:

- Tc es el tiempo de concentración en h;
- L es la longitud del cauce principal en m;
- S es la pendiente media del cauce principal, adimensional.

IV.3.1 MÉTODO DE CHOW

Chow (1964) desarrolló un método para el cálculo del gasto de pico en hidrogramas de diseño de alcantarillas y otras estructuras de drenaje pequeñas. Este método solo proporciona el gasto de pico y es aplicable a cuencas no urbanas con un área menor de 25 km², la expresión para el método es la siguiente:

$$Q_p = \frac{0.278 * P_e * A_c}{dE} * Z \dots\dots\dots (8)$$



Donde:

Q_p : caudal pico en m^3/seg

dE : duración efectiva en hrs

A_c : Área de la cuenca en km^2

P_e : precipitación efectiva en mm

Z : factor de reducción de pico

Dado que este método se usa en cuencas no instrumentadas, el procedimiento conveniente para valuar P_e a partir de la lluvia total, P , es el de los números de escurrimiento; el factor de reducción de pico " Z ", se puede calcular, según Chow, como una función del tiempo de retraso " t_r ", y de la duración en exceso " d_e " como se muestra en la figura IV.4.

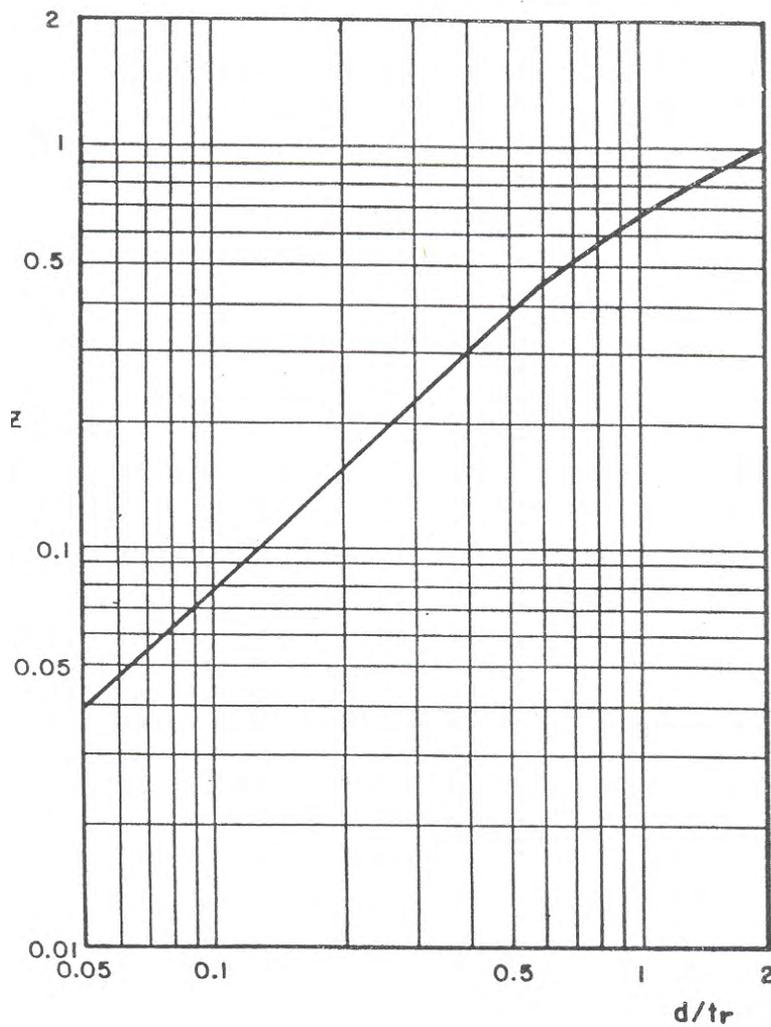


Figura IV.4 Para cálculo del factor de reducción de pico " Z "



IV.3.2 MÉTODO DEL HIDROGRAMA UNITARIO TRIANGULAR, HUT

En este procedimiento se requiere conocer las características fisiográficas de la cuenca. Se ha desarrollado para cuencas pequeñas y su forma es triangular Figura IV.5.

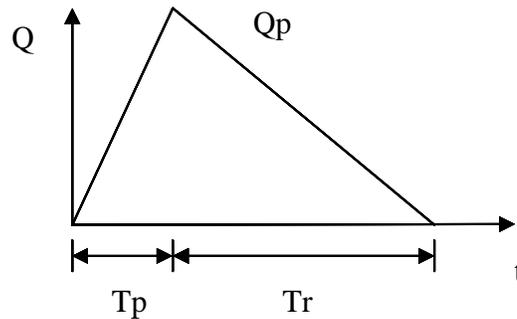


Figura IV.5 Hidrograma Unitario Triangular

El gasto pico se estima con la ecuación:

$$Q_p = 0.566 \frac{h_{pe} A}{n T_p} \dots \dots \dots (8)$$

Donde:

$$T_p = \frac{t_c}{2} + 0.6 t_c ; \text{ para cuencas pequeñas}$$

$$T_p = \sqrt{t_c} + 0.6 t_c ; \text{ para cuencas grandes}$$

$$n = 2 + \frac{A - 250}{1583.3} ; \text{ para cuencas donde } A \leq 250 \text{ km}^2 \text{ entonces } n=2.0$$

$$t_b = n T_p ; t_b = t_p + t_r$$

h_{pe} , lámina de lluvia efectiva, en mm

A, Área de la cuenca, en km²

t_c , Tiempo de concentración, en h

T_p , Tiempo pico, en h

T_r , Tiempo de retraso, en h

T_b , Tiempo base, en h

n, factor de corrección por área

El hidrograma de escurrimiento directo se calcula al multiplicar cada una de las ordenadas del HUT por la lluvia efectiva, h_{pe} , expresada en mm.



IV.3.3 ESTIMACIÓN DE LA LLUVIA EFECTIVA

Para la determinación de los eventos de diseño se considera que la tormenta de diseño tiene una duración igual al tiempo de concentración de la cuenca; al utilizar la fórmula propuesta por el US Soil Conservation Source (1957), se obtiene la lámina de lluvia en exceso. La fórmula propuesta por el SCS para la lámina de lluvia en exceso tiene la forma siguiente:

$$h_{pe} = \frac{10 \left(\frac{h_p}{10} - \frac{508}{N} + 5.08 \right)^2}{\left(\frac{h_p}{10} + \frac{2032}{N} - 20.32 \right)} \dots \dots \dots (9)$$

Donde:

- N Número de escurrimiento
- h_p Lámina de lluvia para la duración de la tormenta en mm
- h_{pe} Lámina de lluvia en exceso en mm

El rango de aplicación de la ecuación anterior, de acuerdo con Ven T. Chow, es para valores de:

$$h_p = 10 \left(\frac{508}{N - 5.08} \right)$$

El número de escurrimiento N depende del uso, tipo y composición del suelo; así como, del tratamiento, pendiente y estado de humedad del terreno. En función de ellos y de la lluvia total se calcula la lluvia efectiva.

Para determinar el tipo de suelo es necesario apoyarse en las cartas edafológicas y la textura; además, para interpretar las unidades de los suelos presentadas en las cartas edafológicas del INEGI, es necesario consultar las claves de las unidades de suelos y su clasificación hidrológica enfocada a la determinación de N . En la Tabla IV.3 se muestra el desarrollo para el cálculo de este parámetro.

Tabla IV.3 Cálculo del número de escurrimiento N

Área total de la cuenca (Km ²)	Uso del suelo en la cuenca	Área cubierta (Km ²)	%de cobertura respecto al área total			
0.5650	Pastizal inducido	0.5650	100			
	EDAFOLOGÍA			Tipo	Ntipo	Nparcial
	<i>Pastizal inducido</i>					
	Phaeozem háplico	0.49	87	C	69.0	60.03
	Litosol	0.07	13	D	62.0	8.1

68.1



**Número de escurrimiento en la cuenca:
68.1**

IV.3.4 DISTRIBUCIÓN DE LA LLUVIA EN EL TIEMPO

La distribución de la lluvia en el tiempo es variable, pudiendo ser intensa al principio, moderada al final o tender a ser uniforme en toda su duración; o también, moderada al inicio e intensa en un lapso intermedio o al final.

En cuencas de tiempo de concentración corto, la distribución primera es crítica y para cuencas de largo tiempo de concentración, prácticamente no tiene influencia la distribución.

Con base en los análisis de tormentas efectuados por Emil Kuichling y C. E. Gransky de los EUA (1889), se recomienda el modelo siguiente, que se apega a las curvas de máxima intensidad

$$h_p = \frac{k\{T_2^{1-e} - T_1^{1-e}\}}{1 - e} \dots\dots\dots (10)$$

donde:

- h_p es la lámina de lluvia, en mm, en el intervalo de tiempo T₂-T₁
- T_i es el tiempo
- K es una constante que se determina para la duración total de la lluvia conocida

Por lo que k se obtiene con la expresión

$$k = \left[\frac{1 - e}{T^{1-e}} \right] h_p \dots\dots\dots (11)$$

Por otra parte, e es un parámetro que puede tener diversos valores. Así, si e= 0 entonces representa una lluvia uniforme. A medida que aumenta positivamente este valor, la lluvia va siendo más intensa al principio hasta convertirse en tormenta ciclónica.

Se recomienda, por su mayor incidencia valores de e comprendidos entre 0.45 a 0.80 de la manera siguiente, previendo condiciones críticas, y se sugiere tomar el valor mas alto en zonas ciclónicas (Tabla IV.4).

Tabla IV.4 Valores recomendados del parámetro "e" en la ecuación de Kuishling

Rango de "e"	Descripción de la cuenca
--------------	--------------------------



0.45 a 0.50	Muy grandes con $T_c \geq 48$ h
0.50 a 0.55	Grandes con $24 < T_c < 48$ h
0.55 a 0.60	Medianas con $6 \text{ h} < T_c < 24$ h
0.60 a 0.70	Chicas con $1 \text{ h} < T_c < 6$ h
0.70 a 0.80	Muy Pequeñas $T_c < 1$ h

Para asociar a las lluvias máximas con su frecuencia de ocurrencia o su período de retorno, se ajustan diversos modelos de distribución a las muestras históricas, para seleccionar aquellas que mejor representan a los datos registrados, con base en criterios de bondad de ajuste.

Funciones de Distribución de Probabilidad (FDP) aplicadas.

La zona en estudio es afectada por la ocurrencia de tormentas del tipo ciclónico, adicionalmente a las predominantes de la región; en este caso, las FDP recomendables para la modelación de fenómenos aleatorios con tal comportamiento son: la Gamma de tres parámetros (Pearson), Log-Pearson Tipo III, General de Valores Extremos (GVE) y la Gumbel Mezclada, o también conocida de dos poblaciones. Los parámetros estimados de los anteriores modelos pueden obtenerse con las técnicas de momentos y máxima verosimilitud, adicionalmente la de optimación de Rosenbrock para el modelo Gumbel de dos poblaciones.

Distribución de probabilidad Gamma de tres parámetros

Esta FDP también es conocida como Pearson Tipo III, la que se expresa como

$$F(x) = \int_0^x \frac{1}{\alpha \Gamma(\beta)} \left(\frac{x - x_0}{\alpha} \right)^{\beta-1} e^{-\left(\frac{x-x_0}{\alpha}\right)} dx \dots\dots\dots (12)$$

donde:

- α es el parámetro de escala
- β es el parámetro de forma
- x_0 es el parámetro ubicación
- $\Gamma(\cdot)$ es la función gamma

Distribución de probabilidad Log-Pearson Tipo III

Su definición matemática se presenta como

$$F(x) = \int_0^x \frac{1}{\alpha x \Gamma(\beta)} \left(\frac{\text{Ln } x - y_0}{\alpha} \right)^{\beta-1} e^{-\left(\frac{\text{Ln } x - y_0}{\alpha}\right)} dx \dots\dots\dots (13)$$

donde:

- α es el parámetro de escala
- β es el parámetro de forma



x_0 es el parámetro ubicación
 $\Gamma(\cdot)$ es la función gamma

Distribución de probabilidad General de Valores Extremos (GVE)

Este modelo se define como

$$F(x) = e^{-\left[1 - \left(\frac{x-u}{\alpha}\right)^\beta\right]^\alpha} \dots \dots (14)$$

α es el parámetro de escala
 β es el parámetro de forma
 u es el parámetro ubicación

IV.4 DESARROLLO DEL ANÁLISIS Y PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

A continuación se describe el proceso de cálculo de las crecientes de diseño de la cuenca en análisis del km 17+200 al 18+000 de la carretera federal Guadalajara-Salttillo.

En la Tabla IV.5 se exponen las características fisiográficas y los parámetros requeridos de la cuenca para la aplicación de la metodología descrita.

Tabla IV.5 Características fisiográficas y parámetros de la cuenca

Características	Cuenca de aportación Km 17+310
Área de la cuenca (km ²)	0.565
Longitud del cauce principal (m)	725.000
Pendiente del cauce (Taylor-Schwarz)	0.189
Tiempo de concentración (kirpich),hr	0.098
Número de escurrimiento	68.100
Constante "e" de kuishling	0.800
Constante "n" del HUT	2.000
Modelo de distribución adoptado	Gumbel mixta

En la Tabla IV.6 se presentan los datos de lluvias máximas diarias anuales de la estación climatológica utilizada en el análisis.

Tabla IV.6 Lluvias máximas diarias registradas en la estación "Ixtlahuacán del río"

Año	1943	1944	1945	1946	1947	1948	1949	1950	1951	1952
hp	70.0	81.0	39.0	45.0	88.0	54.0	43.0	40.0	30.0	50.0
Año	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962



<i>hp</i>	57.0	30.0	52.0	52.0	35.0	51.0	68.0	32.0	48.3	59.0
Año	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972
<i>hp</i>	42.2	25.0	46.5	58.0	62.2	73.0	43.0	38.0	52.0	37.0
Año	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980	1981	1982
<i>hp</i>	104.0	45.0	58.0	41.5	64.3	60.0	40.0	44.0	41.0	63.0
Año	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992
<i>hp</i>	62.0	45.0	61.0	54.0	52.0	85.0	64.0	52.0	59.0	45.0
Año	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002
<i>hp</i>	40.0	39.0	82.0	38.5	25.0	52.0	34.0	46.0	46.0	39.0

En ella puede observarse que el valor máximo registrado corresponde al año de 1973 y tiene una magnitud de 104 mm, en cambio el menor valor corresponde al año de 1964 con una lámina de apenas 25.00 mm, el valor promedio para el periodo analizado es de 51.40 mm.

En la Tabla IV.7 se muestran las lluvias máximas diarias anuales, asignadas a diferentes periodos de retorno. Se incluyeron cuatro FDP, entre ellas: Pearson Tipo III, Logpearson III, Gumbel de dos poblaciones y la General de Valores Extremos; aplicables a zonas con efectos ciclónicos. Se observa que el mejor modelo de ajuste, por su menor error estándar, es la de Gumbel de dos poblaciones.

Tabla IV.7 Lluvias máximas diarias anuales (mm) asignadas a períodos de retorno

I	FDP	EE	$Tr = \frac{2}{5}$	5	10	15	20	25	50
Ixtlahuacán del río									
1	Log-normal 3p	2.0	48.8	63.1	72.4	77.6	81.3	84.1	92.7
2	Pearson	2.2	48.8	63.2	72.4	77.5	81.0	83.6	91.6
3	LPT III	2.1	49.0	63.0	72.1	77.1	80.6	83.3	91.6
4	GVE	2.1	48.9	70.0	72.1	77.2	80.7	83.5	91.8
5	Gumbel mixta	1.5	48.4	63.1	73.8	80.1	84.6	88.1	98.6

En la Figura IV.6 se presenta la distribución de la población muestral conforme a su período de retorno así como el ajuste obtenido por la FDP seleccionada.

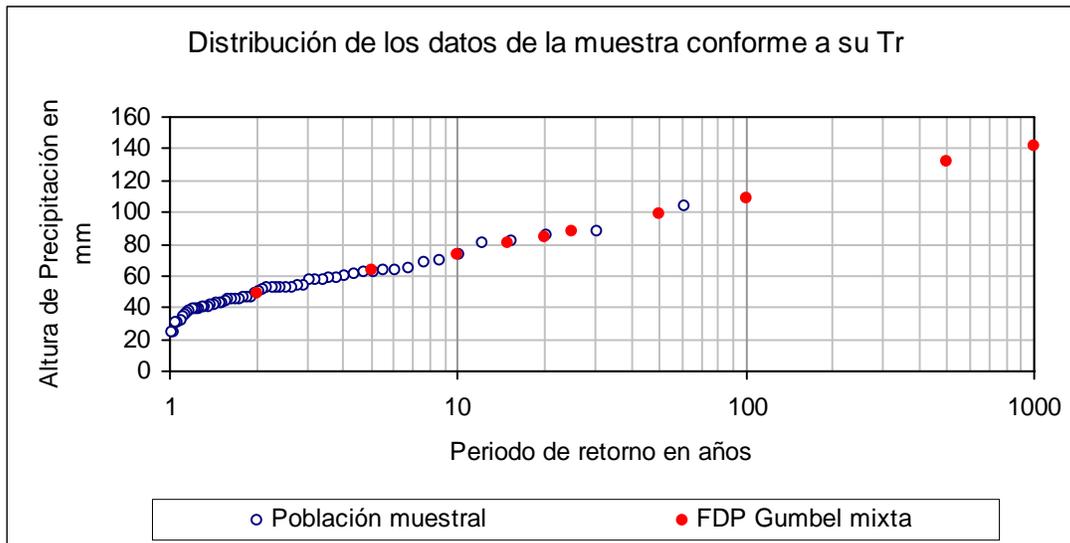


Figura IV.6 Distribución de la población muestral conforme a su periodo de retorno

En la Tabla IV.8 se describe la cuenca en análisis con: el área, sus factores de ajuste de precipitación por periodo fijo de observación, F_d ; y por área, F_a ; número de escurrimiento, en la Tabla IV.9 se exponen los gastos de diseño y en la Tabla IV.10 los hidrogramas de diseño de escurrimiento total.

Tabla IV.8 Datos de ajuste para la cuenca en estudio

I	Cuenca	Área m^2	F_d	F_a	N	Estación climatológica	% área
1	Talud Km 17+310	565000	1.00	0.99	68.10	Ixtlahuacán del río	100

Tabla IV.9 Gastos de diseño (Esc. Directo) con base en el proceso lluvia-escurrimiento

Talud Km 17+310	Tr = 2	5	10	15	20	25	50
Hp media 24h	54.7	71.3	83.4	90.5	95.6	99.5	111.4
Cte k kuishling	5.8	7.6	8.8	9.6	10.1	10.5	11.8
Hp media para tc	18.2	23.7	27.8	30.1	31.8	33.1	37.1
Hp efectiva para tc	1.0	2.3	3.4	4.2	4.7	5.2	6.6
Op (m3/s)	1.5	3.4	5.1	6.2	7.0	7.6	9.7

Tabla IV.10 Hidrogramas de diseño de escurrimiento total

Tr (años)	Talud Km 17+200 al 18+000	
	$T_p = 0.108$ h	$T_b = 0.216$ h



	Qp (m ³ /s)	Volumen en (m ³)
2	1.5	578.5
5	3.4	1307.6
10	5.1	1964.4
15	6.2	2391.8
20	7.0	2713.2
25	7.6	2971.8
50	9.7	3788.1



V. GEOLOGÍA Y GEOTECNIA DEL TALUD

V.1 GEOLOGÍA DEL TALUD

V.1.1 INTEPRETACIÓN DE IMÁGENES SATELITALES

En las fotografías aéreas e imágenes satelitales, se aprecia una amplia distribución de ignimbritas y en menor proporción las dacítas (en conjunto con el análisis de campo).

En el lado poniente de la carretera se encuentra una zona montañosa, con mesetas y valles con dimensiones que van de los cientos a miles de metros cuadrados. La carretera se encuentra en la falda de la margen izquierda del cañón excavado por del Río Santiago como se puede apreciar claramente en la figura V.1

Del lado oriental de carretera se encuentra un escarpe con inclinaciones que varían entre los 50 y 75° y que presentan patrón de drenaje de tipo dendrítico cuyo destino es la cuenca del río Santiago. En el Anexo P.2 y P.3 se puede apreciar la planta geológica así como las secciones geológicas que resultaron después de la interpretación de imágenes satelitales y las visitas de campo.

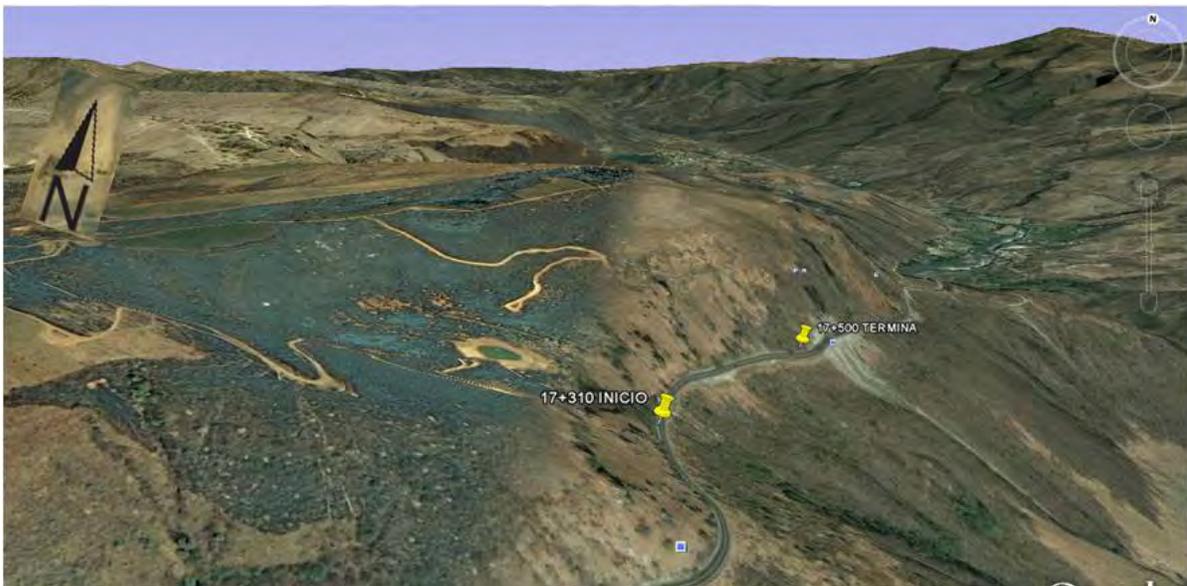


Figura V.1 Imagen satelital en donde se aprecia una vista en relieve de la zona del talud. Imagen obtenida de Google Earth

V.1.2 ESTRATIGRAFÍA

El corte con una orientación $N 15^\circ E$ que se encuentra dentro de los Altos de Jalisco, descubre un talud compuesto por dos unidades (fig. V.2) litológico-geotécnicas.



