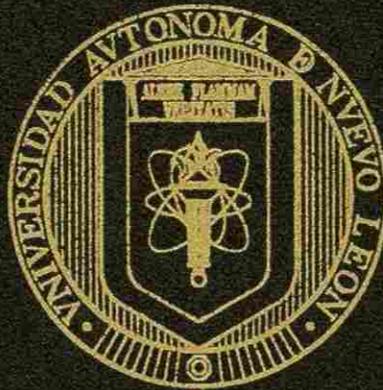


UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

FACULTAD DE CIENCIAS DE LA TIERRA



**CARTOGRAFÍA GEOLÓGICA ESTRUCTURAL DEL VALLE DE
HUIZACHAL, COMO BASE PARA EL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD
DE TALUDES DE LA CARRETERA RUMBO NUEVO, TAMPS.,
MÉXICO.**

TESIS

**COMO REQUISITO PARCIAL PARA OBTENER EL GRADO DE
MAESTRO EN CIENCIAS GEOLÓGICAS**

PRESENTA:

JUAN MIGUEL ARMAS ZAGOYA

LINARES, N. L.

ENERO DE 2004

TM
Z5818
.E3
FCT
2004
A7

JUAN MIGUEL ARMIAS ZAGGOYA (MAESTRÍA) 2004





1020149840



UANL

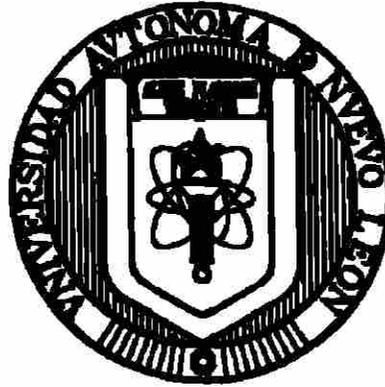
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

FACULTAD DE CIENCIAS DE LA TIERRA



**CARTOGRAFÍA GEOLÓGICA ESTRUCTURAL DEL VALLE DE
HIZACHAL, COMO BASE PARA EL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD
DE TALUDES DE LA CARRETERA RUMBO NUEVO, TAMPS.,
MÉXICO.**

TESIS

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

COO REQUISITO PARCIAL PARA OBTENER EL GRADO DE®

DIRECCION GENERAL DE BIBLIOTECAS

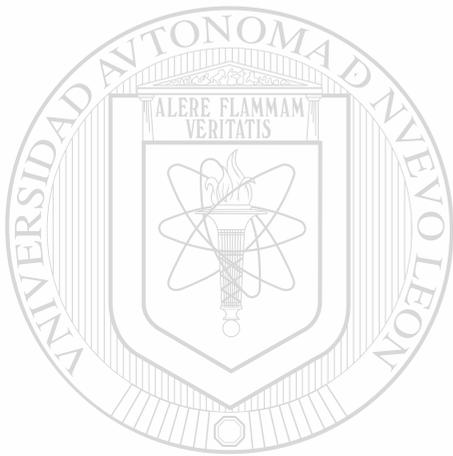
MAESTRO EN CIENCIAS GEOLÓGICAS

PRESENTA:

JUAN MIGUEL ARMAS ZAGOYA

LINARES, N. L.

ENERO DE 2004



UANL

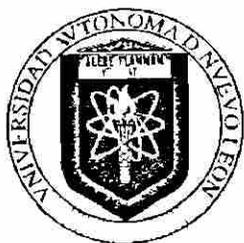
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS



FONDO
TE 15



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN
FACULTAD DE CIENCIAS DE LA TIERRA
HDA. DE GUADALUPE CARR. A CERRO PRIETO KM. 8, A.P. 104
67700 LINARES, NUEVO LEÓN, MÉXICO
TELS. (821) 21 420 30 y 21 420 20, FAX (821) 21 420 30



La Tesis

**CARTOGRAFÍA GEOLÓGICA ESTRUCTURAL DEL VALLE DE
HUIZACHAL, COMO BASE PARA EL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD
DE TALUDES DE LA CARRETERA RUMBO NUEVO, TAMPS.,
MÉXICO.**

Elaborada por

JUAN MIGUEL ARMAS ZAGOYA

Ha sido aceptada como requisito parcial para optar el grado académico de

MAESTRO EN CIENCIAS GEOLÓGICAS

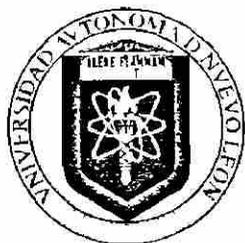
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS
Vo. Bo.
DIRECTOR DE TESIS


DR. FRANCISCO MEDINA BARRERA

LINARES, N.L.

ENERO DE 2004



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN
FACULTAD DE CIENCIAS DE LA TIERRA
HDA. DE GUADALUPE CARR. A CERRO PRIETO KM. 8, A.P. 104
67700 LINARES, NUEVO LEÓN, MÉXICO
TELS. (821) 21 420 30 y 21 420 20, FAX (821) 21 420 30



La Tesis

**CARTOGRAFÍA GEOLÓGICA ESTRUCTURAL DEL VALLE DE
HUIZACHAL, COMO BASE PARA EL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD
DE TALUDES DE LA CARRETERA RUMBO NUEVO, TAMPS.,
MÉXICO.**

Elaborada por

JUAN MIGUEL ARMAS ZAGOYA

Ha sido aceptada como requisito parcial para optar el grado académico de

MAESTRO EN CIENCIAS GEOLÓGICAS

Vo. Bo.
COMITÉ DE REVISIÓN

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DR. FRANCISCO MEDINA BARRERA

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS



**DR. JOSÉ GUADALUPE LÓPEZ
OLIVA**



M.C. TOMÁS COSSIO TORRES

Vo. Bo.
SUBDIRECTOR DE POSGRADO



DR. JUAN ALONSO RAMÍREZ FERNÁNDEZ

LINARES, N.L.

ENERO DE 2004

Esta tesis esta dedicada a mi familia:

Angélica e Isaac

La fortaleza de mi vida. Los amo...

Amaida Zagoya Hernández[†]

Tú no te has ido, porque soy parte de ti y vives en mí. Te amo Mami...



Familia Ramírez Armas

Familia Armas Gutiérrez

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS
Beatriz Zagoya Hernández

Sin tu apoyo no hubiera podido hacer nada. Gracias.

Josefina Aparicio Ortiz

Gracias por tu apoyo

AGRADECIMIENTOS

Al Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACyT), por la beca-crédito otorgada para el desarrollo de mis estudios de Maestría y proyecto de tesis.

A mi Maestro y Director de Tesis, Dr. Francisco Medina Barrera, por su orientación y apoyo incondicional para realizar mi formación como maestrante, y aventurarnos a realizar este trabajo.

A Dr. José Guadalupe López Oliva y M.C. Tomás Cossío Torres, por la aportación al engrandecimiento de este trabajo de tesis con sus revisiones y comentarios.

Al Dr. Juan Alonso Ramírez Fernández, Sub-Director de Posgrado, por su apoyo incondicional para ingresar a esta institución y la atención oportuna que tuvo durante nuestra estancia.

A los Doctores Dirk Masuch Oesterreich, Uwe Jenchen, Héctor de León Gómez y José Rosbel Chapa Guerrero, por compartir sus conocimientos en clase.

A Ing. Javier Rocha Rodríguez y Dr. Raymundo Rivera Villareal del Instituto de Ingeniería Civil de la U.A.N.L., por las facilidades otorgadas para el préstamo del equipo de geotecnia.

A M.C. Víctor Manuel Navarro Hernández de la Escuela de Minas de la Universidad Autónoma de Zacatecas, por la disponibilidad del Laboratorio de Mecánica de Rocas para la realización de los ensayos triaxiales.

A Ing. Juan Manuel Quezada, Dr. Jaime Rueda Gaxiola y Dr. Samuel Eguiluz de Antuaño, por sus comentarios durante el desarrollo de la tesis.