Denominación de las unidades geotécnicas	Descripción	Época
U3	Basaltos oxidados y de textura vesicular	Plioceno
U2	Dacita columnar, fracturada	Mioceno
U1	Toba lítica con pseudoestratificación, con mediana consolidación y fracturada	Mioceno

Figura V.2 Columna litológica de las rocas expuestas en el talud.

V.1.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

En los recorridos de campo se realizó el levantamiento estructural del talud, tomando en cuenta las características mecánicas estimadas de la roca y condiciones estructurales, así como el grado de intemperismo y fracturamiento que les afecta de acuerdo a los lineamientos recomendados por la ISMR.

El levantamiento se hizo de manera sistemática por estaciones a cada 20 metros, tomando en cuenta las discontinuidades que se encontraron 5 metros hacia la derecha y 5 metros hacia la izquierda de punto de referencia para cada estación.

De manera general las dacitas de la unidad U2 están fracturadas verticalmente y formando prismas regularmente de base rectangular.

Los datos obtenidos se consignan en la tabla del anexo 2, de los que se pudieron efectuar las figuras V.3 a V.5. Sacando el ángulo promedio de los planos que si pueden deslizar en forma de cuñas, se encuentra que sus valores son los siguientes:

F1: 40°/48°

F2: 142°/70°

F3: 284°/72°

F4: 103°/83°

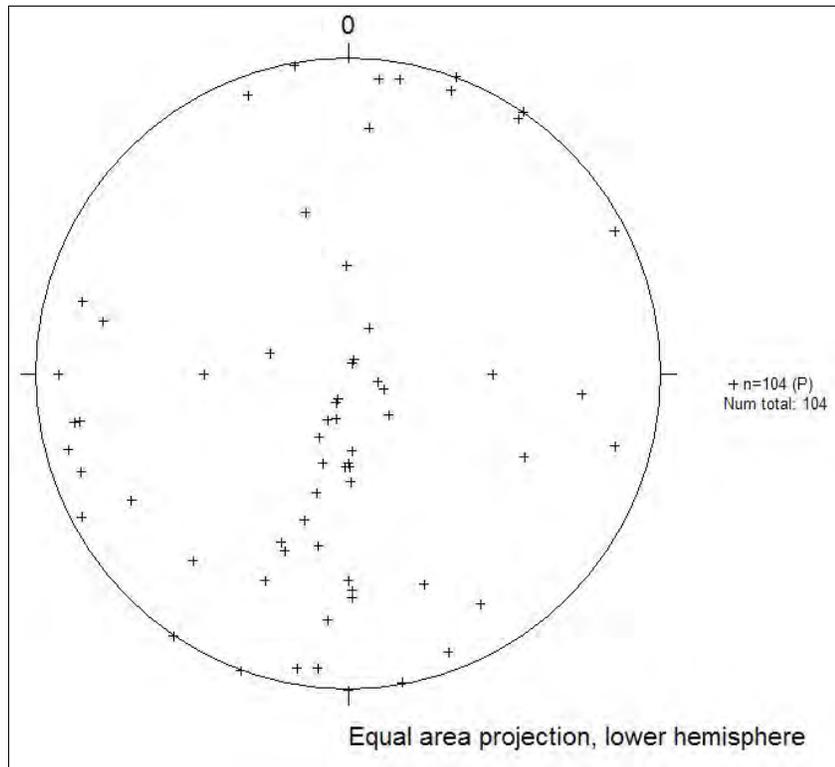


Figura V.3 Configuración de Polos.

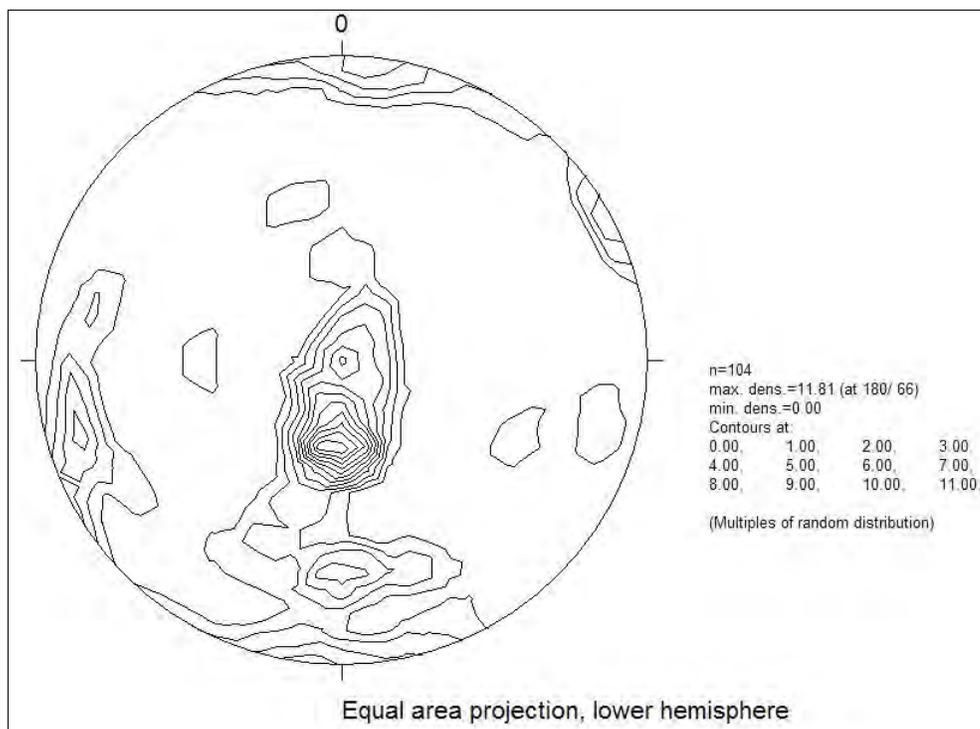


Figura V.4 Diagrama de contornos.

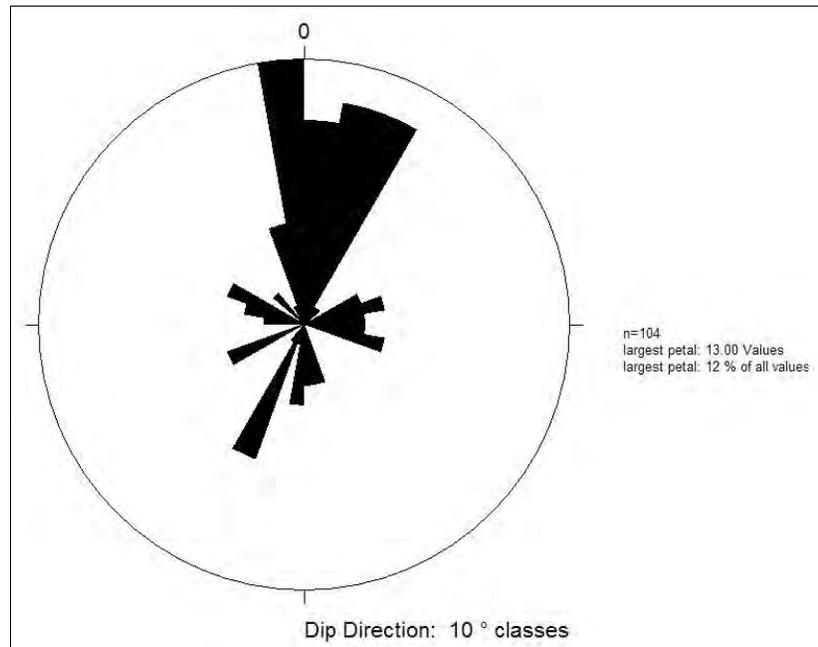


Figura V.5 Diagrama de Roseta

V.2 GEOTECNIA DEL TALUD

Las propiedades geomecánicas de las rocas se han obtenido de pruebas in situ, análisis de laboratorio y datos empíricos de tablas.

Las tres unidades geotécnicas que se describirán detalladamente a continuación, son rocas que presentan un comportamiento con respecto a la estabilidad de taludes, muy diferente. Lo que al final dará condiciones de soporte artificial muy específicas para cada caso. Ver Anexo P.4.

V.2.1 UNIDADES GEOTÉCNICAS

Se han identificado tres unidades geotécnicas, las cuales serán descritas a continuación:

U1. Toba lítica

Esta unidad litológica forma taludes que fueron excavados con 72° de inclinación con respecto a la vertical y que por efectos de inestabilidad han fallado dejando taludes hasta casi verticales.

Son rocas de color crema a pardo claro con líneas de flujo o depósito que dan la apariencia de una estratificación, en capas de 0.3 a 1.2 m de espesor y las cuales están cerradas y quizá soldadas. Con textura principalmente lítica y en segundo lugar arenosa. Son rocas



semiduras con resistencia a la compresión simple con valores que alcanzaron los 21 MPa y que pueden tener una resistencia al corte de 25 kg/cm².

Son semicompactas con un peso volumétrico estimado del orden de 2.2 toneladas/m². Como se puede apreciar en la fotografía V.1, el factor agua a colaborado fuertemente en la erosión de esta unidad geotécnica.



Fotografía V.1 Vista de sur a norte, en donde se puede observar la calidad de la unidad U1, así como la erosión y alteración provocada por el escurrimiento e infiltración de agua.

U2. Dacita

Se trata de rocas volcánicas de color gris claro de composición dacítica, que presenta la mineralogía típica: plagioclasas, cuarzo, feldespato potásico, anfíbol y biotita, mencionados de mayor a menor abundancia como se puede apreciar en la fotografía V.2.

Esta unidad geotécnica presenta diaclasas y fracturamiento por relajamiento, cuya disposición espacial se puede apreciar en la fotografía V.3, en donde claramente se logran ver las fracturas verticales que dan una apariencia de columnas. Estas fracturas tienen tendencia a la falla por volteo y en algunos puntos, por la conjunción con las de relajamiento, a la salida de cuñas como se puede apreciar en la fotografía V.3.

Uno de los factores que propician al volteo, es el ángulo del talud que en algunos casos llega a ser mayor a 90°, es decir que el talud se encuentra en cantiliver.



Fotografía V.2 Detalle de la unidad geotécnica U2 Dacitas



Fotografía V.3 Vista de norte a sur del talud. Obsérvese el fracturamiento vertical que se extiende a todo lo alto del talud



La roca se puede considerar como dura con una resistencia a la compresión simple estimada en campo con el martillo de Schmidt, de 180 MPa en las zonas de roca sana y en las zonas de roca alterada los valores de resistencia a la compresión disminuye a valores alrededor de 48 MPa. El peso volumétrico aproximado es de 2.5 Ton/m³.

La baja resistencia a la compresión simple en algunas zonas se debe a la alteración de la roca producida por la hidratación de los feldespatos potásicos y sobre todo de las plagioclasas.

Estas rocas no son alterables ni erosionables, sin embargo el relleno que presentan en las fracturas sí es alterable.

U3. Basaltos

Se trata de rocas basálticas de color pardo rojizo con textura vesicular. Presenta algunas de estas vesículas rellenas con carbonato de calcio y por esta razón se observa un intemperismo que aparenta ser de disolución como se puede ver en la fotografía V.4.

Son rocas duras que pueden tener entre 200 a 220 Mpa de resistencia a la compresión simple y un peso volumétrico de 2.4 Ton/m³.



Fotografía V.4 Basaltos de la unidad U3. Observese la textura de la roca y el color pardo rojizo.



DEDUCCIÓN DEL ÁNGULO DE FRICCIÓN Y COHESIÓN POR OBSERVACIONES DE CAMPO

Para determinar el ángulo de fricción, se efectuó el análisis de los mosaicos fotográficos con el fin de localizar las zonas donde el terreno ya falló, zonas con terrenos que pueden ser inestables y no han fallado y las diferentes combinaciones de planos de falla, planos de pseudoestratificación y sistemas de fracturas para definir un valor razonable del ángulo de fricción.

En las observaciones de toma de datos estructurales en el talud, se tuvo especial cuidado de hacer mediciones sobre los planos de fallas y fracturas para obtener datos que permitieran proponer valores del ángulo de fricción.

Se considero si los planos eran lisos u ondulados y si las superficies eran lisas o rugosas. De acuerdo con Hoek y Bray (1981), cuando existen ondulaciones y rugosidad en los planos de discontinuidades, el ángulo de fricción aumenta en proporción al valor del ángulo de indentación, (i), de las ondulaciones.

En este caso, se deben considerar las componentes de los esfuerzos τ y σ que actúan sobre el plano inclinado, dadas por las siguientes ecuaciones:

$$\tau_m = \tau \cos^2 i - \sigma \sin i \cos i \quad (1)$$

$$\sigma_m = \sigma \cos^2 i + \tau \sin i \cos i \quad (2)$$

Si se considera que la superficie de discontinuidad tiene cero esfuerzos de cohesión y que el esfuerzo cortante está dado por la ecuación:

$$\tau_m = \sigma_m \tan \phi \quad (3)$$

donde ϕ es el ángulo de fricción básico de la superficie, entonces las ecuaciones 1 y 2 se pueden sustituir en la ecuación 3, para dar la relación entre el cortante dirigido y el esfuerzo normal como:

$$\tau = \sigma \tan (\phi + i) \quad (4)$$

Esta relación se confirmó por Patton (en Hoek y Bray, 1981) en modelos con superficies regulares salientes. Dicho autor hizo hincapié en la importancia que tiene la relación expresada con la ecuación 4, dentro del análisis de estabilidad de taludes en roca.

Patton demostró convincentemente la importancia práctica de esta relación mediante mediciones del valor medio del ángulo (i) a partir de las fotografías de trazas de planos de estratificación en taludes inestables de calizas. Mientras más rugosa es la traza del plano de estratificación permite un ángulo mayor del talud. Patton descubrió que la ecuación (4) se satisfacía razonablemente con los valores medios del ángulo (i), así como los valores del ángulo de fricción ϕ obtenidos en laboratorio con muestras de calizas.

La suspensión o deslizamiento sobre las irregularidades superficiales, unas sobre otras, sólo puede ocurrir si crece el volumen global del espécimen o si ocurre dilatación, esta



última se inhibe a medida que crece el esfuerzo normal en toda la discontinuidad. Cuando los esfuerzos normales son sumamente elevados, el movimiento a lo largo de la discontinuidad sólo puede ocurrir si las irregularidades superficiales, trabadas entre sí, son cortadas de lado a lado y totalmente. En un corte de este tipo interviene el fracturamiento de la roca intacta que forma las paredes de la discontinuidad, así que la superficie dará muestras de una aparente cohesión c.

De las mediciones y observaciones en campo se eligió el valor más probable para el ángulo de fricción roca a roca de 36° , más un ángulo de indentación por rugosidad y pequeñas ondulaciones de 4° , con lo que se propone un ángulo de fricción equivalente de 40° para llevar a cabo los análisis de estabilidad.

V.2.2 OBTENCIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICOS EN CAMPO CON MARTILLO DE SCHMIDT

Una de las herramientas que se utilizó para obtener la resistencia a la compresión de las rocas que se encontraron en el talud es el Martillo de Schmidt.

El martillo Schmidt, el cual determina la dureza de rebote del material ensayado y que consiste esencialmente de un émbolo, un resorte de una determinada rigidez y un pistón. El émbolo se presiona hacia el interior del martillo al ejercer un empuje contra un espécimen de roca. La energía se almacena en el resorte el cual libera automáticamente a un nivel determinado e impacta el pistón contar el émbolo. La altura de rebote del pistón se lee sobre una escala y se toma como la medida de la dureza. El equipo es portátil y puede utilizarse tanto en el laboratorio como en el campo. Existen modelos del martillo Schmidt para diferentes niveles de energía de impacto. Se utilizó el martillo tipo L, que tiene una energía de impacto de 0.74 Nm siendo el más común.

Después de recolectar los datos (ver fotografía V.6) se continuó el procedimiento mencionado en González y Vallejo 2002, para obtener la resistencia a la compresión simple de las rocas.



Fotografía V.5 Toma de datos con martillo de Schmidt

Los datos obtenidos se presentan en el Anexo 3.



V.2.3 DETERMINACIÓN DE LA CALIDAD DE LA ROCA CON LA CLASIFICACIÓN DE BIENIAWSKY

Obtención del Índice de Calidad de Roca (RQD)

El comportamiento mecánico del macizo rocoso, su modelo de deformación y sus mecanismos de rotura, están condicionados por el número de familias de discontinuidades. La orientación de las diferentes familias con respecto a una obra o instalación sobre el terreno puede determinar, además, la estabilidad de la misma.

La intensidad o grado de fracturación y el tamaño de los bloques de matriz rocosa vienen dados por el número de familias de discontinuidades y por el espaciamiento de cada familia, cada una de las familias queda caracterizada por su orientación en el espacio y por la propiedad y característica de los planos.

La fracturación del macizo rocoso está definida por el número, espaciado y condiciones de las discontinuidades, cualquiera que sea su origen y clase. El grado de fracturación se expresa habitualmente por el valor del índice RQD (rock quality designation), que se mide en testigos de sondeos. En base a su valor se clasifica la calidad del macizo rocoso.

El índice RQD representa la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigo mayores de 10 cm y entre la longitud total del tramo considerado. El valor del índice se presenta como un porcentaje, ver Tabla V.1. (González de Vallejo, 2002).

Tabla V.1 Índice de calidad de la roca RQD

RQD (%)	Calidad
< 25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy buena

La descripción de la fracturación a partir de datos de afloramientos puede referirse al número de discontinuidades y al tamaño de los bloques, el índice RQD puede estimarse en afloramientos a partir de correlaciones empíricas como la de Palmstrom, 1975 (ISRM, 1981).

La estimación del RQD puede estimarse también a partir de la frecuencia de discontinuidades, λ , mediante la siguiente expresión que proporciona el valor teórico mínimo del RQD, figura V.6:

$RQD \approx 100e^{-(1/\lambda)}$ (1/ λ +1) donde λ es la inversa del espaciado medio de las discontinuidades.

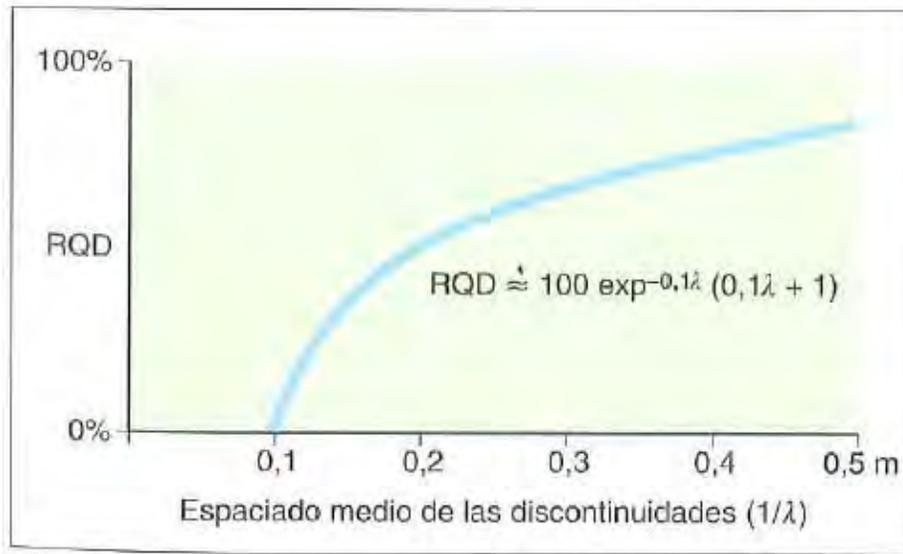


Figura V.6 Relación entre la frecuencia del espaciado y el índice RQD

Cálculo de RMR Bieniawski (1989).

Dacita 175 MPa

RCS MPa	RQD	Separación	Long. disc.	Abertura	Rug.	Alt.	Relleno	Corrección por fracturamiento	Clasif.
250-100	50-75	0.6-2.0	3-10	>5mm	Rugosa	inalterada	Ninguno	Talud	Calidad
12	10	10	1	0	5	6	6	-50	V

Clasificación calidad muy mala

Dacita alterada 35 a 48 MPa

RCS MPa	RQD	Separación	Long. disc.	Abertura	Rug.	Alt.	Relleno	Corrección por fracturamiento	Clasif.
50-25	50-75	0.6-2.0	3-10	>5mm	Rugosa	inalterada	Ninguno	Talud	Calidad
4	10	10	1	0	5	6	6	-50	V

Clasificación calidad muy mala

Toba 16 a 21 MPa

RCS MPa	RQD	Separación	Long. disc.	Abertura	Rug.	Alt.	Relleno	Corrección por fracturamiento	Clasif.
5-10	50-75	> 2m	1.0-3.0	1-5mm	Rugosa	Muy alterada	Blando	Talud	Calidad
4	10	20	2	1	5	3	2	-5	III

Clasificación calidad regular

De los datos presentados en las tablas anteriores se puede ver que la toba presenta calidad media por las condiciones de la roca, la alterabilidad es el factor que más le afecta y por supuesto la corrección que se ha hecho por el fracturamiento.



En el análisis de la dacidad de la unidad U2 la clasificación mala se debe a que el acomodo estructural de las fracturas es desfavorable para la condiciones del talud.

Estos análisis se ajustaron con los resultados de los análisis de laboratorio de las pruebas de compresión simple que se muestran en el Anexo 4.

V.3 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DEL TALUD

V.3.1 INTRODUCCIÓN

El análisis de estabilidad se realizó en dos modalidades (Charles A. Kliche, 1999):

- 1) Análisis general de estabilidad del talud mediante estereografía por el método cinemática, considerando todas las discontinuidades identificadas. El resultado indica si la cuña o bloque es cinemáticamente estable o inestable.

Este es un método gráfico que emplea la dirección e inclinación del talud, la dirección e inclinación de la línea de intersección de los dos planos cuando se trata de una cuña y los datos vectoriales del plano cuando se trata de un bloque, además de, el ángulo de fricción del plano o planos de las fracturas.

- 2) Análisis mediante cálculo analítico utilizando una dovela o tajada del talud de un metro de espesor, considerando el vector de la intersección de los dos planos que forman la cuña, un ángulo de fricción promedio del de los dos planos, el peso volumétrico de la dovela. Si se conoce la cohesión y el empuje hidráulico también se emplean.

Este método permite determinar si el bloque o cuña es estable o inestable, la magnitud de la fuerza inestable y el factor de seguridad, con lo que se puede calcular la magnitud y dirección del soporte necesario para hacer estable el bloque o cuña.

Mediante cálculo analítico se puede hacer el análisis para determinar la fuerza inestable y proyectar la estabilización del talud. Mediante trigonometría y estabilidad estática.

3.2 MÉTODOS APLICADOS EN ESTE ESTUDIO

Los siguientes análisis están basados en los estudios estadístico-estructurales de las discontinuidades superficiales en la base y en las cercanías del hombro del talud.

En la figura V.3 se puede observar la distribución de los polos graficados a partir de los datos que se obtuvieron en campo. La figura V.4 muestra la concentración de polos y en la figura V.5 se pueden ver las principales familias de fracturas.



De las familias encontradas en el diagrama de roseta de la figura V.5, se tomaron las de mayor frecuencia para hacer el análisis de estabilidad del talud con la ayuda del programa Rock Pack III.

Análisis del talud por estereografía (método cinemático)

Para que en un talud exista deslizamiento por cuña es necesario que se cumpla la siguiente condición:

$$T > \rho > \phi$$

donde:

T = Pendiente del talud

ρ = Vector de la línea de salida de la cuña o vector del bloque

ϕ = Angulo de fricción

Lo anterior significa que en las figuras del Anexo 5, la franja circular comprendida entre los círculos T y ϕ representa la zona inestable, y por lo tanto las cuñas o grandes círculos o polos que caigan dentro de esta franja o en sus proximidades, presentan inestabilidad potencial, pudiendo fallar como cuñas, falla plana o por volteo, según sea la disposición que guardan las discontinuidades con respecto a la dirección del corte.

- La falla por cuñas se da si dos grandes círculos se cortan dentro de la zona inestable.
- La falla por bloques se da cuando un gran círculo corta en dos puntos al círculo interior y cruza la zona inestable.
- La falla por volteo se da cuando un gran círculo corta en dos puntos la zona achurada posterior a la zona inestable.

Resultados del análisis por el método cinemático

Como se puede observar en las figuras del Anexo 5, hay inestabilidad por cuñas y volteo. Estos datos obtenidos estadísticamente.

Debido a que el ángulo del talud es de casi 90° , las cuñas que se generan en él, son en su totalidad inestables. Es por esto que no se ha incluido el análisis por gráficas ya que sabemos que las cuñas que aparezcan en el talud son inestables.



Obteniendo el ángulo promedio de los planos que si pueden deslizar en forma de cuñas, se encuentra que sus valores son los siguientes:

$$40^{\circ}/48^{\circ}$$
$$142^{\circ}/70^{\circ}$$

El volteo la provocan las que tienen:

$$284^{\circ}/72^{\circ}$$

Y las fracturas que dan salida de bloques son:

$$103^{\circ}/83^{\circ}$$

Nota:

Los estereogramas del Anexo 5 tienen la siguiente simbología:

- Curvas azules: planos de discontinuidades
- Puntos azules: polos de los planos de discontinuidades
- Curva negra: posición del talud en cuestión
- Circunferencia negra pequeña: ángulo de fricción de la roca
- Zona sombreada en gris: área de salida de cuñas para el análisis por cuñas y zona de volteo para el análisis por volteo.

Para cada estación se ha realizado una pareja de estereogramas. El primero es para el análisis por salida de cuñas y bloques y el segundo para el análisis por volteo.

A cada pareja de estereogramas le corresponde una tabla de datos y una de resultados. La tabla de resultados tiene cinco columnas, en las primeras tres se indica con una "X" el modo de falla para esa estación y en las dos columnas restantes se ponen los datos de salida.

V.3.3 ANÁLISIS DE LOS MECANISMOS DE FALLA

V.3.3.1 SALIDA DE CUÑAS

Falla por cuña. Cuando dos planos se cortan dentro de la figura sombreada formada por el cono de fricción y la traza del plano del talud. Cuando dos planos se cortan dentro de esta figura se forma una cuña inestable.



Cuando dos planos de discontinuidades graficados en los estereogramas del Anexo 5, se intersecan en la zona achurada de color gris; entonces existen cuñas inestables.

Como ya se menciona antes debido a que el talud tiene 90° grados en forma general, todos los planos que se intersecan en la zona achurada son inestables.

Sin embargo se ha realizado el cálculo para las cuñas inestables con para taludes de 80° de inclinación, como se ve en la figura siguiente.

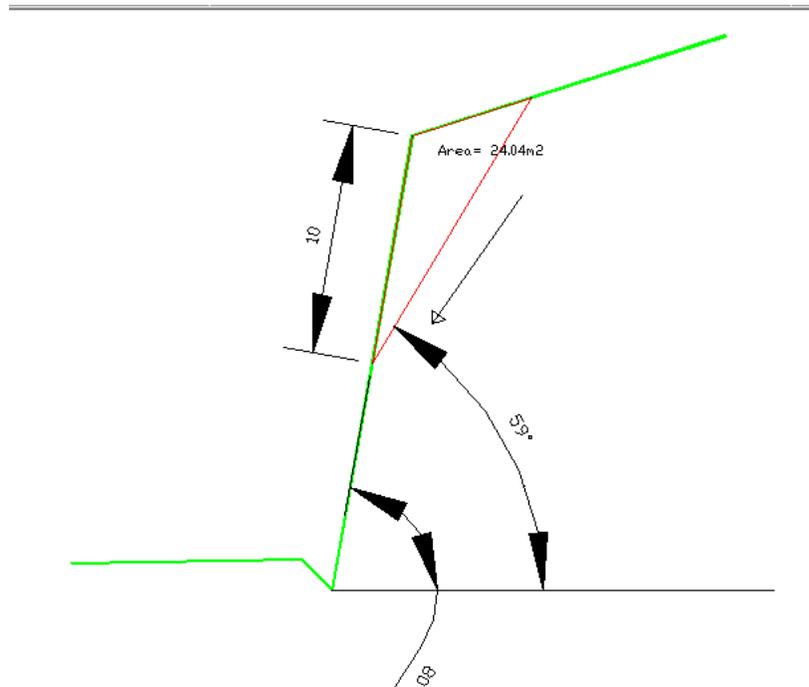


Figura V.7 Esquema diagramático para el cálculo de cuñas

A: área (m ²)	V: volumen (m ³)	δ: densidad	W: peso	ψ: del plano de salida	τ	σ
24.04	24.04	2.5	60.1	59	51.516	30.954

AC	Φ	R	Fi	T1	FR
0	38°	24.184	27.332	12.27	2.227

Patrón 6x6	Fuerza necesaria de apoyo (Ton)	Patrón 4.5x4.0	Fuerza necesaria de apoyo (Ton)	Patrón 3x3	Fuerza necesaria de apoyo (Ton)	Patrón 4.5x3	Fuerza necesaria de apoyo (Ton)
36	80.192	18	40.096	9	20.048	13.5	30.072



Donde:

τ : esfuerzo tangencial

σ : esfuerzo normal

Φ : ángulo de fricción interna

AC: constante de cohesión

R: esfuerzos resistentes

Fi: fuerzas residuales

FR: factor de refuerzo

Las tablas anteriores definen qué con anclas de 104 toneladas separadas a cada 6 metros son capaces de retener estas cuñas. Además de que se deberán tensar a unas 80 toneladas para que la fuerza de fricción sea suficiente para que las cuñas no deslicen.

V.3.3.2 FALLA POR COLAPSO O CAÍDA DE UN BLOQUE SIN APOYO

Falla como bloque. Cuando la traza de un plano corta en dos puntos a la traza del plano del talud se tiene un bloque inestable

En este talud ocurre debido a que la unidad U1 Tobas es más blanda que la unidad U2 Dacita. De esta forma al erosionarse y degradarse la primera, deja sin apoyo a la segunda, como se puede ver en la figura V.8.

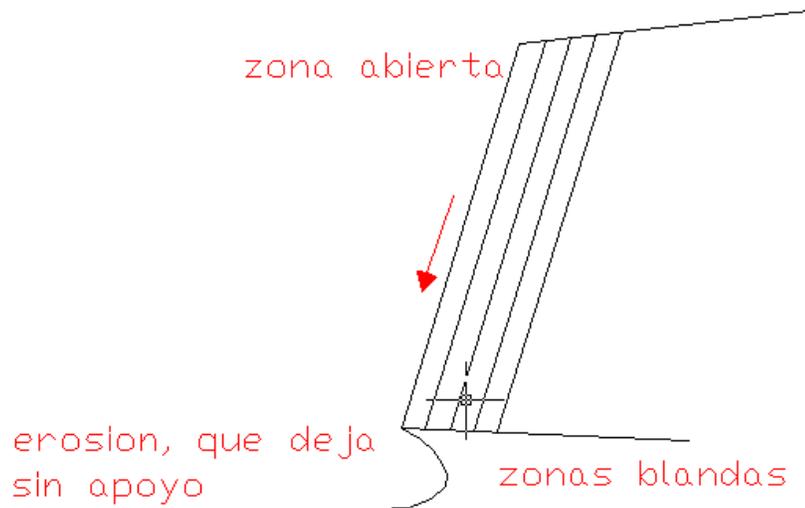


Figura V.8 Esquema de la ocurrencia de la caída de bloques sin apoyo.

Calculando el área de puente de roca (figura V.9) que se requiere para que no caiga el bloque inestable.



Un bloque de $10 \times 6 \times 5 = 250 \text{ m}^3$
Peso volumétrico = $2.2 / \text{m}^3$

$F_a = W \text{ sen } 78^\circ = 537 \text{ toneladas}$
 $F_r = W \text{ cos } 78^\circ \text{ tan } 42^\circ = 102 \text{ toneladas}$
 $F_d = 435 \text{ toneladas}$

Cohesión mínima $R_c = 2500 \text{ t/m}^2$ $R_{\text{corte}} = 250 \text{ T}$

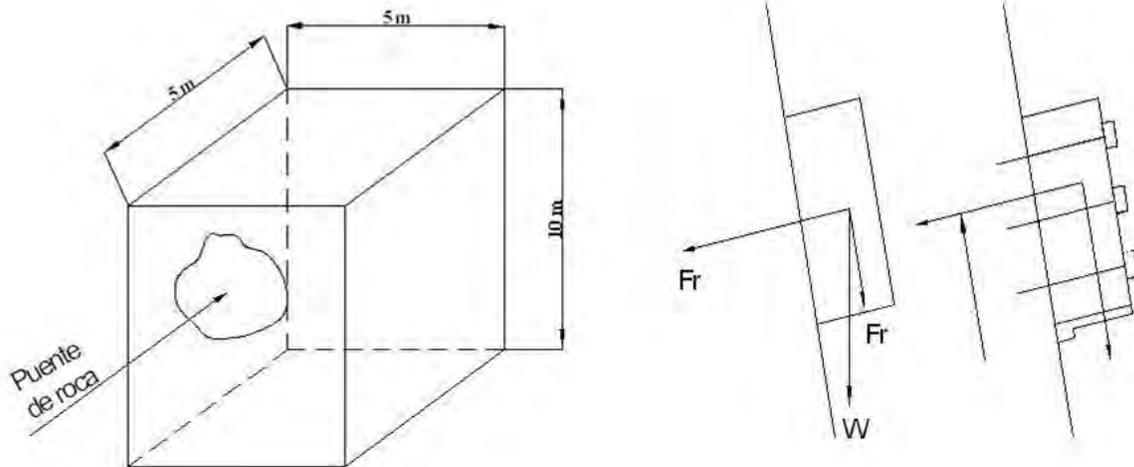
R tensión = 200 T/m^2 Área apoyo = $\frac{434 \text{ T}}{200 \text{ T/m}^2} = 2.17 \text{ m}^2$ Puente roca

Cohesión = 2.1 toneladas

$50 \text{ m}^2 \text{ fractura} = \frac{2.17}{50} \times 100 = 4.34 \% \text{ Puente roca}$

Peso del bloque = $250 \times 2.2 = 550 \text{ Toneladas}$

Inclinación de la fractura paralela al talud = 78°
Ángulo de fricción = 42°



Sin cohesión

F_a = fuerza actuante
 F_r = fuerza resistente
 F_d = fuerza inestable

Figura V.9 Diagrama de cuerpo libre para el cálculo de las fuerzas inestables en la caída de bloques.



Para apoyar un bloque en la posición que se encuentra en este talud se tiene que efectuar aumentando la fricción para conseguir aumentar la fuerza resistente sobre la pared de la cual se va a despegar hasta igualar la fuerza Fd INESTABLE, lo cual se propone se efectúe con cinco anclas de cuatro cables tensadas a 80 toneladas lo que induce una fricción entre los planos de fractura de 400 Toneladas más 102 toneladas del terreno, la fuerza total resistente es igual a 462 toneladas que es suficiente para mantener estable el bloque.

De esta forma se tendría que:

Fr modificada $T =$ tensión del ancla en la dirección perpendicular a la fractura

$$(W \cos \psi + T) \times \tan \phi$$

$$(550 \times \cos 78^\circ + 360) \tan 42^\circ = 462 \text{ toneladas}$$

Si se requiere subir el factor de seguridad a 1.3 bastaría con colocar mas anclas.

Para determinar la longitud de las anclas propuestas para un bloque con 5 m de espesor al calcular la adhesión por el cementante indica para 60 toneladas de tensión 3 m y para 80 toneladas 4 m, por lo que las anclas deben de ser de 8 ó 9 m respectivamente.

En un bloque de 250 m³ se colocarían 6 anclas y se tendría lo siguiente:

$$\frac{6}{250} = 0.024 \text{ anclas / m}^3$$

O considerando que todos los bloques inestables tienen un área de 50 m² se tiene:

$$\frac{6}{50} = 0.12 \text{ anclas / m}^2$$

Se calculo, que se tiene un área de m² de zonas inestables con un espesor medio de 5 m de espesor



VI. PROYECTO DE ESTABILIZACIÓN DEL TALUD

Como se ha mencionado en los capítulos anteriores, en el talud afloran tres tipos de rocas que se han nombrado U1, U2 y U3; sin embargo en este apartado solo se hablará de tratamiento artificial para las unidades U1 y U2 pues son las que presentan inestabilidad.

VI.1 ALTERNATIVA DE REMEDIACIÓN ARTIFICIAL

Para la unidad U1

Debido a que estas rocas son alterables y erosionables se requiere que se les cubra contra estos dos fenómenos, por lo que se recomienda que se cubra con malla Triple Torsión Fijada al terreno con microanclas, después de esto se debe lanzar concreto lanzado de 2" de espesor con una resistencia mayor a 200 kg/cm².

Además de reforzar al terreno que se cubre se dará soporte a las rocas de arriba evitando que por la erosión se queden sin apoyo al deslavarse la unidad de abajo (U1)

En el área en que se coloque concreto lanzado se deben colocar microdrenes para evitar que la humedad se acumule entre la pared del talud y la capa de concreto lanzado.

Para la unidad U2

El problema en estas rocas es el fracturamiento que da lugar a la existencia de columnas que alcanzan los 25 metros de altura. Por esto se recomienda anclaje puntual y direccionado de tensión para que la superficie de fricción sea mayor y la tensión le de una componente mayor a la fuerza de fricción.

La longitud de las anclas dependerá de los sitios en que se coloque debiendo ser entre los rangos de 15 a 20 metros de longitud.

La resistencia a la tensión del anclaje debe ser de al menos 80 toneladas para garantizar el soporte de los bloques columnares.

Toda la pared debe amacizarse para retirar los bloques que están más endebles, se recomienda malla Triple Torsión Tendida y sostenida en el hombro del talud con anclaje de atraque con varilla de al menos 3/8" de diámetro.

En el contacto de las dos unidades es necesario que se coloque una línea de drenaje largo de al menos 12 metros con una inclinación que no supere los 5° con respecto a la horizontal. Y debido a que el estudio hidrológico arrojó datos de escurrimiento total de 7.2 m³/s en un periodo de retorno de 25 años, será necesaria otra línea de drenes largos de 18 metros de longitud a 15m medidos a partir de la carpeta de rodamiento.



VI.2 CANTIDADES DE OBRA

Las cantidades de obra sugeridas son las siguientes y en el Anexo P.5 se puede apreciar la distribución de los conceptos aquí señalados:

- A) anclaje de cables con capacidad de 104 toneladas (tons.) a la ruptura de 15.0, 20.0 y 25.0m de longitud integral,
- B) anclaje de barras aceradas con capacidad de 30 (tons.) de 6.0, 9.0 y 12.0m de longitud integral,
- C) instalación de malla triple torsión tendida,
- D) instalación de malla triple torsión sujeta con micro-anclaje,
- E) perforación y suministro de drenes transversales de 12.0 y 18.0m,
- F) aplicación de concreto lanzado de 2" de espesor,
- G) y amacice y saneo del material.

Anclaje de cables con capacidad de 104 toneladas (tons.) a la ruptura de 15.0, 20.0 y 25.0m de longitud integral.

Son aquellas que se fijan sólo en su extremo interior, ya sea mediante dispositivos de ranura y cuña, casquillos expansivos u otros dispositivos mecánicos, o mediante la inyección de resina o mortero en parte de su longitud.

Estarán formadas de cable (DE MAXIMO PODER DE RETENCION) cuádruple de 5/8" de Ø con longitud integral de 66.0m, los cables serán embebidos en lechada de cemento con relación A/C = 0.45, fluidizante 700ml/saco cemento, con 104 ton. de resistencia a la ruptura. Apoyadas en su parte exterior con un armado de varilla corrugada de 1/2" de Ø, con dimensiones de 0.80m x 0.80.0m, con claros entre varillas de 15 x 15 cm., sobre esta se construirá una base de concreto (almohadilla) hasta formar una superficie uniforme, sobre esta misma se colocará una placa de acero de 1/2" de espesor de 30 x 30 cm. Esta actividad incluye la perforación de 3 1/2" de Ø y limpieza de cada barreno.

Diámetro del cable: 5/8"
Capacidad de soporte min/cable: 260kN

Las especificaciones de estas anclas están abaladas por el proveedor DSI (Dywidag-Systems International) y cumplen con lo estipulado por las Normas aplicables del Título 03. Acero y Productos de Acero, de la Parte 2. Materiales para Estructuras, del Libro CMT. Características de los Materiales.

La resistencia de la inyección la certificará: CIDI, (Centro de Investigación para el Desarrollo Industrial) Av. Patria 1201 Lomas del Valle 3a. Sección C.P. 44100 Apdo. Postal 1-440 Guadalajara, Jal. Tel./fax: 3648-8824 Exts. 2590, 2632 y 2757 Tel. Directo 3648 8470, siguiendo lo establecido en las Normas aplicables del Título 02. Materiales para Concreto Hidráulico, de la Parte 2. Materiales para Estructuras, del Libro CMT. Características de los Materiales.



Anclaje de barras aceradas con capacidad de 30 (tons.) de 6.0, 9.0 y 12.0m de longitud integral.

Son aquellas que se fijan mediante inyección de mortero o resina en toda la longitud del barreno. Consiste en una barra de acero de 7/8" de \emptyset , con capacidad de soporte de 30 tons., barra de alta resistencia grado 75 (límite elástico mínimo de 7000kg/cm²) de cinco hpp, instalada en un barreno de 3" \emptyset e inyectada con mezcla agua-cemento con una relación A/C = 0.45, aditivo (fluidizante) 700 ml/saco de cemento, será apoyada en su parte externa por una placa de 8"x 8" y rondana esférica.

Diámetro de barra: 7/8"
Capacidad de soporte min: 270kN
Peso nominal: 3.04kg/m

Instalación de malla triple torsión tendida.

La malla triple torsión es una red metálica de alambre galvanizado, clase III, calibre 12 reforzado con calibre 10, escuadra de 8x10 cm. de 1.50 m. Sujeta desde la parte superior con anclaje (varilla corrugada) de atraque de 3.0m de longitud y 1" \emptyset (que será inyectado con lechada de cemento con una relación A/C = 0.45), que se alojará en una perforación de 2.50m de longitud y 3" \emptyset), instalándola a cada 2.80m de separación entre ellas y apoyándola en la parte inferior con cable de acero de 1¼ " \emptyset (a manera de bastilla). Las mallas serán tejidas entre sí con cable de acero de ¼ " \emptyset (construcción 6x19). Las especificaciones de la malla deben ser las siguientes:

Malla galvanizada Clase 3
Calibre: 10-12
Escuadra: 8x10
Ancho: 3.00m
Largo: 108 m
Refuerzos: 0

Las especificaciones de la varilla corrugada de 1" de diámetro son:

St – 42 N alta resistencia
Grado 42
Límite de fluencia de 4200 kg/cm² (412 MPa)

Instalación de malla triple torsión fijada con micro-anclaje.

La malla triple torsión es una red metálica de alambre galvanizado, clase III, calibre 12 reforzado con calibre 10, escuadra de 8x10 cm. Incluye el reforzamiento con micro-anclaje de varilla (doble) de 0.50m de ½" \emptyset y una varilla atravesada de 50cms del mismo



diámetro, que se alojará en una perforación (40 mm de \emptyset y longitud de 50 cms), para una longitud integral de 1.00m. Instalando 3 micro anclajes por metro cuadrado.

Las especificaciones de la malla deben ser las siguientes:

Malla galvanizada Clase 3
Calibre: 10-12
Escuadra: 8x10
Ancho: 3.00m
Largo: 108 m
Refuerzos: 0
Resistencia a la ruptura por Tensión: 4,300 KG / MT

Las especificaciones de la varilla corrugada de 1/2" de diámetro son:

St – 42 N alta resistencia
Grado 42
Límite de fluencia de 4200 kg/cm² (412 MPa)

Perforación y suministro de drenes transversales de 12.0 y 18.0m.

Los drenes de penetración transversal constituyen un sistema de subdrenaje, que consiste en tuberías horizontales, ranuradas e insertadas transversalmente en los taludes de cortes o rellenos para aliviar la presión de poro, en la mayor parte de los casos extrayendo agua de los suelos o rocas.

Se realizará perforación de 3" \emptyset para drenaje con tubería PVC de 2" de \emptyset , con longitud hasta 18.0m, incluye malla geotextil, esp. 3.3mm, colocado en el diámetro del tubo P.V.C., fijado con tiras de sujeción de plástico o alambre galvanizado.

Aplicación de concreto lanzado de 2" de espesor.

El concreto lanzado es una mezcla de cemento Portland, agregados pétreos, agua, aditivos y fibras en algunas ocasiones, que mediante la fuerza controlada de aire a presión a través de una boquilla, se proyecta sobre una superficie a fin de obtener una capa de recubrimiento compacta, homogénea y resistente, para proteger superficies de roca o suelo contra el intemperismo, proveer soporte temporal o definitivo de una excavación, proteger zonas con alto fracturamiento o alteración y preparar superficies de rocas sobre las que se apoyarán otros elementos de soporte.

Para obtener un m³ con resistencia de 250 Kg/cm² en el concreto lanzado, éste debe contar con las siguientes cantidades:

- a) Cemento 450 kg
- b) Arena 927 kg



- c) Sello 658 kg
- d) Acelerante 16.8 kg
- e) Agua 190 lt

El agua estará limpia y libre de materia orgánica o de cualquier otra sustancia que afecte la calidad de concreto.

Amacice y saneo del material.

Operación que realizará de manera manual o con apoyo de barras, que consiste en retirar todo el material fracturado y suelto del talud. Para luego retirarlo con la ayuda de palas, carretillas y retroexcavadora.

Los materiales se depositarán en los bancos de tiro que se encuentran a una distancia aproximada de 10km como se indicó por la Secretaria.

VI.3 PROCEDIMIENTO DE ESTABILIZACIÓN

Una vez que se haya aprobado el plan de Señalamiento y Seguridad en el control de tráfico y que se haya instalado la maquinaria justa y necesaria en el campo deberán iniciarse los trabajos.