A Mtra. Manuelita M. González y Mtra. Verónica Dülmer, por su ayuda en el entendimiento de otros idiomas.

Sr. Patricio Becerra y Sra. Santos Medina, por su amabilidad y hospitalidad en el Valle de Huizachal. DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

A mis compañeros de Posgrado Angélica Bueno, Natalia Amezcua, Ernesto Núñez, Adalberto Treviño, José Juan Medina, Alberto Blanco, Liliana Lizárraga, Elizama Requena y Araceli Rivera.

RESUMEN

La cartografía geológica estructural del Valle de Huizachal, lugar donde se ubica el trazo carretero "Rumbo Nuevo", fue la base principal para determinar el grado de estabilidad de los taludes construidos. Esta vía anteriormente diseñada sin ningún control estructural, fue afectada por la falla de los cortes realizados en forma desfavorable respecto a la orientación del fracturamiento y estratificación de las formaciones geológicas aflorantes. El estudio consistió en primer orden de la cartografía geológica estructural, de la cual se reconoció una secuencia principalmente calcárea muy heterogénea de edades desde Triásico Superior hasta Cretácico Superior, dentro de una estructura anticlinal con rumbo NW-SE. El tipo de fracturamiento predominante es de tipo hk0 con orientación preferencial N-S, que funge como principal delimitador de bloques de roca. El inventario tectónico levantado en cada uno de los taludes, definió el mecanismo de falla presente. Se puede reconocer que en los flancos de anticlinal se tienen deslizamientos planares por la posición de la estratificación, mientras que en la zona de la charnela y del núcleo, las fracturas hk0 delimitan cuñas potenciales. Se estimaron parámetros geomecánicos de las formaciones que alojan a los cortes, partiendo de la descripción litológica durante la realización de la cartografía. Ensayos directos a roca intacta y a los planos de discontinuidad, además de la aplicación de clasificaciones geomecánicas, aportaron los valores de la cohesión del macizo y ángulos de fricción. Teniendo como base la definición del mecanismo de falla presente y las propiedades geomecánicas de la roca, se calcularon factores de seguridad para cada uno de los cortes, bajo diferentes condiciones de saturación y cohesión. Los resultados muestran un rango superior muy bajo respecto al equilibrio límite de las fuerzas actuantes, considerando las condiciones de seguridad que se deben de tener para este tipo de obras. La implementación de bermas y anclajes para el control de la estabilidad de los taludes estudiados, con determinadas especificaciones para las condiciones estructurales que presenta cada uno, se recomendó para aumentar el factor de seguridad presente en la vía.

ABSTRACT

The structural geologic cartography of the Valle de Huizachal, was used to determine the degree of stability of the constructed slopes where the "Rumbo Nuevo" road is located. This route was previously designed without structural control, thus being affected by slides of the cuts which were made in an unfavorable form with respect to the direction of the joints and stratification geologic formations outcrops. The study consisted firstly on the structural geologic cartography, of which a very heterogenous secuencia of ages was recognized from the Upper Triassic to Upper Cretaceous, being mainly calcareous, in an anticlinal structure with NW-SE strike. The type of predominant joints is $hk0$ with preferential N-S direction, this is regardless the main delimiter of rock blocks. The tectonic inventory raised in each of the slopes defined the mechanism that brought about the fail, enabling us to say that in anticline flanks mechanisms are planar slides because of the position of the stratification. In contrast, in the zone of the hinge and the nucleus, the fractures $hk0$ delimit potential wedges. Geomechanical parameters of the geological formations at the site of the cuts were considered during the cartography, starting with lithologic description, followed by direct tests to intact rock and to planes of discontinuity. This was supported by geomechanical classifications to consider cohesion of the rock mass and friction angles. Based on the definition of the failure mechanism and the geomechanical properties of the rock, factors of safety were calculated for each of the cuts, taking into account different conditions of saturation and cohesion. The results obtained gave a rank just above the medium compered to the balance limit of the operating forces, considering the conditions of security that are required for this type of roads. The implementation of berms and anchorages to control the stability of the studied slopes, with certain specifications for the structural conditions, were recommended to increase safety for the road.