Inicialmente, se tienen que hacer las perforaciones en piso a lo largo de la carretera (fuera de la línea blanca), para alojar tubería o varilla de 1" de diámetro, que será usada para adherir malla triple torsión (3.0m de altura) y a su vez cubierta con malla de seguridad. De inmediato se tiene que seguir con la perforación para el anclaje de atraque, mismo que se debe de realizar en la parte alta del talud, que consiste en la perforación de un barreno de 2" de diámetro mínimo y de 2.50m de longitud a cada 2.90m de separación, donde se alojará una varilla corrugada (ancla) de 1" de diámetro y 3.0m de longitud, la cuál debe ser inyectada de inmediato.

Posteriormente, se instalará la malla triple torsión (con ancho de 3.0m) en las áreas más críticas, para que en el momento que haya que hacer el Amacice y Saneo de las paredes rocosas haya mejor control de los caídos de bloques.

Aquí es donde más se considerará la suspensión momentánea del tráfico, al momento de aflojar y tirar los bloques rocosos (de variada dimensión y peso) y cuando se tengan los suficientes bloques rocosos en piso, se tiene que contar con máquinas retroexcavadoras (suficientes y con la capacidad requerida) para rezagar ó limpiar los bloques sobre la carretera (para en ese momento se pararía la actividad de amacice).

Para que suceda una excelente productividad y avance en el desalojo de bloques inestables, se tiene que tener el personal suficiente (tal vez cuatro a seis Grupos de personal operando el concepto de amacice y saneo manual al mismo tiempo), ya que la producción de las retroexcavadoras es muy alta y la distancia de acarreo de bloques es muy corta.



Combinando estas dos partes, se puede tener el tráfico "parado" en el mínimo tiempo posible.

Una vez amacizado el talud y por áreas (iniciando en las más críticas), se procederá a la perforación para el anclaje de fricción y tensión, que puede ser de 6.0, 9.0m, 12.0, 15.0, 20.0 o 25.0m según se crea conveniente y el estudio lo haya indicado.

La parte importante del anclaje es que al terminar cada barreno, inmediatamente se debe instalar la ancla respectiva (cuando la ancla es de cables, está se compone de 4 piezas de 5/8" con capacidad de 26 tons. cada uno, con construcción especial), el barreno es de 3 1/2" de diámetro.

La perforación continúa de acuerdo al patrón seleccionado y requerido.

Luego, al tener buena cantidad de barrenos disponibles se inicia el proceso de inyección, misma que debe de ejecutarse con bombas apropiadas para conducir volumen y presión necesitada de la lechada, cuya relación de agua-cemento deberá ser del orden de 0.45.

Para el caso de anclaje de tensión, el barreno debe ser inyectado a 1/3 de la longitud, después de ese proceso, se instala una parrilla (en la boca del barreno) de varilla corrugada de 1/2" de 80x 80cm) y se hace el "calafateo" que consiste en cubrir la boca del barreno con una mezcla de yeso-cemento, posteriormente se construye la "almohadilla" o cabezal de concreto de alta resistencia (250 Kg/cm² mínimo) y al cuarto día se tiene la capacidad suficiente tensar del ancla (no mayor a 60 tons.) con apoyo de una placa de acero de 12"x12"x1/2" y los barriletes correspondientes que se encargarán de la sujeción de los cables, luego, se terminará de inyectar los 2/3 del ancla, se cortan los cables y se cubren con pintura epóxica.

La malla triple torsión es de 2.0 tons/m² de capacidad y cuando es tendida, ésta es apoyada por los cabezales de concreto aplicado a los anclajes de cables o de una base sencilla de concreto usada en la base de la placa de acero para la barra acerada, pero también soportada por un cable de acero de 1 1/4" a 1 1/2" de diámetro en la parte inferior y con doble bastilla en la parte superior.

Tan luego se termina el barreno, se inserta la barra (previamente preparada con la manguera de 1/2" para la inyección y separadores a cada 1.5m para evitar que la barra toque el piso del barreno, una vez que se haya inyectado (con la misma relación agua-cemento) previo "calafateo", se aplica una cantidad suficiente de concreto alrededor de la boca del barreno, precisamente donde va colocada una placa de acero de 8"x8" y sujeta a la barra con una tuerca de alta presión, esta pasta hace que la placa asiente totalmente a esa base.

Cuando se haya terminado la inyección, se inicia la perforación para drenaje, que consiste en un barreno de 3" y longitud variable (que puede ser de 12.0, 15.0 y hasta de 18.0m), los tubos de PVC de 2" son perforados y ademados con malla geotextil.



En las áreas que requieran concreto lanzado que es la parte inferior (tobas), deberán ser cubiertas con malla triple torsión, y esta malla se sujetará con micro-anclajes, que consisten en perforaciones de 40mm de 50cm hasta 1.0m (cuando sea necesario y cuando se tiene un medio plástico o con huecos se hacen perforaciones hasta de 3.0m que ya es considerada como una ancla), estas micro-anclas se inyectan con la misma relación agua-cemento.

Una vez aplicado el concreto lanzado se procede a hacer barrenación para micro-drenaje, que consiste en perforaciones de 20cm de longitud con 32mm de diámetro, donde se aloja un tubo PVC de 1" y cementado en la boca del barreno.

Los procedimientos que se seguirán son los que se describen en el libro PRY (Proyecto) de la normativa de la Secretaría de Comunicaciones y Transportes.

Los materiales que se utilizarán son los que se recomiendan en el libro CMT (Características de los Materiales) de la normativa de la Secretaría de Comunicaciones y Transportes.



VII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Los resultados de la presente tesis permiten concluir que:

- El talud es inestable a corto plazo presentando los mecanismos de falla: volteo y salida de cuñas. Y con mayor importancia la caída de bloques sin apoyo, producto de la erosión en la parte baja.
- El agua es un factor decisivo para que el talud sea inestable, ya que al introducirse en las fracturas actúa la presión hidrostática. También como se mencionó, el agua actúa como factor erosivo en las tobas blancas que se encuentran en la parte baja del talud.
- La única obra hidráulica que existe en el lugar es una cuneta construida al pie del talud que no es suficiente para minimizar los deterioros provocados por el agua.
- El corte presenta grado 3 a 5, según la clasificación de riesgos en taludes. Los cuales se refieren a caída de bloques de roca que invaden la cuneta y el carril más cercano al talud a deslizamientos grandes de rocas y suelos que provocan la destrucción de vehículo si caen sobre ellos y taponan los dos taludes de la carretera, necesitando maquinaria pesada para su remoción y varios días para realizarlo.
- Debido a que la carretera es antigua, no está diseñada para las cargas vivas actuales a las que están expuesta. Para el 2008 el TDPA (Tránsito diario promedio anual) es de más de 3000, de los cuales el 72.4% son del tipo A (livianos) y más de 100 son vehículos de más de 60 Ton de peso.

Las recomendaciones particulares para el talud:

- Colocar el tratamiento propuesto por esta tesis que es el siguiente:

	CONCEPTO	UNIDAD	CANTIDAD
1	Suministro e instalación de anclas de fricción con 12.0 m de longitud , que consiste en una barra de acero de 7/8" de Ø, con capacidad de soporte de 30 tons. , barra de alta resistencia grado 75 (límite elástico mínimo de 700kg/cm ²)	Pza	44
2	Suministro e instalación de anclas de Cable con 15.0 metros de longitud , formadas de cable (DE MAXIMO PODER DE RETENCION) cuádruple de 5/8" de Ø con longitud integral de 66.0m, los cables serán embebidos en lechada de cemento con relación A/C = 0.45, fluidizante 700ml/saco cemento, con 104 ton. de resistencia a la ruptura.	Pza	44
3	Suministro e instalación de anclas de Cable con 20.0 metros de longitud , formadas de cable (DE MAXIMO PODER DE RETENCION) cuádruple de 5/8" de Ø con longitud integral de 66.0m, los cables serán embebidos en lechada de cemento con relación A/C = 0.45, fluidizante 700ml/saco cemento, con 104 ton. de resistencia a la ruptura.	Pza	35



4	Suministro e instalación de anclas de Cable con 25.0 metros de longitud , formadas de cable (DE MAXIMO PODER DE RETENCION) cuádruple de 5/8" de Ø con longitud integral de 66.0m, los cables serán embebidos en lechada de cemento con relación A/C = 0.45, fluidizante 700ml/saco cemento, con 104 ton. de resistencia a la ruptura.	Pza	35
5	MALLA TRIPLE TORSION FIJADA (con microanclaje): Suministro y colocación de malla triple torsión de alambre galvanizado, clase III, calibre 12 reforzado con calibre 10, escuadra de 8 x 10 cm., incluye el reforzamiento con micro-anclaje de varilla (doble) de 0.50m de ½" Ø, que se alojará en una perforación (40 mm de Ø y longitud de 50 cms), para una longitud integral de 1.50 m. Instalando 3 micro anclajes por metro cuadrado.	m ²	2,700
6	MALLA TRIPLE TORSION TENDIDA: Suministro y colocación de malla triple torsión de alambre galvanizado Fijada, clase III, calibre 12 reforzado con calibre 10, escuadra de 8 x 10 cm., Sujeta desde la parte superior con anclaje (varilla corrugada) de atraque de 3.0m de longitud y 1" Ø (que sera inyectado con lechada de cemento con una relación A/C = 0.45), que se alojará en una perforación de 2.50m de longitud y 3"Ø, instalándola a cada 2.80m de separación entre ellas y apoyándola en la parte inferior con cable de acero de 1¼ "Ø (a manera de bastilla). Las mallas serán tejidas entre si con cable de acero de ¼ "φ (construcción 6x19).	m ²	570.00
7	CONCRETO LANZADO de 2" y 280-300 Kg/cm2 de resistencia a la compresión: Aplicación neumática de concreto lanzado incluyendo microsilica y acelerante, colocándolo sobre malla triple torsión.	m ²	2,700.00
8	PERFORACION E INSTALACION DE MICRODRENES: sobre concreto lanzado. Consiste en la perforación sobre el talud con 40mm Ø y longitud de 20 cms, con Patrón de 1.80m x 1.80m, ademado con tubería de PVC de 1 ½" de Ø.	Pzas	614
9	AMACIZE Y SANEOS: este tratamiento consiste en retirar manualmente la masa rocosa inestable del talud y parte superior de las zonas relajadas. Incluye retiro de material existente y producto del amacize.	m ²	3,024
10	DRENAJE: Perforación de 3" Ø para drenaje con tubería de PVC de 2" de Ø, con longitud hasta 12.0m	ml	420
11	MAMPOSTERIA. Muro de roca-concreto con una base de 60cm x 80cm de altura y un ancho en la parte superior de 40cm, con perforación (para cimentar), anclaje e inyección.	m3	82
12	SEGURIDAD Y SEÑALAMIENTO: Incluye perforación de 2" Ø para insertar barras de 1"Ø, mismas que sujetarán la malla triple torsión, que será utilizada como mecanismo de protección al usuario y carretera por las rocas que se desprendan del talud en el amacize	ml	425

Las recomendaciones particulares para el tramo afectado:

- Realizar un levantamiento de todos los taludes que se encuentran en el tramo de carretera comprendido entre los cadenamientos 11+300 al 25+000. Este levantamiento deberá incluir lo siguiente:
 - Cadenamientos inicial y final, longitud e identificación de cuerpo (derecho o izquierdo)
 - Alturas mínimas y máxima
 - Dirección y echado del corte
 - Geometría de la carretera en el corte
 - Tipo de rocas que afloran en el talud
 - Observaciones generales de caídos en cada talud

Con esto se realizaría una evaluación rápida del riesgo en los taludes para poder jerarquizar y elaborar un plan de acciones de prevención de riesgos.

- Realizar observaciones periódicas que permitan saber la evolución de los deterioros en cada corte y poder estimar el comportamiento de ellos en el corto y mediano plazo.



BIBLIOGRAFÍA

1. Aguayo Camargo, J. E., 1983: Integración y análisis de la información geológico-geofísica de la Cuenca Colima-Jalisco, México D.F., Instituto Mexicano del Petróleo, Proyecto C-1144, 36p.
2. Allan, J., 1986, Geology of the Colima an Zacoalco grabens SW Mexico late Cenozoic rifting in teh mexican Volcanic Belt, Geological Society of American Bulletin, 97, 473-485.
3. Campos Aranda, D. F., 1992, Procesos del ciclo hidrológico, S.L.P., México, editorial Universitaria Potosina, segunda edición.
4. Charles A. Cliché, 1999, Rock Slope Stability, Society for Minning, Metallurgy and Exploration Inc., Littleton, CO, USA.
5. Chow, V. T., 1964, Handbook of Applied Hydrology, Mac Graw-Hill Book company.
6. Consejo de Recursos Minerales, (1992): Monografía Geológico-minera del Estado de Jalisco. Secretaria de Energía, Minas e Industria Paraestatal (SEMIP).
7. Davis, W. M., 1899, The geographical cycle, Geograph, J., 14, Reimpreso en 1954, Geographycal Essays, Dover Publ., Nueva York, pp 249-278.
8. Ferrari L., Conticelli, s., Vaggelli, G., Petrone C. M. And Meanetti, P., 2000, Late Miocene volcanism and intra-arc tectonics during the early development of the Trans-Mexican Volcanic Belt, Tectonophysics, 318, 161-185.
9. Ferrer, F. J., 1993, recomendaciones para el cálculo hidrométrico de avenidas, Centro de estudios de experimentación de obras públicas. Monografías del MOPU, 76p.
10. García A.V., y Suárez, R.G., 1995, Los sismos en la historia de México, fondo de cultura Económica, CIESAS, UNAM, México, vol. 1.
11. Gastil, G., Krummenacher, D., Jensky, A., 1979, Reconnaissance geology of west-central Nayarit, Mexico: summary Geological Society of American Bulletin, 90, 15-18.
12. Gilbert, C., Mahood, G., Carmichael, I., 1985, Volcanism stratigraphy of the Guadalajara area, Mexico, Geofisica Internacional, 24, 169-191.
13. Gómez, Tuena, et. al., 2005, Petrogénesis ígnea de la Faja Volcánica Transmexicana, Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, Volumen Conmemorativo del Centenario, Temas Selectos de Geología Mexicana, Tomo LVII, Num. 3, pp 227-283.



14. González de Vallejo, L. I., et. al., 2002: Ingeniería Geológica, Pearson Education, Madrid, 744 p.
15. Hoek, E. and Bray, J. W., 1981, Rock Slope Engineering, Revised 3rd edition, The Institute of Mining and Metallurgy, London, 351 p.
16. Figueroa, J., 1965, Carta sísmica de la República Mexicana. V. 5, núm. 45, Anales del instituto de Geofísica.
17. Mockus, Victor, 1957, Use of storm and Watershed characteristics in syntetic hidrograph analisis and aplication, US Departament Agriculture, Soil Conservation Source, Latham, M. D.
18. Moore, G., Marone, C., Carmichael, I., Renne, P., 1994, Basaltic volcanism and extension near the intersection of the Sierra Madre volcanic province and Mexican Volcanic Belt. Geological Society of American Bulletin, 106, 383-394.
19. Raisz, Edwin, 1964, Landforms of Mexico, Cambridge, Mass, U.S. Navy Geographical Branch, Mapa escala aproximada 1:3'000,000.
20. Rosas Elguera, J., Ferrari, J., López-Martínez, M., Urrutia-Fucugauchi, J.,, 1997, Stratigraphy and tectonics of the Guadalajara region and triple junction are, western Mexico. Internacional Geology Review, 39, 125-140.
21. Zarate-Pedro, F., del Valle y Bernd, R. T., Simoneit, 2005, La generación del petróleo hidrotermal en sedimentos del lago de Chapalay su relación con la actividad geotérmicadel Rift Citala en el estado de Jalisco, México, revista mexicana de Ciencias Geológicas, v. 22, núm. 23, 358-370.

Referencias virtuales:

1. www.jalisco.gob.mx
2. Google Earth Pro
3. www.inegi.org.mx
4. dgst.sct.gob.mx



ANEXO 1. TABLA DE CLASIFICACIÓN DE RIESGO EN LOS TALUDES

CLASIFICACIÓN DE RIESGOS EN LOS TALUDES	
RIESGO	DESCRIPCIÓN DEL RIESGO
Grado 1	Caída de fragmento de roca de tamaño de 2 a 10" o materiales blandos que se rompen como arena, sobre el pie del talud o en la cuneta sin obstruirlas.
Grado 2	Caída de bloques de roca que resbalan por el talud llegando a la cuneta donde se fragmentan y no invaden los carriles de rodamiento. Caída de bloques de rocas blandas de varios metros cúbicos que caen al pie del talud y que obstruyen las cunetas
Grado 3	Caída de bloques de roca que invaden la cuneta y el carril más cercano al talud. Los bloques de roca son de tamaño tal que pueden provocar daños menores a los vehículos si caen sobre ellos.
Grado 4	Caída de bloques de roca de tamaño del orden de la tonelada o decenas de toneladas que pueden invadir totalmente un carril y rebotar hasta el segundo carril o el otro extremo de la carretera. Pueden producir daños mayores o destrucción de vehículos y causar muerte de los ocupantes.
Grado 5	Deslizamientos grandes de rocas y suelos que provocan la destrucción de vehículo si caen sobre ellos y taponan los dos taludes de la carretera, necesitando maquinaria pesada para su remoción y varios días para realizarlo.



Anexo 2. Tabla de levantamiento de datos estructurales y geotécnicos

LEVANTAMIENTO ESTRUCTURAL			UBICACIÓN		FECHA		24 agosto 09.			
PROYECTO			Tramo km 17+310 al km 17+500							
Talud 17			OBSERVACIONES: LOS DATOS QUE SE EXPRESAN EN LA TABLA, SON DATOS PARA EL ANÁLISIS DE LA UNIDAD U2 (DACITAS)							
ESTACIÓN	AZIMUT DEL E.(°)	ECHADO (°)	TIPO	ABERTURA (m)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIAMIENTO (m)	RELLENO	RUGOSIDAD	OBS	
17+360	Dirección del talud 4°, inclinación 90°									
1	275	64	fractura	0.02	3	0.5	sin relleno	media		
2	295	52	fractura	0.04	2	0.75	arcilla	media		
3	0	90	fractura	0.01	2	0.45	sin relleno	media		
4	20	95	fractura	0.01	6	0.7	sin relleno	media		
5	165	44	fractura	0.05	6	0.5	sin relleno	media		
6	34	93	fractura	0.03	5	0.6	arcilla	baja		
7	22	60	fractura	0.03	3	0.6	arcilla	media		
8	285	8	fractura	0.03	8	0.9	arcilla	media		
9	23	7	fractura	0.05	8	1.2	sin relleno	baja		
10	24	8	fractura	0.05	8	1.2	sin relleno	media		
11	192	39	fractura	0.03	2	0.5	sin relleno	media		
12	185	46	fractura	0.05	6	0.6	sin relleno	media		
13	313	74	fractura	0.04	6	0.6	sin relleno	media		
14	142	72	fractura	0.01	5	0.5	sin relleno	media		
15	178	92	fractura	0.01	4	0.6	sin relleno	media		
16	179	41	fractura	0.05	4	0.6	sin relleno	media		
17	218	92	fractura	0.03	5	0.5	sin relleno	media		
17+380	Dirección del talud 8°, inclinación 88°									
1	295	52	fractura	0.02	3	0.75	sin relleno	media		
2	0	90	fractura	0.04	2	0.45	sin relleno	baja		
3	20	95	fractura	0.01	2	0.7	arcilla	media		
4	165	44	fractura	0.01	1.5	0.5	arcilla	media		
5	34	93	fractura	0.05	3	0.75	arcilla	media		
6	22	60	fractura	0.03	2	0.45	sin relleno	baja		
7	357	20	fractura	0.01	2	0.7	sin relleno	media		
8	0	23	fractura	0.03	6	0.5	sin relleno	media		
9	359	24	fractura	0.05	10	0.75	sin relleno	baja		
10	205	13	fractura	0.03	8	0.45	sin relleno	media		
17+400	Dirección del talud 15°, inclinación 87°									
1	105	21	fractura	0.02	6		sin relleno	media		
2	0	55	fractura	0.03	5	0.5	sin relleno	media		
3	2	24	fractura	0.02	3	0.75	sin relleno	media		



ESTACIÓN	AZIMUT DEL E.(°)	ECHADO (°)	TIPO	ABERTURA (m)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIAMIENTO (m)	RELLENO	RUGOSIDAD	OBS
4	359	60	fractura	0.01	8	0.45	arcilla	media	
5	359	58	fractura	0.05	8	0.7	arcilla	baja	
6	357	20	fractura	0.03	4	0.5	arcilla	media	
7	0	23	fractura	0.02	1.5	0.6	sin relleno	media	
8	359	24	fractura	0.05	3	0.6	sin relleno	media	
9	205	13	fractura	0.05	2	0.5	sin relleno	media	
10	285	77	fractura	0.03	2	0.6	arcilla	baja	
11	340	83	fractura	0.03		0.6	sin relleno	media	
17+420	Dirección del talud 15°, inclinación 95° Aquí el talud rebasa la vertical								
1	359	60	fractura		3	0.5	sin relleno	media	
2	359	58	fractura	0.03	2	0.75	arcilla	media	
3	357	20	fractura	0.02	2	0.45	arcilla	media	
4	0	23	fractura	0.01	8	0.7	arcilla	media	
5	359	24	fractura	0.05	6	0.5	sin relleno	baja	
6	205	13	fractura	0.03	5	0.6	sin relleno	media	
7	359	24	fractura	0.02	3	0.6	sin relleno	media	
8	205	13	fractura	0.04	8	0.9	arcilla	media	
9	285	77	fractura	0.02	8	1.2	sin relleno	media	
10	340	83	fractura	0.05		0.5	sin relleno	baja	
17+440	Dirección del talud 15°, inclinación 95° Aquí el talud rebasa la vertical								
1	15	32	fractura	0.05	10	0.5	sin relleno	media	
2	16	24	fractura	0.03	6	0.6	sin relleno	media	
3	15	12	fractura	0.02	3	0.6	arcilla	media	
4	25	13	fractura	0.04	3	0.7	sin relleno	media	
5	105	77	fractura	0.8	6	0.5	sin relleno	baja	
6	160	83	fractura	0.03	5	0.8	sin relleno	media	
7	340	60	fractura	0.02	1.5	0.5	arcilla	baja	
8	186	83	fractura	0.01	5	0.4	arcilla	media	
9	242	86	fractura	0.05	3	0.45	arcilla	media	
10	70	80	fractura	0.03	4	0.5	arcilla	media	
1	242	86	fractura	0.003	3	0.6	arcillas	media	toba
2	205	13	fractura	0.005	1.5	0.6	arcillas	media	toba
3	285	77	fractura	0.007	1.5	0.75	sin relleno	media	toba
4	330	69	fractura	0.005	2	0.75	sin relleno	media	toba
5	340	83	fractura	0.001	3	0.6	arcillas	media	toba
6	200	10	pseudo estrat.						toba
7	205	12	fractura	0.002	3	0.6	sin relleno	media	toba