CONTENIDO

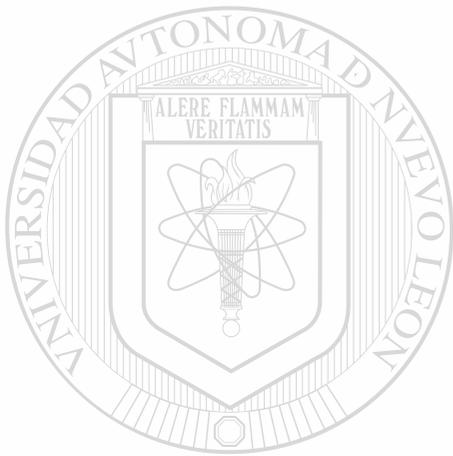
Introducción	1
1. GENERALIDADES	
1.1 Problemática	2
1.2 Objetivo	2
1.3 Metas	3
1.4 Localización y Vías de Acceso al Área de Estudio	3
1.5 Fisiografía	3
1.6 Clima y Vegetación	4
1.7 Trabajos Previos	6
1.8 Metodología	6
2. GEOLOGIA	
2.1 Geología Regional	8
2.2 Litología	9
2.3 Geología Estructural	26
3. ANÁLISIS CINEMÁTICO	
3.1 Introducción	32
3.2 Tipos de Mecanismos de Falla en Taludes y su Análisis Cinemático	34
3.3 Análisis Cinemático de los Taludes en el Área de Estudio	44
4. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA	
4.1 Introducción	59
4.2 Ensayo Triaxial a Roca Intacta	61
4.3 Criterio de Barton y Choubey	63
4.4 Clasificación Geomecánica RMR (Rock Mass Rating)	70
4.5 Clasificación Geomecánica SMR (Slope Mass Rating)	73
4.6 Zonificación de Unidades Litológicas	84
5. ANÁLISIS DE ESTABILIDAD	
5.1 Introducción	86
5.2 Análisis de Estabilidad para Mecanismos de Falla	88
5.3 Análisis de Estabilidad de los Taludes en Estudio	100
6. DISCUSIÓN	
6.1 Introducción	110
6.2 Análisis Cinemático	110
6.3 Caracterización Geomecánica	111
6.4 Análisis de Estabilidad	112
7. PROPUESTA DE SANEAMIENTO PARA TALUDES	
7.1 Introducción	115
7.2 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #1	116
7.3 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #2	118
7.4 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #3	119
7.5 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #4	121
7.6 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #5	123
7.7 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #6	124

8. CONCLUSIONES 125

9. BIBLIOGRAFÍA 127

ANEXOS

1. Carta Geológica Estructural del Valle de Huizachal, Carretera Rumbo Nuevo.
2. Carta Ingeniero-Geológica del Valle de Huizachal, Carretera Rumbo Nuevo.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