ESTACIÓN	AZIMUT DEL E.(°)	ECHADO (°)	TIPO	ABERTURA (m)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIAMIENTO (m)	RELLENO	RUGOSIDAD	OBS
8	345	75	fractura	0.005	1.5	0.9	arcilla	media	toba
9	330	70	fractura	0.002	1.5	0.75	arcillas	media	toba
10	155	65	fractura	0.001	3	0.6	sin relleno	media	toba
11	180	73	fractura	0.001	5	0.8	sin relleno	media	toba
12	207	12	pseudo estrat.						toba
13	204	13	pseudo estrat.						toba
14	206	11	pseudo estrat.						toba
17+460	Dirección del talud 18°, inclinación 85°								
1	20	72	fractura	0.05	3	0.5	sin relleno	media	
2	10	65	fractura	0.03	2	0.6	sin relleno	baja	
3	360	56	fractura	0.02	2	0.6	sin relleno	media	
4	345	25	fractura	0.04	6	0.7	arcilla	media	
5	270	13	fractura	0.01	5	0.5	arcilla	media	
6	11	46	fractura	0.05	3	0.4	arcilla	media	
7	15	65	fractura	0.03	8	0.45	sin relleno	media	
8	369	50	fractura	0.02	8	0.5	sin relleno	baja	
9	205	20	fractura	0.8	6	0.45	sin relleno	media	
10	140	74	fractura	0.9	7	0.5	sin relleno	media	
17+480	Dirección del talud 22°, inclinación 85°								
1	294	10	fractura	0.03	10	0.5	sin relleno	media	
2	17	40	fractura	0.02	6	0.75	sin relleno	media	
3	315	15	fractura	0.01	3	0.45	sin relleno	media	
4	179	28	fractura	0.05	2	0.7	sin relleno	media	
5	90	38	fractura	0.03	2	0.5	sin relleno	media	
6	5	67	fractura	0.02	9	0.6	arcilla	baja	
7	10	84	fractura	0.3	1.5	0.6	arcilla	media	
8	40	66	fractura	0.05	9	0.9	arcilla	media	
9	242	86	fractura	0.03	3	1.2	arcilla	media	
10	70	80	fractura	0.02	2	0.8	sin relleno	media	
11	80	76	fractura	0.04	2	0.85	sin relleno	baja	
12	200	72	fractura	0.05	9	0.9	arcilla	media	
17+500	Dirección del talud 22°, inclinación 87°								
1	315	15	fractura		6	0.35	sin relleno	media	
2	179	28	fractura	0.03	5	0.6	sin relleno	baja	
3	90	38	fractura	0.02	6	0.6	arcilla	media	
4	5	67	fractura	0.01	5	0.75	arcilla	media	
5	10	84	fractura	0.05	3	0.45	sin relleno	media	
6	340	60	fractura	0.03	8	0.7	sin relleno	media	
7	186	83	fractura	0.02	8	0.5	sin relleno	baja	
8	242	86	fractura	0.02	2	0.5	sin relleno	media	



ESTACIÓN	AZIMUT DEL E.(°)	ECHADO (°)	TIPO	ABERTURA (m)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIAMIENTO (m)	RELLENO	RUGOSIDAD	OBS
9	102	69	fractura	0.04	2	0.6	arcilla	media	
10	60	69	fractura	0.4	4.5	0.6	arcilla	media	
11	294	10	fractura	0.05	6.5	0.9	arcilla	baja	
12	17	40	fractura	0.03	7	1.2	arcilla	media	
17+520	Dirección del talud 26°, inclinación 85°								
1	14	54	fractura	0.5	7	0.5	sin relleno	media	
2	348	39	fractura	0.3	6	0.6	sin relleno	media	
3	8	62	fractura	0.03	5	0.6	arcilla	media	
4	350	84	fractura	0.02	3	1.5	arcilla	media	
5	305	79	fractura	0.01	8	0.6	sin relleno	media	
6	272	69	fractura	0.05	8	0.6	sin relleno	media	
7	262	81	fractura	0.03	8	0.75	sin relleno	media	
8	198	88	fractura	0.02	6	0.45	arcilla	baja	
9	94	14	fractura	0.02	5	0.7	arcilla	media	
10	272	75	fractura	0.04	5	0.5	sin relleno	media	
11	244	72	fractura	0.05	8	0.6	sin relleno	media	
17+540	Dirección del talud 28°, inclinación 86°								
1	40	60	fractura	0.02	1.5	0.2	sin relleno	media	
2	85	58	fractura	0.01	3	0.7	sin relleno	media	
3	325	81	fractura	0.05	3	0.5	arcilla	baja	
4	360	58	fractura	0.8	2	0.6	arcilla	media	
5	314	21	fractura	0.5	2	0.6	sin relleno	media	
6	226	13	fractura	0.03	6	0.9	sin relleno	media	
7	300	16	fractura	0.02	5	1.2	sin relleno	baja	
8	228	11	fractura	0.01	3	0.3	sin relleno	media	
9	352	51	fractura	0.05	8	0.7	arcilla	media	
10	308	15	fractura	0.02	1.5	0.2	sin relleno	media	
11	215	85	fractura	0.01	3	0.7	sin relleno	media	
1	10	84	fractura	0.005	3	0.9	arcilla	media	toba
2	170	89	fractura	0.005	2	0.75	arcilla	media	toba
3	186	83	fractura	0.001	2	0.8	arcilla	media	toba
4	242	86	fractura	0.003	3	0.6	arcillas	media	toba
5	205	13	fractura	0.005	1.5	0.6	arcillas	media	toba
6	285	77	fractura	0.007	1.5	0.75	sin relleno	media	toba
7	330	69	fractura	0.005	2	0.75	sin relleno	media	toba
8	340	83	fractura	0.001	3	0.6	arcillas	media	toba
9	200	10	pseudo estrat.						toba
10	207	12	pseudo estrat.						toba
11	204	13	pseudo estrat.						toba
12	206	11	pseudo estrat.						toba



ESTACIÓN	AZIMUT DEL E.(°)	ECHADO (°)	TIPO	ABERTURA (m)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIAMIENTO (m)	RELLENO	RUGOSIDAD	OBS
13	205	12	fractura	0.002	3	0.6	sin relleno	media	toba
14	345	75	fractura	0.005	1.5	0.9	arcilla	media	toba
15	330	70	fractura	0.002	1.5	0.75	arcillas	media	toba
16	359	73	fractura	0.002	2	0.8	arcillas	media	toba
17	155	65	fractura	0.001	3	0.6	sin relleno	media	toba
18	180	73	fractura	0.001	5	0.8	sin relleno	media	toba
17+560	Dirección del talud 28°, inclinación 90°								
1	275	89	fractura	0.02	1.5	0.2	sin relleno	media	
2	58	78	fractura	0.01	3	0.7	sin relleno	media	
3	87	49	fractura	0.05	3	0.5	arcilla	baja	
4	122	9	fractura	0.8	2	0.6	arcilla	media	
5	257	81	fractura	0.5	2	0.6	sin relleno	media	
6	281	76	fractura	0.03	6	0.9	sin relleno	media	
7	17	66	fractura	0.02	5	1.2	sin relleno	baja	
8	283	78	fractura	0.01	3	0.3	sin relleno	media	
9	21	56	fractura	0.05	8	0.7	arcilla	media	
10	343	68	fractura	0.03	8	0.5	arcilla	media	
11	13	86	fractura	0.05		0.5	sin relleno	baja	
12	265	79	fractura	0.05	3	0.5	arcilla	baja	
17+580	Dirección del talud 28°, inclinación 90°								
1	123	69	fractura	0.03	10	0.5	sin relleno	media	
2	224	76	fractura	0.02	6	0.75	sin relleno	media	
3	260	68	fractura	0.01	3	0.45	sin relleno	media	
4	135	69	fractura	0.05	2	0.7	sin relleno	media	
5	263	69	fractura	0.03	2	0.5	sin relleno	media	
6	321	79	fractura	0.02	9	0.6	arcilla	baja	
7	260	37	fractura	0.3	1.5	0.6	arcilla	media	
8	282	25	fractura	0.05	9	0.9	arcilla	media	
9	40	71	fractura	0.03	3	1.2	arcilla	media	
10	113	70	fractura	0.02	2	0.8	sin relleno	media	
11	93	69	fractura	0.04	2	0.85	sin relleno	baja	
17+600	Dirección del talud 32°, inclinación 89°								
1	40	78	fractura	0.02	6		sin relleno	media	
2	272	76	fractura	0.03	5	0.5	sin relleno	media	
3	314	80	fractura	0.02	3	0.75	sin relleno	media	
4	255	87	fractura	0.01	8	0.45	arcilla	media	
5	358	82	fractura	0.05	8	0.7	arcilla	baja	
6	125	18	fractura	0.03	4	0.5	arcilla	media	
7	8	81	fractura	0.02	1.5	0.6	sin relleno	media	
8	213	82	fractura	0.05	3	0.6	sin relleno	media	
9	271	79	fractura	0.05	2	0.5	sin relleno	media	



ESTACIÓN	AZIMUT DEL E.(°)	ECHADO (°)	TIPO	ABERTURA (m)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIAMIENTO (m)	RELLENO	RUGOSIDAD	OBS
10	5	83	fractura	0.03	2	0.6	arcilla	baja	
11	258	82	fractura	0.03	3	0.6	sin relleno	media	
17+620	Dirección del talud 34°, inclinación 90-93°								
1	40	85	fractura	0.01	6	0.35	sin relleno	media	
2	21	86	fractura	0.03	5	0.6	sin relleno	baja	
3	15	84	fractura	0.02	6	0.6	arcilla	media	
4	110	9	fractura	0.01	5	0.75	arcilla	media	
5	115	11	fractura	0.05	3	0.45	sin relleno	media	
6	265	74	fractura	0.03	8	0.7	sin relleno	media	
7	85	83	fractura	0.02	8	0.5	sin relleno	baja	
8	78	74	fractura	0.02	2	0.5	sin relleno	media	
9	280	73	fractura	0.04	2	0.6	arcilla	media	
10	42	86	fractura	0.4	4.5	0.6	arcilla	media	
11	83	85	fractura	0.05	6.5	0.9	arcilla	baja	
12	18	87	fractura	0.03	7	1.2	arcilla	media	



ANEXO 3. DATOS OBTENIDOS EN CAMPO CON MARTILLO DE SCHMIDT Y CÁLCULO DE RQD

PROYECTO:	TALUD Km 17
LEVANTÓ:	JMA

ESTACIÓN	17+350		TIPO DE ROCA								Dacita muy alterada	
DUREZA			DENSIDAD		2700 (kg/m ³)							
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
VALOR	21	25	19	20	19	21	25	19	24	21	21.25	
	Resistencia a la compresion uniaxial simple									27 Mpa	275.32 kg/cm ²	

ESTACIÓN	17+350		TIPO DE ROCA								Dacita alterada	
DUREZA			DENSIDAD		2700 (kg/ m ³)							
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
VALOR	43	35	42	44	50	38	38	47	40	43	41.5	
	Resistencia a la compresion uniaxial simple									115 Mpa	1172.67 kg/cm ²	

ESTACIÓN	17+380		TIPO DE ROCA								Dacita muy alterada	
DUREZA			DENSIDAD		2700 (kg/ m ³)							
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
VALOR	25	22	27	27	25	18	25	18	26	20	23.5	
	Resistencia a la compresion uniaxial simple									30 Mpa	305.91 kg/cm ²	

ESTACIÓN	17+380		TIPO DE ROCA								Dacita sana	
DUREZA			DENSIDAD		2800 (kg/ m ³)							
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
VALOR	50	34	56	58	52	52	62	64	42	59	53.875	
	Resistencia a la compresion uniaxial simple									175 Mpa	1784.50 kg/cm ²	



ESTACIÓN	17+400		TIPO DE ROCA							Dacita muy alterada	
DUREZA			DENSIDAD							2700 (kg/ m ³)	
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
VALOR	18	17	18	13	20	13	18	17	12	16	16.25
	Resistencia a la compresion uniaxial simple								21 Mpa	214.14 kg/cm ²	

ESTACIÓN	17+400		TIPO DE ROCA							Dacita alterada	
DUREZA			DENSIDAD							2700 (kg/ m ³)	
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
VALOR	26	32	36	31	31	38	33	28	22	31	31
	Resistencia a la compresion uniaxial simple								48 Mpa	489.46 kg/cm ²	

ESTACIÓN	17+400		TIPO DE ROCA							Dacita alterada	
DUREZA			DENSIDAD							2700 (kg/ m ³)	
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
VALOR	32	38	36	38	39	38	36	36	32	36	36.25
	Resistencia a la compresion uniaxial simple								64 Mpa	652.61 kg/cm ²	

ESTACIÓN	17+420		TIPO DE ROCA							Toba	
DUREZA			DENSIDAD							2000 (kg/ m ³)	
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
VALOR	16	20	18	16	21	15	20	19	20	21	18.75
	Resistencia a la compresion uniaxial simple								21 Mpa	214.14 kg/cm ²	



ESTACIÓN	17+420		TIPO DE ROCA							Dacita muy alterada	
DUREZA			DENSIDAD							2700 (kg/ m ³)	
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
VALOR	25	21	28	26	25	22	28	26	26	26	22.25
			Resistencia a la compresion uniaxial simple							28.5 Mpa	290.61 kg/cm ²

ESTACIÓN	17+440		TIPO DE ROCA							Toba	
DUREZA			DENSIDAD							2000 (kg/ m ³)	
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
VALOR	16	16	12	16	17	10	13	10	18	18	14.75
			Resistencia a la compresion uniaxial simple							16 Mpa	163.15 kg/cm ²

ESTACIÓN	17+460		TIPO DE ROCA							Dacita alterada	
DUREZA			DENSIDAD							2700 (kg/ m ³)	
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
VALOR	24	26	26	30	20	26	26	28	26	25	25.875
			Resistencia a la compresion uniaxial simple							35 Mpa	356.90 kg/cm ²

ESTACIÓN	17+500		TIPO DE ROCA							Dacita alterada	
DUREZA			DENSIDAD							2700 (kg/ m ³)	
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
VALOR	34	28	28	36	32	28	36	30	28	30	30.75
			Resistencia a la compresion uniaxial simple							48 Mpa	489.46 kg/cm ²

ESTACIÓN	17+520		TIPO DE ROCA							Dacita sana	
DUREZA			DENSIDAD							2800 (kg/ m ³)	
GOLPE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
VALOR	44	50	38	56	50	58	60	58	62	60	54.5
			Resistencia a la compresion uniaxial simple							185 Mpa	1886.47 kg/cm ²



KM 17+200 AL KM 18+000

Indice de Calidad de Roca RQD (%)

El índice RQD puede estimarse en afloramientos a partir de correlaciones empíricas, también puede estimarse de acuerdo a la frecuencia de discontinuidades mediante la siguiente expresión que proporciona el valor teórico mínimo del RQD (Gonzalez de Vallejo, 2005), donde λ es la inversa del espaciado medio de las discontinuidades.

RQD DACITA MUY ALTERADA	Espaciamiento medio =	0.617	
RQD \approx	$100e^{-(1/\lambda)*(1/\lambda+1)}=$	51.84	
		RQD=	51.84
RQD DACITA ALTERADA	Espaciamiento medio =	0.65	
RQD \approx	$100e^{-(1/\lambda)*(1/\lambda+1)}=$	54.51	
		RQD=	54.51
RQD DACITA SANA	Espaciamiento medio =	0.752	
RQD \approx	$100e^{-(1/\lambda)*(1/\lambda+1)}=$	61.65	
		RQD=	61.65
RQD TOBA	Espaciamiento medio =	0.58	
RQD \approx	$100e^{-(1/\lambda)*(1/\lambda+1)}=$	48.58	
		RQD=	48.58



ANEXO 4. REPORTE DEL LABORATORIO QUE REALIZÓ LOS ENSAYES DE COMPRESIÓN SIMPLE A LAS MUESTRAS DE ROCA

PREPARACIÓN Y PROCEDIMIENTO DE PRUEBA

Recepción y estado de las muestras

El 24 de Agosto de 2009 se recibieron en nuestro laboratorio 5 bloques de rocas de tamaños variables; de los cuales se extrajeron un total de 10 cilindros, denominados M1 y M2 correspondientes al kilometraje 17+300, seleccionados para ensayos a compresión simple con determinación de módulo de deformabilidad. Debido a que la mayoría de las muestras no cumplió con la relación de esbeltez mínima requerida de 2, para los ensayos a compresión simple, se procedió a obtener el índice a carga puntual de cada una de las muestras que no cumplió con la relación mínima; con el propósito de conocer su resistencia, a sí, las muestras M1, M2, M2' del kilometraje 17+000, se ensayaron a carga puntual.

La fotografía 4 muestra uno de los bloques de roca y el núcleo extraído del mismo.

Corte y preparación de los núcleos

A partir de los cilindros de roca de 5.04 cm de diámetro extraídos mediante una perforadora de banco (fotografía 3) los núcleos extraídos fueron posteriormente cortados en las cabezas extremas, perpendicularmente al eje axial para alcanzar una altura de muestra que alcanzara entre 2 y 2.5 veces (relación de esbeltez) el diámetro de la misma para el ensaye de compresión simple y módulo de deformabilidad. El corte perpendicular se realizó con una cortadora de disco sencillo diamantado (fotografía 1) en una de las caras y rotando 180° la muestra para efectuar el corte de la cara opuesta y lograr el mayor paralelismo posible de las caras extremas de cada muestra.

* Solamente se ensayo la muestra M-2 debido a que la muestra M-1 fallo antes de lo previsto durante la prueba de deformabilidad.

Una vez hecho el corte, se procedió a terminar las caras utilizando polvo de esmeril grueso y mediano para el desbaste y polvo fino para el pulido y terminado final de las caras de las muestras (fotografía 2) que se ensayarían a compresión simple, de tal forma de evitar fricción con las platinas de la prensa.

Las fotografías (9, 11, 13, 15, 17, 19 y 21) muestran los núcleos seleccionados de cada uno de las secciones ya terminados, antes de efectuar los ensayos



destructivos de resistencia a compresión simple con deformabilidad y obtención del índice a carga puntual.

Al terminar la preparación de las muestras se midieron directamente el diámetro y altura de las mismas con vernier, tomando seis lecturas de diámetro, dos en la cara superior, dos en la mitad del núcleo y dos en la cara inferior, así como una lectura de altura. Las muestras se pesaron en una balanza mecánica de 2.6 Kg. de capacidad.

A partir de la medición directa de las dimensiones de la muestra cilíndrica regular y del peso obtenido de cada muestra se evaluó el peso volumétrico de cada muestra como el cociente del peso de la misma entre su volumen.

2.3 Ensayes de Compresión Simple y Deformabilidad

Para realizar el ensaye de compresión simple se siguieron las recomendaciones establecidas por los métodos sugeridos de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (referencia 1).

Se utilizó una prensa rígida equipada con gato hidráulico de 50 toneladas de capacidad, calibrada en (abril 8, 2006) por el Instituto Mexicano del Cemento y del Concreto (IMCYC) (acreditación F-32 de la Entidad Mexicana de Acreditación (EMA)), platina inferior de acero templado y cara terminada a espejo de 14.2 cm de diámetro y platina superior de 6.3 cm de diámetro y cara terminada a espejo con asiento esférico y rótula.

Se ensayaron 2 muestras del kilometraje 17+000. Las muestras cilíndricas se prepararon con relaciones de esbeltez (relación altura/diámetro) entre 2.25 y 2.50 y fueron centradas entre las platinas de carga, aplicando durante las pruebas cargas extremas con velocidad entre 3 y 61 Kg./cm²/min., con promedio de 32 Kg./cm²/min. para las muestras del Km. 17+00. La evaluación del módulo de deformabilidad se efectuó, colocando en el tercio medio de la muestra un par de anillos metálicos fijos a la probeta y entre los anillos dos micrómetros de 0.01 mm., de precisión y una pulgada de carrera, en puntos diametralmente opuestos de la cara de la probeta (fotografía 6). Los micrómetros midieron la deformación en el sentido del eje axial de las probetas entre los anillos metálicos, en la zona más deformable y más representativa de la deformabilidad de los núcleos. La distancia entre anillos fue en todas las muestras equivalente a un tercio de la altura de la muestra.

Con los datos de los esfuerzos aplicados y la deformación unitaria obtenida se elaboró la gráfica esfuerzo axial-deformación unitaria, calculando el módulo de deformabilidad a partir de la pendiente de la recta tangente a la curva esfuerzo-



deformación, en el punto donde el esfuerzo aplicado es el 50% de la resistencia a compresión simple de la roca o eligiendo un valor promedio tangente de la curva cuando esta mostraba una tendencia regular. En el Anexo I se incluyen la hoja de cálculo y la curva esfuerzo-deformación obtenida de la muestra M-2 y en la tabla adjunta a este informe se indica el valor del módulo de deformabilidad obtenido a partir de la muestra ensayada.

La fotografía 7 muestra el núcleo colocado en la prensa para el ensaye de compresión simple con deformabilidad y en la fotografía 8 se aprecia después de la falla, mostrando el tipo de falla ocurrida. Las fotografías 9 a 11 muestran los núcleos de roca seleccionados antes y después de la falla.

2.4 Determinación del índice de resistencia a la carga puntual

Para obtener el índice de resistencia a la carga puntual (I_s) se siguieron las recomendaciones establecidas, por la sociedad internacional de mecánica de rocas a través de la norma ASTM-5731. El ensayo consistió en someter muestras de roca (media caña) a cargas puntuales entre dos puntos situados en generatrices opuestas; mediante un par de piezas cónicas (truncocónicas) de 60° y la punta redondeada con un radio de 5 mm coincidiendo tangencialmente sobre la muestra manteniendo una distancia correspondiente a .50 de la altura de las aristas y/o salientes (fotografía 9), aumentando la carga hasta obtener el fracturamiento de la roca, para que esta se produzca entre 10 y 60 segundos (fotografía 10). Para estos ensayos se utilizó una prensa rígida equipada con gato hidráulico.

3. RESULTADOS OBTENIDOS DE LOS ENSAYES

Las tablas adjuntas muestran la clasificación de las muestras ensayadas, sus dimensiones y los resultados obtenidos de los ensayos de compresión simple y la obtención del módulo de deformabilidad para la muestra M-2, así como el tipo de falla ocurrido. La muestra de roca procedente del kilometraje 17+000, mostró valores de resistencia a compresión simple con módulo de deformabilidad indicado en la siguiente tabla:

Muestra *	Roca	Resistencia a Compresión Simple		Módulo de deformabilidad
		(MPa)	Kg/cm ²	(MPa)
M-1	DACITA	77	767	-
M-2	DACITA	49	493	3866



* La muestra M-1 no se sometió a la prueba de deformabilidad debido a que fallo durante la prueba de compresión simple.

RESULTADOS DE ENSAYES DE COMPRESIÓN SIMPLE Y MÓDULO DE DEFORMABILIDAD

Muestra No.	Tipo de Roca	Diámetros (cm)				Área (cm ²)	Altura (cm) h	Vol. (cm ³)	Peso vol. ambiente (gr/cm ³)	Relación esbeltez (h/d)	Tipo de falla	Carga axial última (kg)	Resistencia a Compresión Simple (MPa)	Modulo Deform. (Mpa)
		1	2	3	PROM									
M-1	Dacita	5.04	5.02	5.04	5.03	19.84	11.32	224.57	2.03	2.25	RI	1836	9	-
M-1	Dacita	5.04	5.04	4.75	5.03	19.93	12.6	251.13	1.61	2.5	RI	1734	9	3866

Muestra No.	Roca	Ensayo	D 1	D 2	D prom.	Área (cm ²)	D ² (cm ²)	F corr	Tipo de falla	Is (MPa)
M-1	TOBA	D	5.03	5.01	5.02	19.79	25.2	0.32	RI	0.49
M-2	DACITA	D	5.04	5.02	5.03	19.87	25.3	0.32	RI	0.77
M-2'	DACITA	D	5.1	5.01	5.06	20.07	25.5	0.32	F	0.8



Fotografía A4.1 Corte de las caras extremas de los núcleos de roca a ensayar.



Fotografía A4.2 Pulido de caras de los núcleos de roca ensayados a compresión simple con medición de deformación.



Fotografía A4.3 Extracción de núcleos de roca mediante una perforadora de banco.



Fotografía A4.4 Extracción de núcleo de roca antes de los ensayos de prueba puntual y de compresión simple con medición de deformabilidad.



Fotografía A4.5 Ensayo de compresión simple con medición de deformaciones en el núcleo de Tobas- Muestra M-2 (km 17+000).



Fotografía A4.6 Modo de falla de la muestra de Tobas sometida a compresión simple.







Fotografía A4.13 Muestra de Dacita antes del ensaye a carga puntual, muestra M-1 (Km. 17+000).



Fotografía A4.14 Detalle del modo de falla de la muestra M-1 (17+000), sometida a carga puntual.



	
<p><i>Fotografía A4.15 Muestras de Tobas antes del ensaye a carga puntual, muestras M-2 y M-2' (Km. 17+000).</i></p>	<p><i>Fotografía A4.16 Detalle del modo de falla de las muestras M-2 y M2' (Km. 17+000), sometidas a carga puntual.</i></p>



ANEXO 5. ESTEREOGRAMAS REALIZADOS PARA EL ANÁLISIS CINEMÁTICO

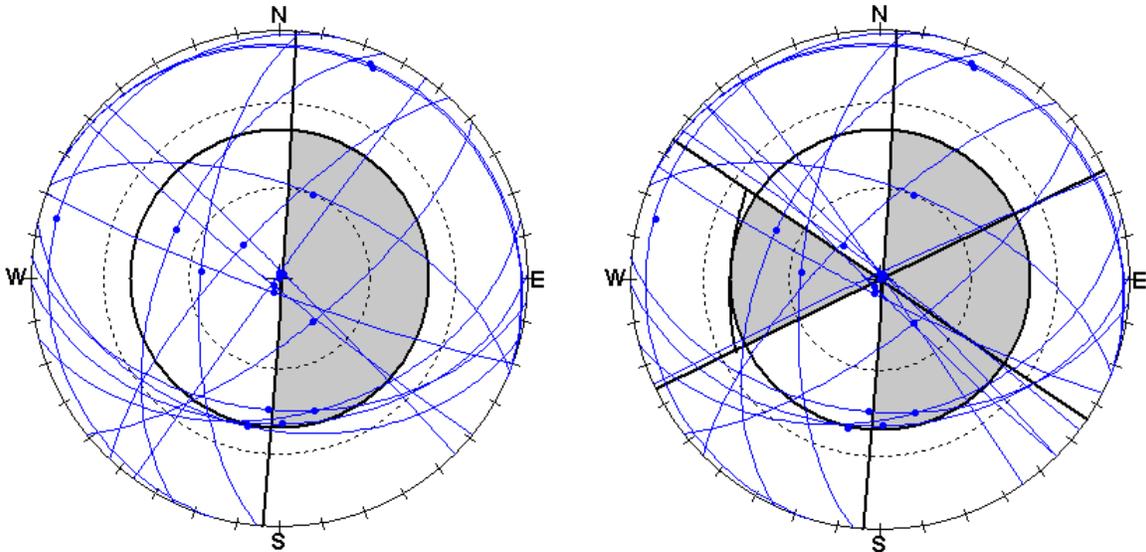


Figura 1 Estación km 17+360 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimut del E.	Echado
Talud	94	90
1	275	64
2	295	52
3	0	90
4	20	95
5	165	44
6	34	93
7	22	60
8	285	8
9	23	7
10	24	8
11	192	39
12	185	46
13	313	74
14	142	72
15	178	92
16	179	41
17	218	92

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			13	60
X			35	60



X			72	47
X			127	73
X			132	51
		X	291	52
		X	287	63
		X	264	63
		X	282	70
		X	264	82
		X	275	85

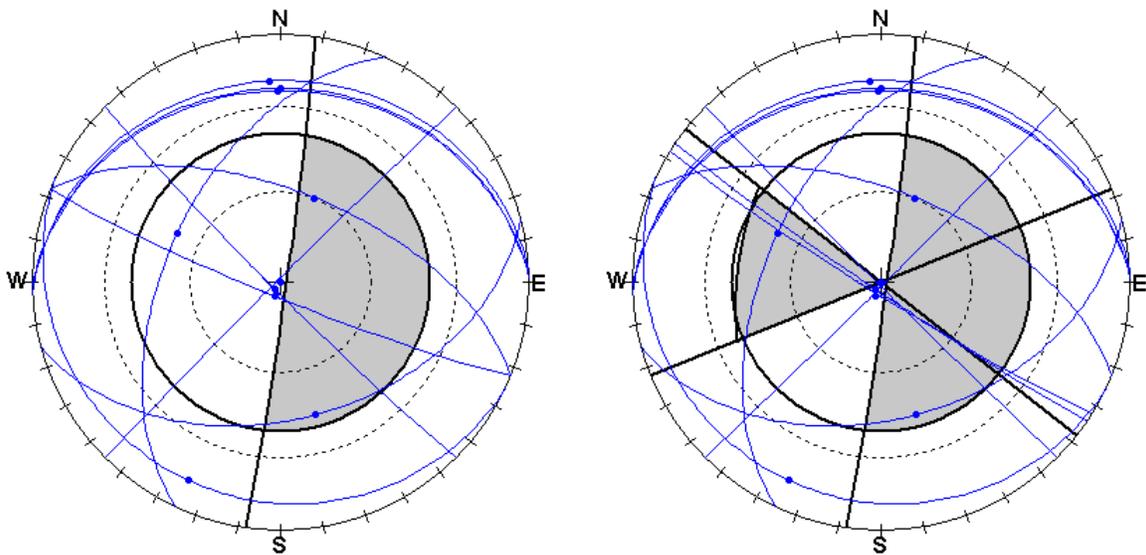


Figura 2 Estación km 17+380 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azmut del E.	Echado
Talud	98	88
1	295	52
2	0	90
3	20	95
4	165	44
5	34	93
6	22	60
7	357	20
8	0	23
9	359	24
10	205	13

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			43	58
		X	299	52
		X	295	52

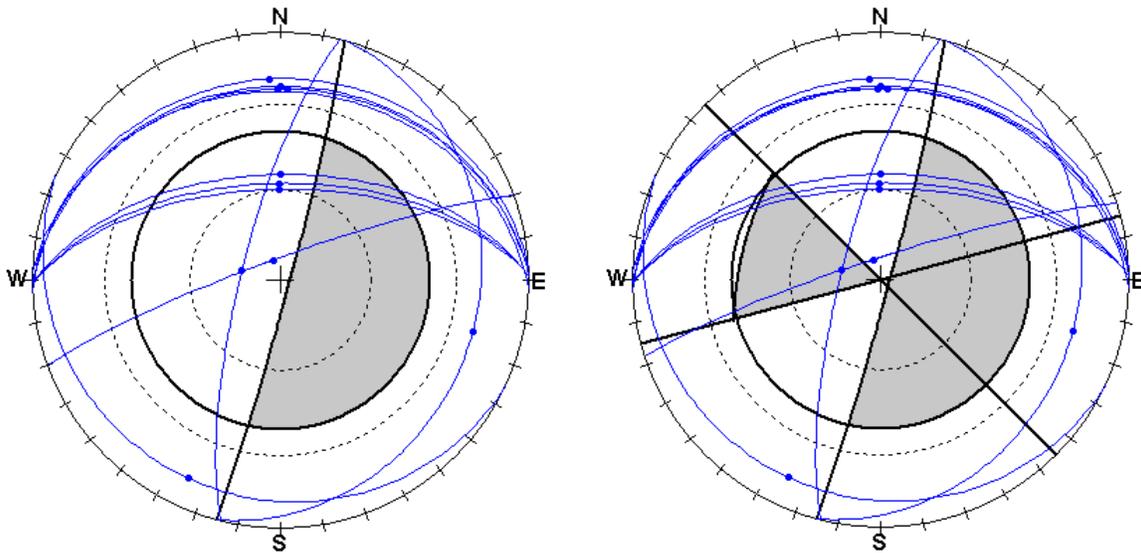


Figura 3 Estación km 17+400(Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimet del E.	Echado
Talud	105	87
1	105	21
2	0	55
3	2	24
4	359	60
5	359	58
6	357	20
7	0	23
8	359	24
9	205	13
10	285	77
11	340	83

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
		X	284	77

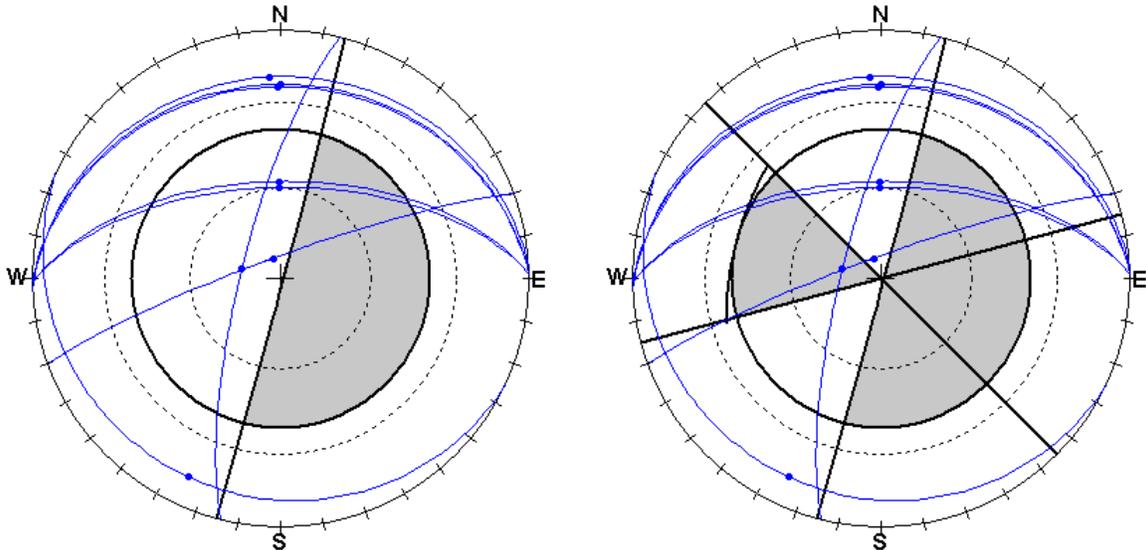


Figura 4 Estación km 17+420 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimut del E.	Echado
Talud	105	90
1	359	60
2	359	58
3	357	20
4	0	23
5	359	24
6	205	13
7	359	24
8	205	13
9	285	77
10	340	83

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
		X	283	77

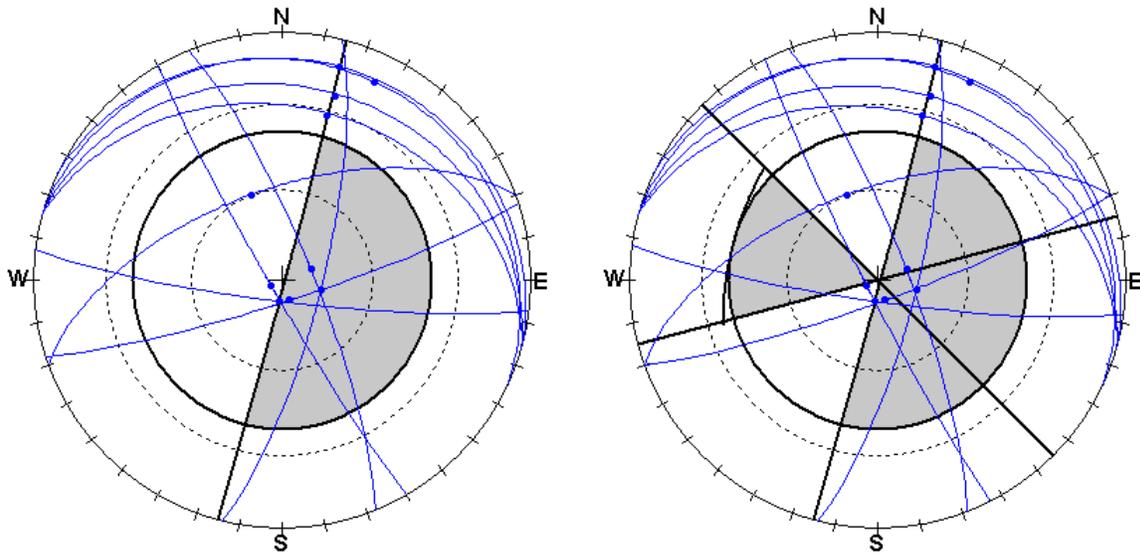


Figura 5 Estación km 17+440 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimet del E.	Echado
Talud	105	90
1	15	32
2	16	24
3	15	12
4	25	13
5	105	77
6	160	83
7	340	60
8	186	83
9	242	86
10	70	80

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			29	48
X			107	77
X			127	76
X			123	73

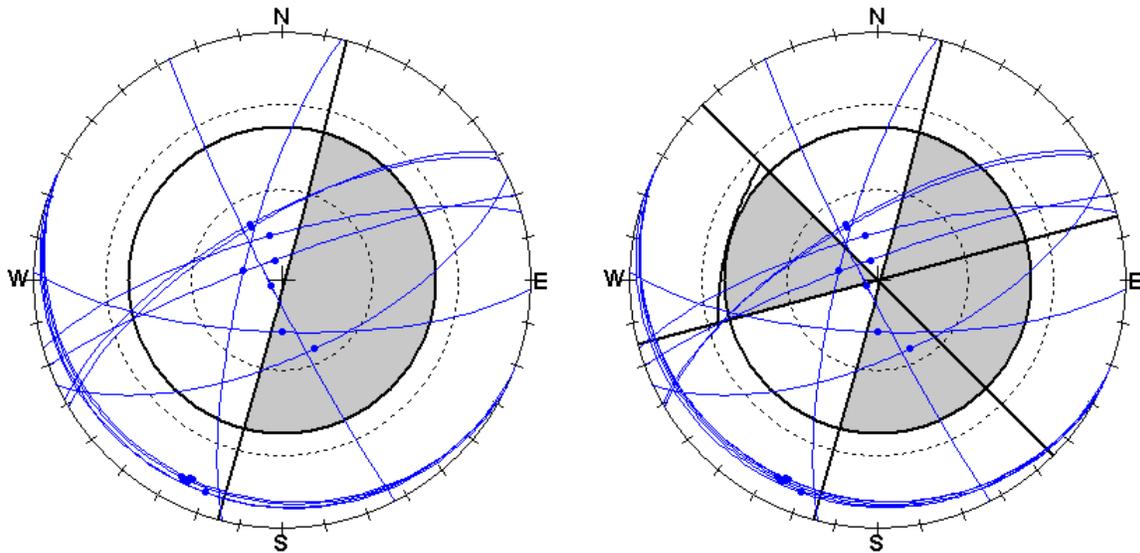


Figura 6 Estación km 17+440 (Tobas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimet del E.	Echado
Talud	105	90
1	242	86
2	205	13
3	285	77
4	330	69
5	340	83
6	200	10
7	205	12
8	345	75
9	330	70
10	155	65
11	180	73
12	207	12
13	204	13
14	206	11

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			129	63
X			166	72
X			162	65
		X	283	60
		X	282	77

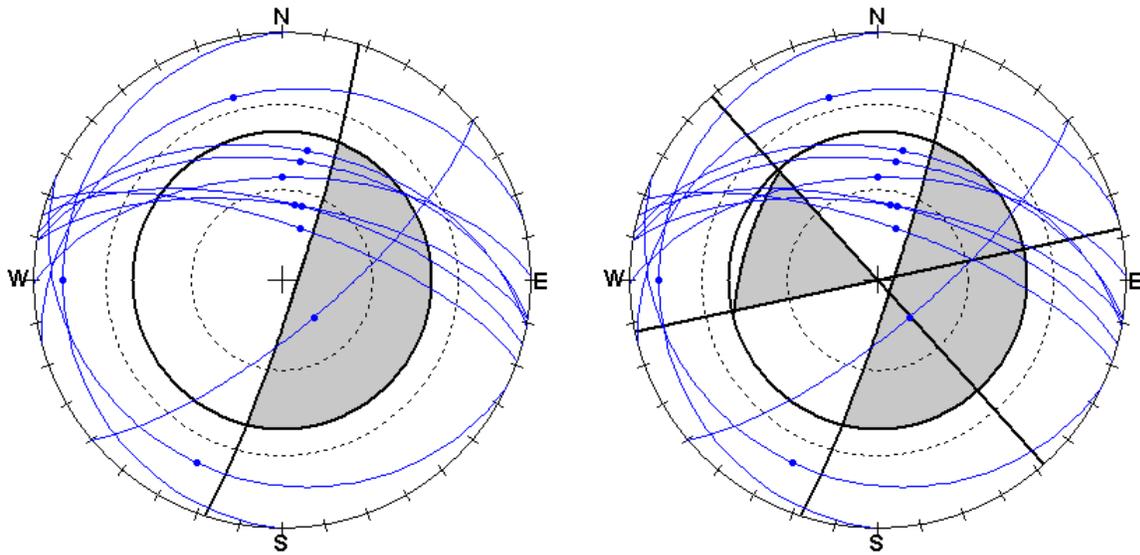


Figura 7 Estación km 17+460 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimuth del E.	Echado
Talud	108	85
1	20	72
2	10	65
3	360	56
4	345	25
5	270	13
6	11	46
7	15	65
8	369	50
9	205	20
10	140	74

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			68	48
X			70	51
X			77	58
		X	314	46
		X	309	47

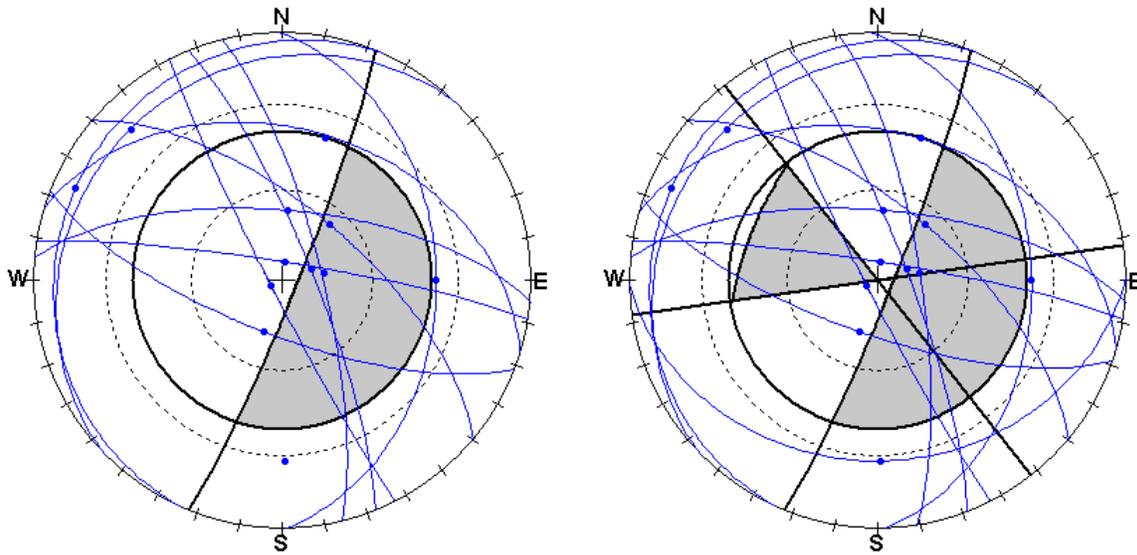


Figura 8 Estación km 17+480 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimut del E.	Echado
Talud	112	85
1	294	10
2	17	40
3	315	15
4	179	28
5	90	38
6	5	67
7	10	84
8	40	66
9	242	86
10	70	80
11	80	76
12	200	72

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			73	76
X			133	68
X			161	67
X			145	61
X			142	59
		X	312	78

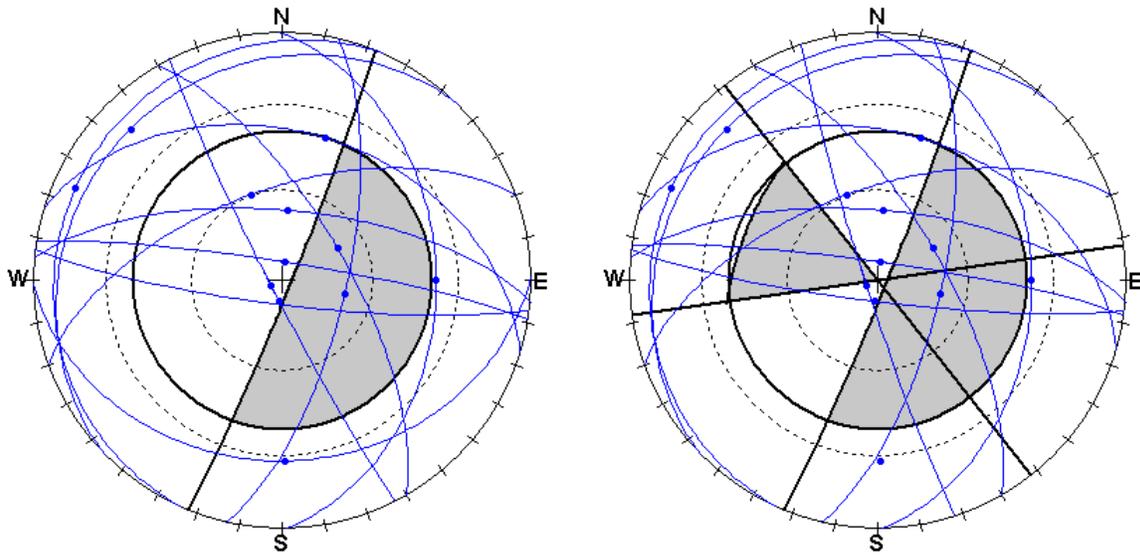


Figura 9 Estación km 17+500 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimut del E.	Echado
Talud	112	87
1	315	15
2	179	28
3	90	38
4	5	67
5	10	84
6	340	60
7	186	83
8	242	86
9	102	69
10	60	69
11	294	10
12	17	40

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			35	45
X			51	59
X			84	68
X			159	56
	X		103	69
		X	318	58
		X	284	44

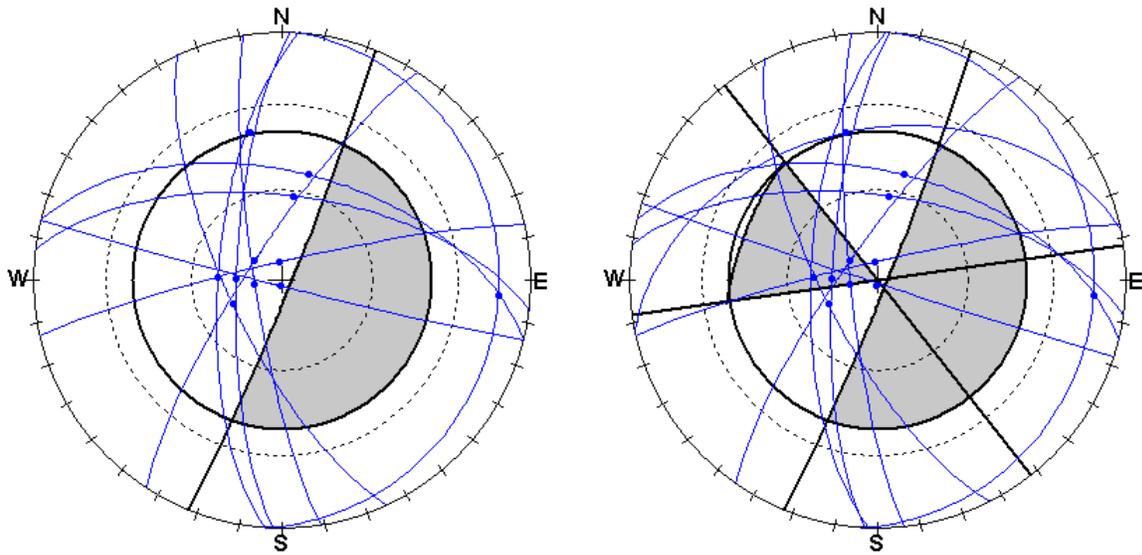


Figura 10 Estación km 17+520 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimut del E.	Echado
Talud	116	85
1	14	54
2	348	39
3	8	62
4	350	84
5	305	79
6	272	69
7	262	81
8	198	88
9	94	14
10	272	75
11	244	72

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
		X	286	67
		X	275	69
		X	283	76
		X	307	79
		X	283	80

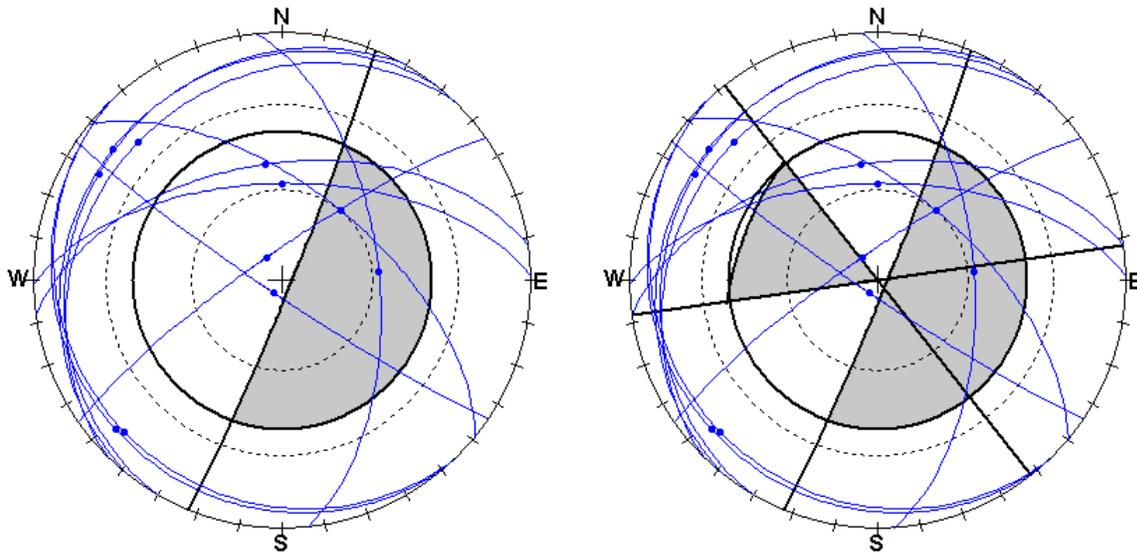


Figura 11 Estación km 17+540 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimut del E.	Echado
Talud	118	86
1	40	60
2	85	58
3	325	81
4	360	58
5	314	21
6	226	13
7	300	16
8	228	11
9	352	51
10	308	15
11	215	85

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			32	44
X			43	49
X			40	60
X			69	57
X			130	48
	X		84	58
		X	282	77

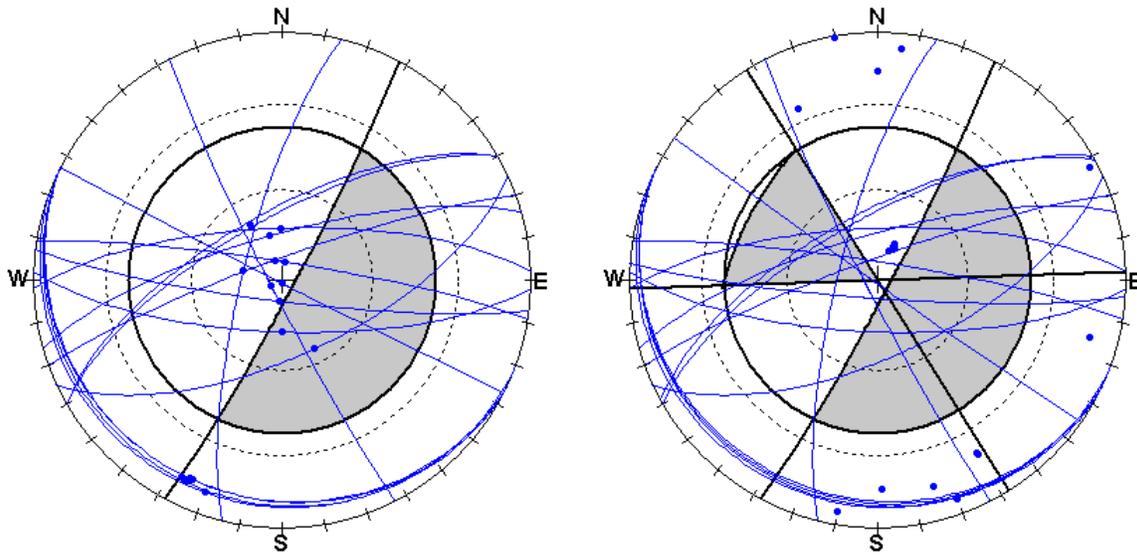


Figura 12 Estación km 17+540 (Tobas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimet del E.	Echado
Talud	118	86
1		
2		
3		
4		
5		
6		
7		
8		
9		
10		
11		

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			58	59
X			93	45
X			106	55
X			117	60
X			162	65
		X	304	62
		X	289	61
		X	291	65
		X	304	76
		X	301	82

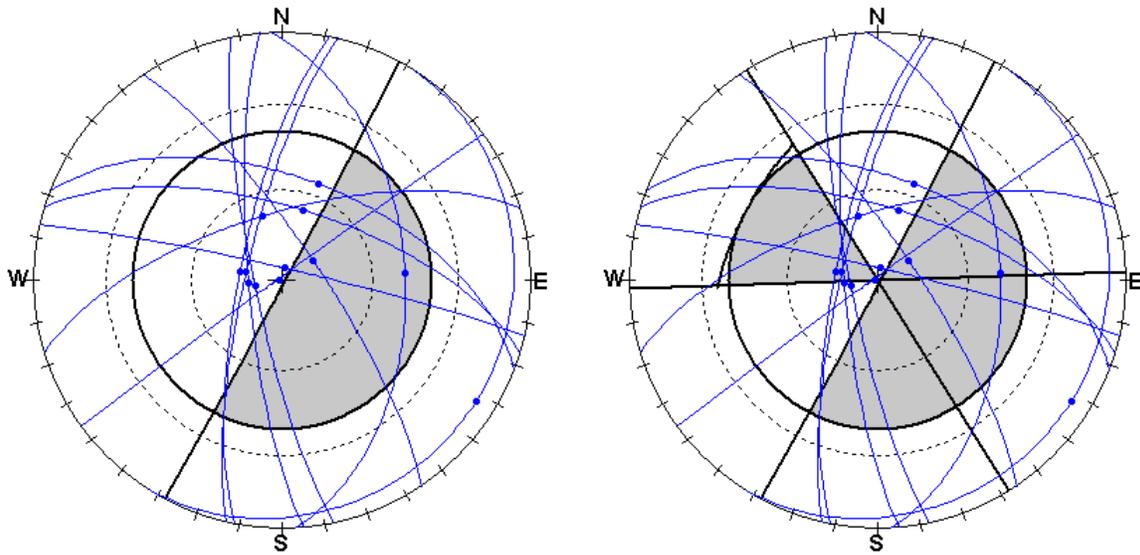


Figura 13 Estación km 17+560 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azmut del E.	Echado
Talud	118	90
1	275	89
2	58	78
3	87	49
4	122	9
5	257	81
6	281	76
7	17	66
8	283	78
9	21	56
10	343	68
11	13	86
12	265	79

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			35	56
X			50	43
X			66	47
X			76	49
X			98	49
X			86	76
	X		86	50
		X	323	69
		X	316	73
		X	304	77
		X	301	76

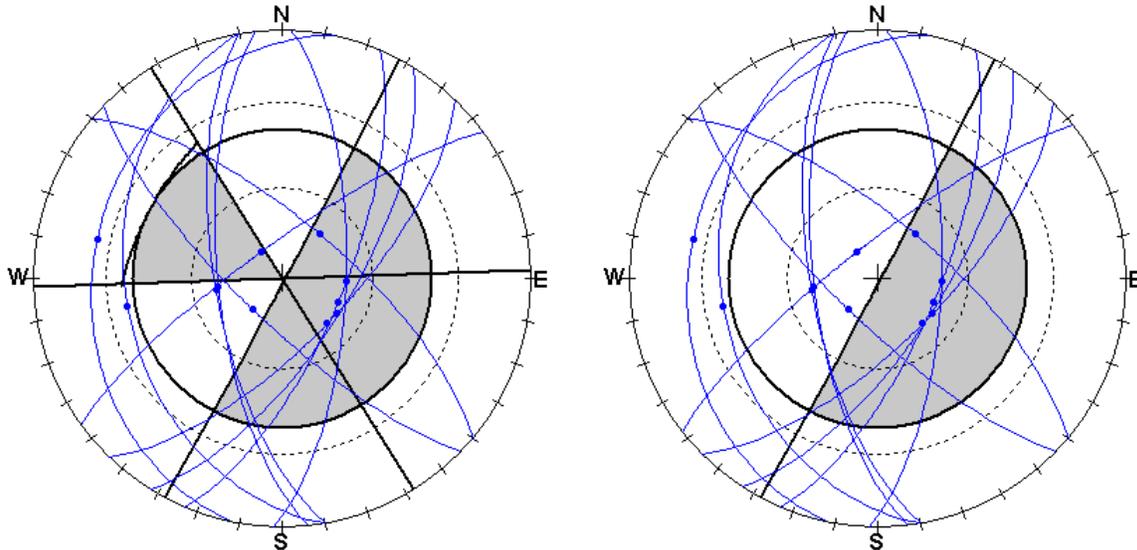


Figura 14 Estación km 17+580 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimut del E.	Echado
Talud	118	90
1	123	69
2	224	76
3	260	68
4	135	69
5	263	69
6	321	79
7	260	37
8	282	25
9	40	71
10	113	70
11	93	69

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			35	55
X			73	68
X			78	56
X			90	62
X			132	69
	X		134	69
	X		123	69
	X		114	70
		X	277	68

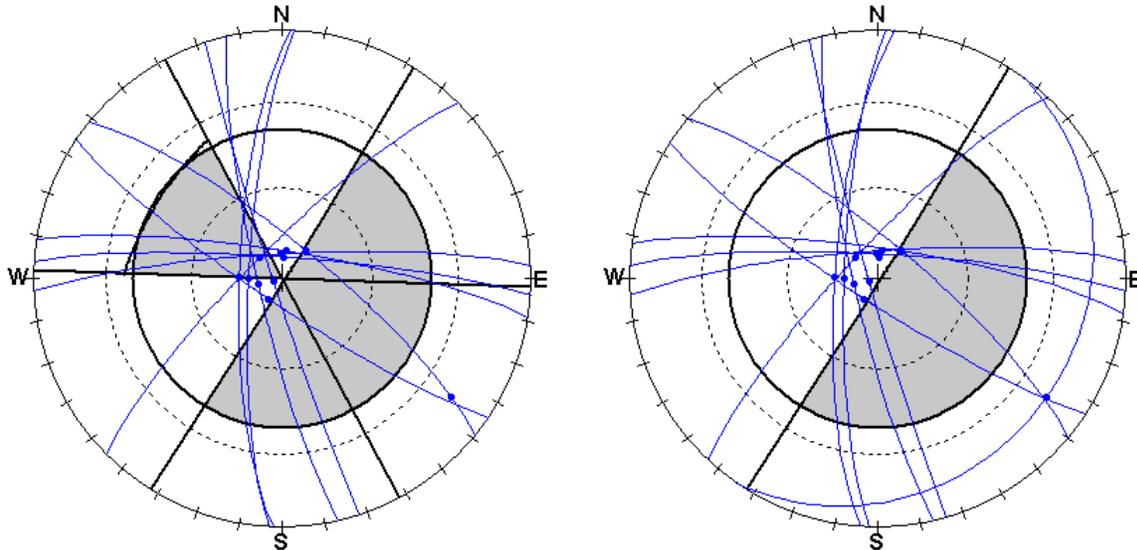


Figura 15 Estación km 17+600 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

Discontinuidad	Azimut del E.	Echado
Talud	122	89
1	40	78
2	272	76
3	314	80
4	255	87
5	358	82
6	125	18
7	8	81
8	213	82
9	271	79
10	5	83
11	258	82

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			53	78
		X	293	55
		X	289	63
		X	287	66
		X	297	64
		X	305	77
		X	297	69
		X	326	80

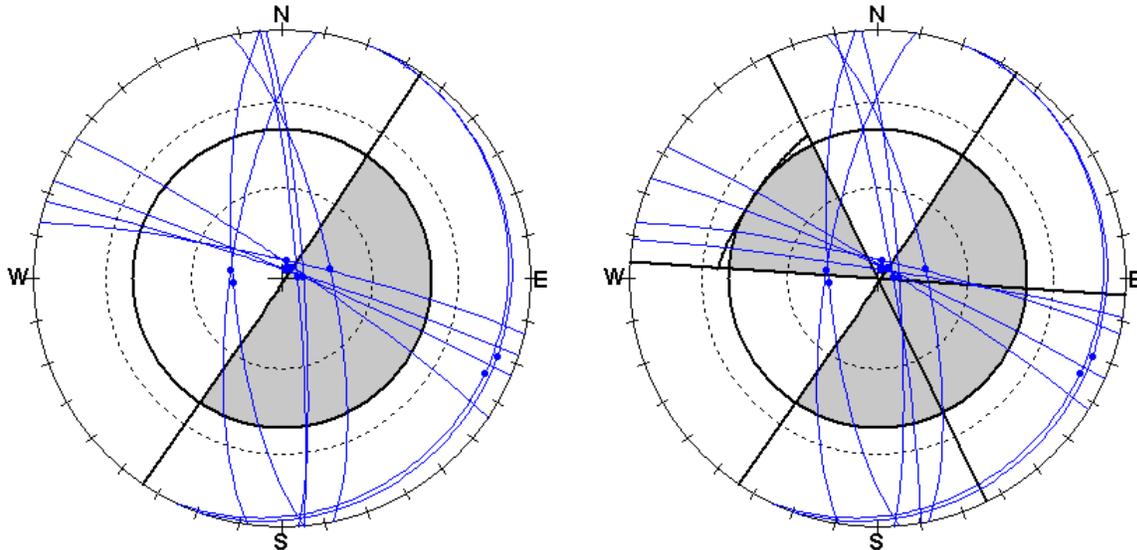


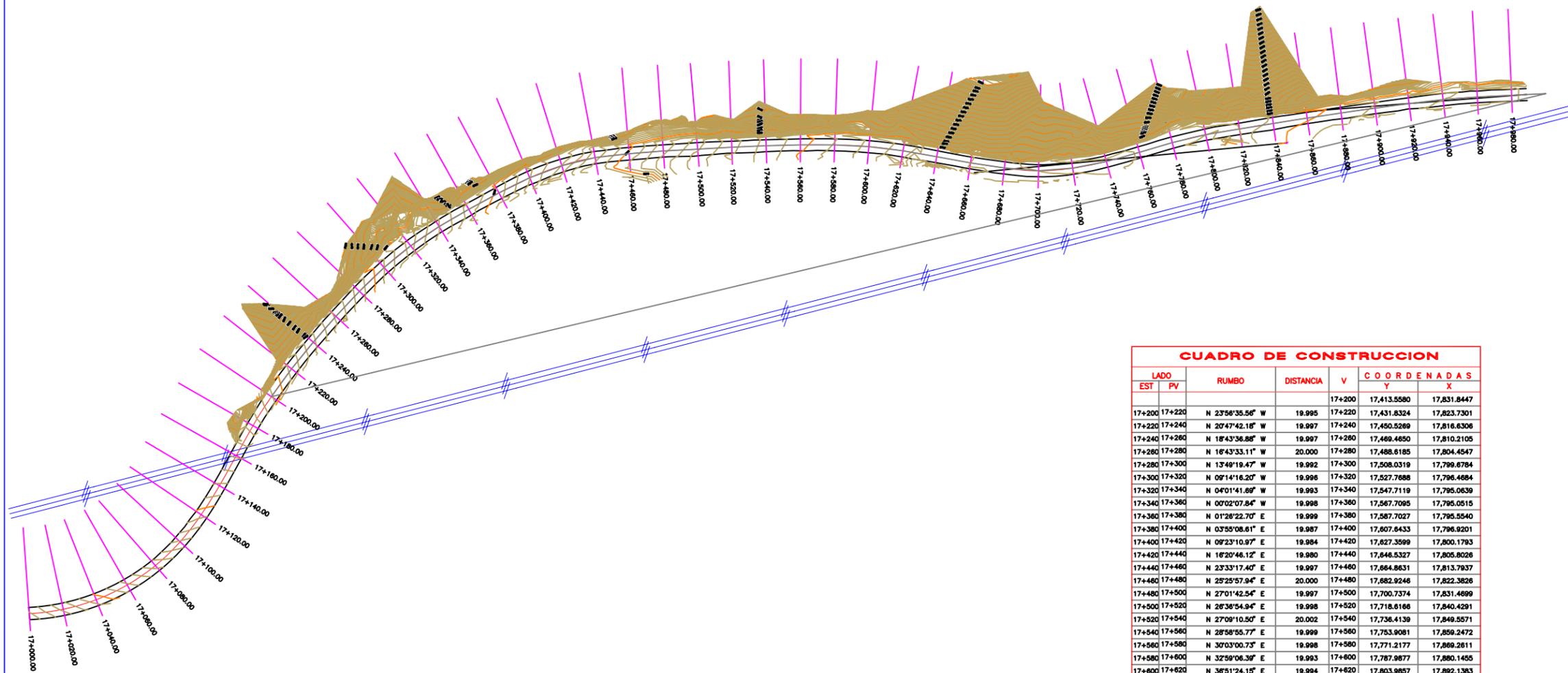
Figura 16 Estación km 17+620 (Dacitas). Análisis por bloques y cuñas en el estereograma de la izquierda y por volteo en el de la derecha

Tabla de discontinuidades

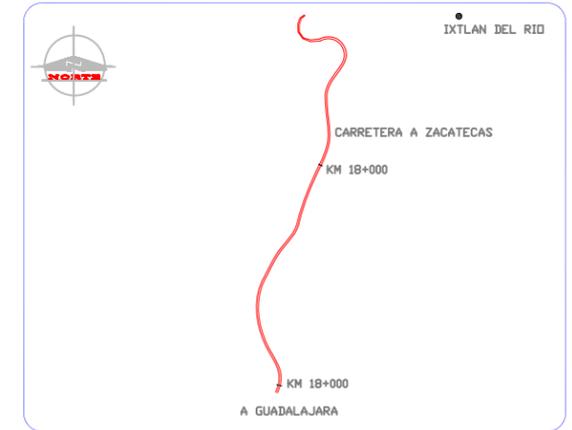
Discontinuidad	Azimut del E.	Echado
Talud	124	90
1	40	85
2	21	86
3	15	84
4	110	9
5	115	11
6	265	74
7	85	83
8	78	74
9	280	73
10	42	86
11	83	85

Tabla de resultados

Cuña	Bloque	Volteo	Az del echado	Echado
X			82	83
X			82	94
X			104	73
		X	291	72
		X	301	71
		X	311	77
		X	313	69



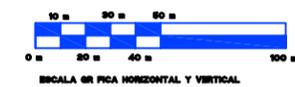
CUADRO DE CONSTRUCCION						
LADO	RUMBO	DISTANCIA	V	COORDENADAS		
EST	PV			Y	X	
17+200	17+220	N 23°56'35.56" W	19.995	17+200	17,413.5580	17,831.8447
17+220	17+240	N 20°47'42.18" W	19.997	17+220	17,431.8324	17,823.7301
17+240	17+260	N 18°43'36.88" W	19.997	17+240	17,450.5269	17,816.6306
17+260	17+280	N 16°43'33.11" W	20.000	17+260	17,469.4650	17,810.2105
17+280	17+300	N 13°49'19.47" W	19.992	17+280	17,488.6185	17,804.4547
17+300	17+320	N 09°14'16.20" W	19.996	17+300	17,508.0319	17,799.6784
17+320	17+340	N 04°01'41.89" W	19.993	17+320	17,527.7688	17,796.4684
17+340	17+360	N 00°02'07.84" W	19.998	17+340	17,547.7119	17,795.0639
17+360	17+380	N 01°28'22.70" E	19.999	17+360	17,567.7095	17,795.0515
17+380	17+400	N 03°55'08.61" E	19.987	17+380	17,587.7027	17,795.5540
17+400	17+420	N 09°23'10.97" E	19.984	17+400	17,607.6433	17,796.9201
17+420	17+440	N 16°20'46.12" E	19.980	17+420	17,627.3599	17,800.1793
17+440	17+460	N 18°20'46.12" E	19.980	17+440	17,646.5327	17,805.8026
17+460	17+480	N 23°33'17.40" E	19.997	17+460	17,664.8631	17,813.7937
17+480	17+500	N 25°25'57.94" E	20.000	17+480	17,682.9246	17,822.3826
17+500	17+520	N 27°01'42.54" E	19.997	17+500	17,700.7374	17,831.4699
17+520	17+540	N 28°36'54.94" E	19.998	17+520	17,718.6166	17,840.4291
17+540	17+560	N 27°09'10.50" E	20.002	17+540	17,736.4139	17,849.5571
17+560	17+580	N 28°58'55.77" E	19.999	17+560	17,753.9081	17,859.2472
17+580	17+600	N 30°03'00.73" E	19.998	17+580	17,771.2177	17,869.2811
17+600	17+620	N 32°59'06.39" E	19.993	17+600	17,787.9877	17,880.1455
17+620	17+640	N 36°51'24.15" E	19.994	17+620	17,803.9857	17,892.1383
17+640	17+660	N 39°57'36.65" E	19.999	17+640	17,819.3149	17,904.9829
17+660	17+680	N 40°18'15.78" E	19.999	17+660	17,834.5666	17,917.9193
17+680	17+700	N 38°24'32.17" E	19.997	17+680	17,850.2362	17,930.3428
17+700	17+720	N 34°40'03.50" E	19.982	17+700	17,866.6703	17,941.7086
17+720	17+740	N 25°48'10.20" E	19.975	17+720	17,884.6588	17,950.3928
17+740	17+760	N 18°54'46.38" E	19.991	17+740	17,903.5708	17,956.8726
17+760	17+780	N 14°21'35.97" E	19.997	17+760	17,922.9426	17,961.8320
17+780	17+800	N 13°41'48.00" E	19.998	17+780	17,942.3722	17,966.5672
17+800	17+820	N 16°29'45.56" E	19.998	17+800	17,961.5472	17,972.2456
17+820	17+840	N 20°27'19.26" E	19.996	17+820	17,980.2823	17,979.2338
17+840	17+860	N 21°00'47.98" E	19.997	17+840	17,998.9464	17,986.4044
17+860	17+880	N 20°42'36.35" E	19.999	17+860	18,017.6564	17,993.4769
17+880	17+900	N 21°51'38.09" E	19.998	17+880	18,036.2168	18,000.9233
17+900	17+920	N 21°33'29.51" E	19.998	17+900	18,054.8157	18,008.2715
17+920	17+940	N 22°38'14.06" E	20.000	17+920	18,073.2748	18,015.9893
17+940	17+960	N 23°13'51.35" E	20.000	17+940	18,091.6532	18,023.8580
17+960	17+980	N 25°34'42.43" E	20.000	17+960	18,109.6900	18,032.4915
17+980	18+000	N 27°11'54.25" E	20.000	17+980	18,127.4767	18,041.6320
18+000	18+000	N 27°16'31.64" E	20.000	18+000	18,145.2530	18,050.7974



CROQUIS DE LOCALIZACION

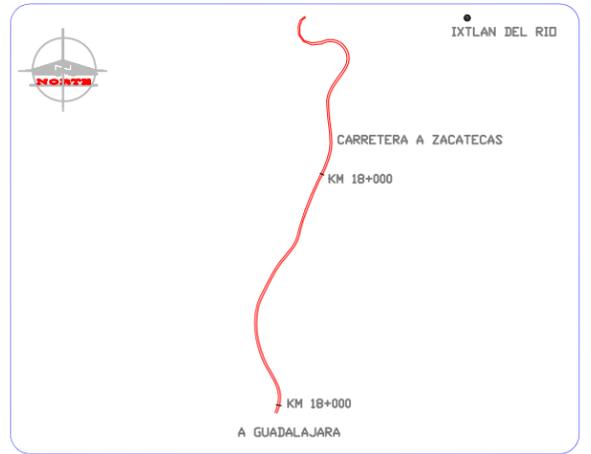
- EJE DE CARRETERA
- LIMITE DE DERECHO DE VIA
- ARROYOS
- POSTES DE ENERGIA ELÉCTRICA
- LIMITE DE DERECHO DE VIA
- POSTES DE TELMEX

SIMBOLOGIA

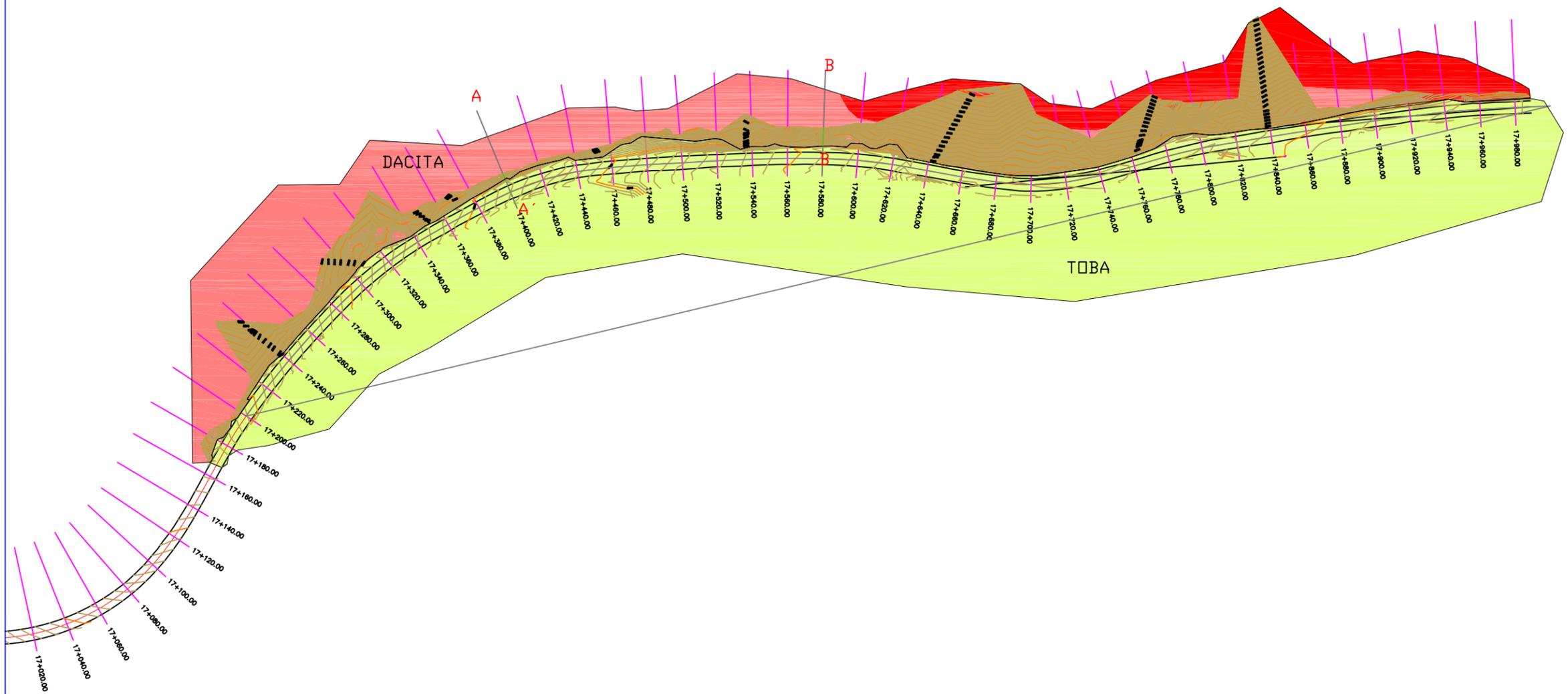


UNAM Facultad de ingeniería
 División de ingeniería en ciencias de la tierra
 Departamento de Geología

PLANO:	PLANTA GENERAL	Nº DE PLANO:	P.1
UBICACION:	CARRETERA GUADALAJARA - ZACATECAS		TESIS DE LICENCIATURA POR: JAVIER MANCERA ALEJANDREZ
ESCALA:	PROYECTO:	DISUJO:	FECHA:
1:1000	JMA	JMA	15/02/2010



CROQUIS DE LOCALIZACION



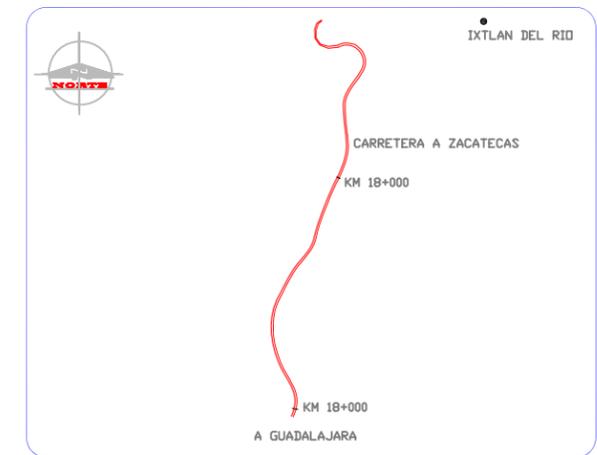
- EJE DE CARRETERA
- SECCIÓN GEOLOGICA
- ARROYOS
- BASALTO
- DACITA
- TOBA

SIMBOLOGIA

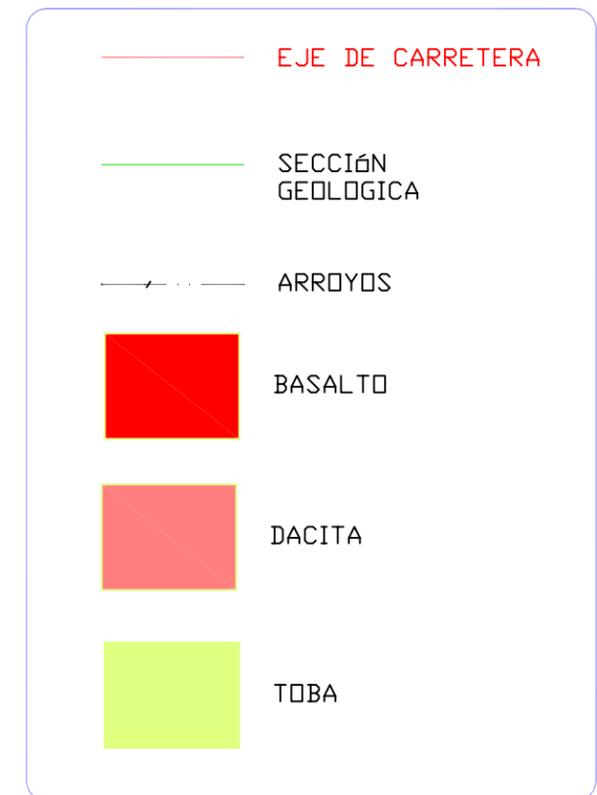


UNAM Facultad de ingeniería
 División de Ingeniería en ciencias de la tierra
 Departamento de Geología

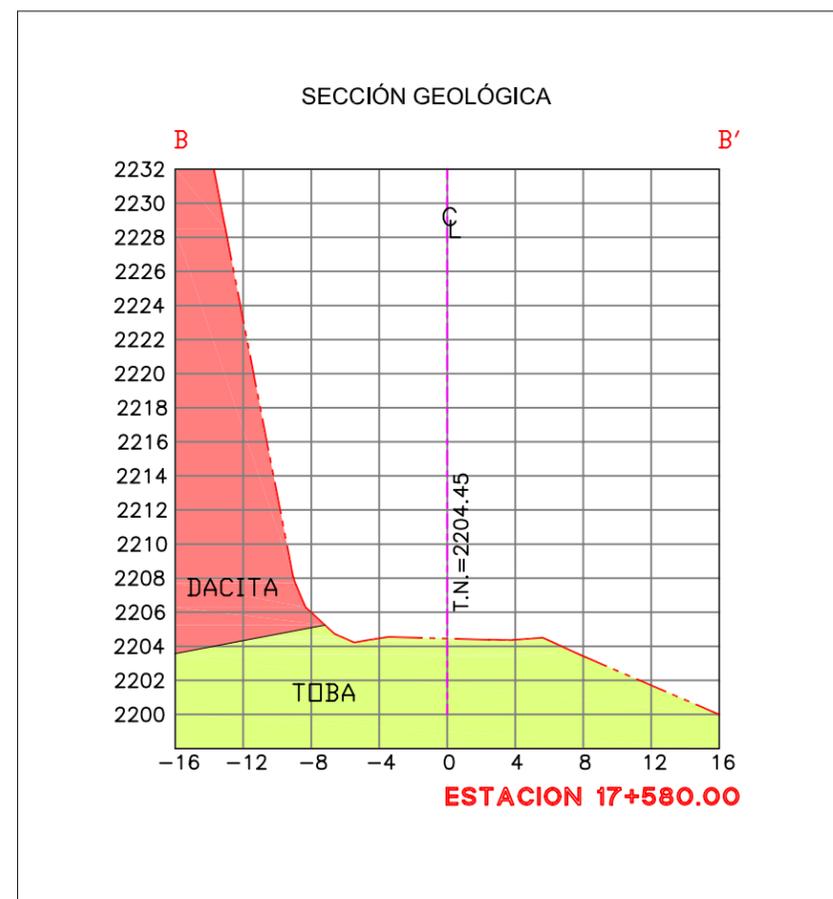
PLANO:	PLANTA GEOLOGICA	No. DE PLANO:	P.2
UBICACION:	CARRETERA GUADALAJARA - ZACATECAS	TESIS DE LICENCIATURA POR: JAVIER MANCERA ALEJANDREZ	
ESCALA:	PROYECTO:	DEBUDO:	FECHA:
1:1000	JMA	JMA	15/02/2010



CROQUIS DE LOCALIZACION

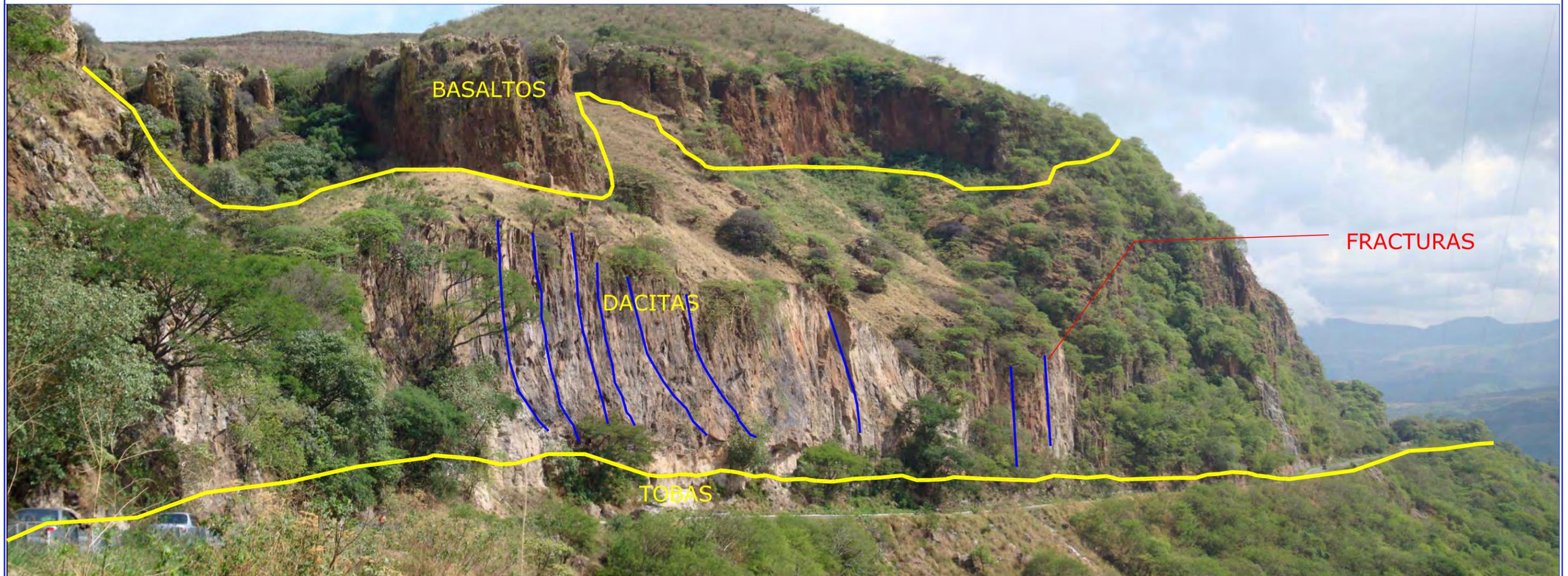


SIMBOLOGIA



UNAM Facultad de ingeniería
 División de ingeniería en ciencias de la tierra
 Departamento de Geología

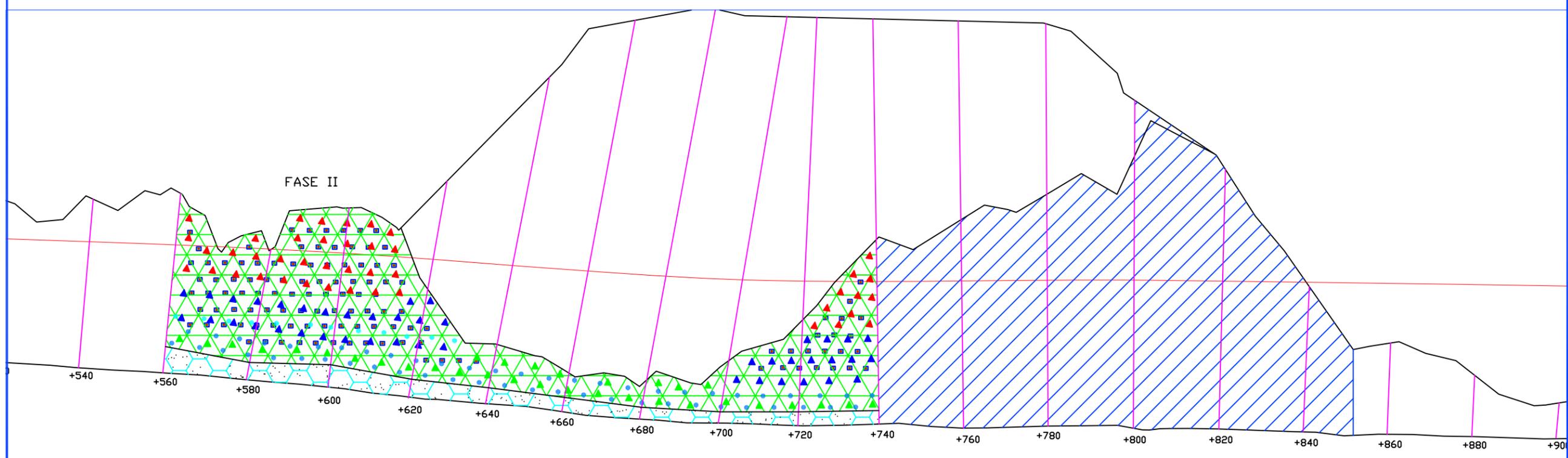
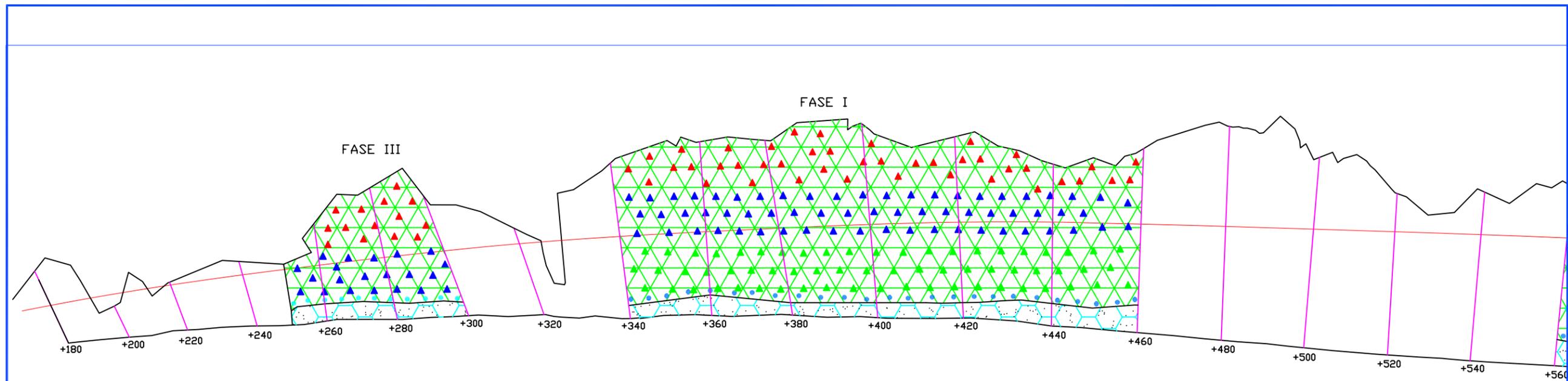
PLANO:	SECCIONES GEOLÓGICAS	No. DE PLANO:	P.3
UBICACION:	CARRETERA GUADALAJARA - ZACATECAS	TESIS DE LICENCIATURA POR: JAVIER MANCERA ALEJANDREZ	
ESCALA:	PROYECTO:	DIBUJO:	FECHA:
1:1000	JMA	JMA	15/02/2010



VEÁSE EL CONTACTO MUY CLARO ENTRE LA TOBAS BLANDAS QUE SUBYACE A LA UNIDAD DE DACITAS QUE PRESENTAN UN FRACTURAMIENTO CASI VERTICAL



UNAM Facultad de Ingeniería División de ingeniería en ciencias de la tierra Departamento de Geología			
PLANO:	VISTA FRONTAL CON TRATAMIENTO	No. DE PLANO:	P.5
UBICACION:	CARRETERA GUADALAJARA - ZACATECAS		TESIS DE LICENCIATURA POR: JAVIER MANCERA ALEJÁNDREZ
ESCALA:	PROYECTO:	DIBUJO:	FECHA:
1:1000	JMA	JMA	15/02/2010



SIMBOLOGIA (3 FASES)

- DRENAJE DE 18.0m DE LONGITUD= 1332 ml
- DRENAJE DE 12.0m DE LONGITUD= 276 ml
- CONCRETO LANZADO 5080 m2
- MALLA TRIPLE TORSION FIJADA 5080 m2
- MALLA TRIPLE TORSION TENDIDA 14840 m2
- ▲ ANCLAS DE CABLE DE 104 TON DE 25 ml: 99 PZA
- ▲ ANCLAS DE CABLE DE 104 TON DE 20 ml: 127 PZA
- ▲ ANCLAS DE CABLE DE 104 TON DE 15 ml: 96 PZA
- ANCLAS DE BARRA DE 30 TON DE 12ml: 120 PZA
- AREA DEL TALUD CON TRATAMIENTO ACTUAL



UNAM Facultad de ingeniería
 División de ingeniería en ciencias de la tierra
 Departamento de Geología

PLANO:	VISTA FRONTAL CON TRATAMIENTO	No. DE PLANO
CARRETERA GUADALAJARA - ZACATECAS		P.5
TESIS DE LICENCIATURA POR: JAVIER MANCERA ALEJÁNDREZ		
ESCALA:	PROYECTÓ:	DIBUJO:
1:1000	JMA	JMA
FECHA:		15/02/2010