INDICE DE FIGURAS

	Página
Fig. 1.1 Localización del Área de Estudio (sin escala). La línea rayada muestra el trazo de la carretera "Rumbo Nuevo".	4
Fig. 1.2 Grafica de la precipitación mensual promedio entre los años 1960 - 1999. (Fuente: CNA en INEGI, 2003).	5
Fig. 2.1 Columna Estratigráfica del Valle de Huizachal.	9
Fig. 2.2 Areniscas de grano fino de la Formación Huizachal. Nótese la laminación de éstas. Ubicación a 2 Km hacia el N del poblado del mismo nombre en el antiguo camino. Martillo como referencia.	10
Fig. 2.3 Cuerpo igneo principal formando relieves en el centro del valle. Vista hacia el Este.	11
Fig. 2.4 Intercalaciones de arenisca, limolita y lutita en estratificación cruzada. Brújula como referencia.	11
Fig. 2.5 Secuencia clástica de la Formación La Joya. La línea punteada muestra el contacto entre el miembro de areniscas y limolitas, con el conglomerado cercano a la parte superior de la formación.	12
Fig. 2.6 Calizas de la Formación Novillo. Ubicación Km 26+650. Tabla como referencia. Vista hacia el N.	13
Fig. 2.7 Contacto discordante entre Formaciones La Joya (subyacente) y Novillo. Ubicación Km. 26+600. Vista hacia el N.	13
Fig. 2.8 Aspecto general de la Formación Olvido. Ubicación Km. 27+000.	14
Fig. 2.9. Calizas masivas de la Formación Zuloaga. Km 26+890. Vista hacia el NW.	15
Fig. 2.10. Contacto transicional de las Formaciones Olvido y Zuloaga. Km 27+000. Vista hacia el SW.	16
Fig. 2.11 Miembro basal de calizas arenosas de la Formación La Casita. Ubicación arroyo en el Km. 27+000.	16
Fig. 2.12. Miembro de alternancia de calizas, margas y lutitas carbonosas de la Formación La Casita. Ubicación en parte media del Cerro de las Cabras. Vista hacia el S.	17
Fig. 2.13 Calizas arcillosas de la Formación Taraises. Km. 28+200. Vista hacia el NE.	18
Fig. 2.14 Calizas masivas de la Formación Tamaulipas Inferior. Km 28+850. Vista hacia el NE.	19
Fig. 2.15 Concreciones redondeadas de composición calcárea de la Formación Tamaulipas Inferior.	19
Fig. 2.16 Formación Otates. Nótese el contraste litológico entre la Formación Tamaulipas Inferior subyacente. La línea punteada marca el contacto litológico. Km. 29+450. Vista hacia el SW.	20
Fig. 2.17 Calizas masivas de la Formación Tamaulipas Superior. Km 30+000. Vista hacia el S.	21
Fig. 2.18 Aspecto general de la Formación Cuesta del Cura. Nótese el bandeamiento característico de ésta marcado por la línea punteada. Vista hacia el S.	22
Fig. 2.19. Alternancia de calizas con lutitas laminares y margas de la Formación Agua Nueva. Vista hacia el NE.	22
Fig. 2.20 Calizas arcillosas, margas y lutitas de la Formación San Felipe Km 31+300. Vista hacia el N.	23

Fig. 2.21 Brecha de la Formación San Felipe. Moneda como referencia.	23
Fig. 2.22 Lutitas y margas de la Formación Méndez, en ambos taludes. Km. 34+000, Vista hacia el W.	24
Fig. 2.23 Coluvión ubicado en la parte superior del túnel falso.	25
Fig. 2.24. Coluvión arcilloso ubicado en Km. 33+000.	25
Fig. 2.25 Estereofalsilla con datos estructurales (rumbo/echado) que presenta la estratificación de todas las Formaciones del área de estudio.	26
Fig. 2.26 Fallamiento normal de la Formación Huizachal. Vista hacia el SE	27
Fig. 2.27 Fallamiento inverso dentro de la Formación Tamaulipas Superior. Vista hacia el S.	27
Fig. 2.28 Clasificación de fracturas de acuerdo a Hancock (1985). a) definición de la orientación de la fabrica; b) fracturas de cizalla en a-b; c) fracturas de extensión en a-b; d) estilolitas en a-b; e) fracturas de extensión en b-c; f) estilolitas en b-c; g) fracturas de extensión en a-c; h) estilolitas en a-c; i) fracturas conjugadas Okl formando un ángulo agudo respecto al eje b; j) fracturas conjugadas Okl formando un ángulo agudo respecto al eje c; k) fracturas conjugadas h0l formando un ángulo agudo respecto al eje a; l) fracturas conjugadas h0l formando un ángulo agudo respecto al eje c; m) fracturas conjugadas hk0 formando un ángulo agudo respecto al eje a; n) fracturas conjugadas hk0 formando un ángulo agudo respecto al eje b.	28
Fig. 3.1 Representación gráfica del ángulo de fricción. 1) Se tiene un bloque sobre otro, 2) éstos se inclinan a cierto ángulo α siendo menor al ángulo de fricción ϕ lo cual no induce al deslizamiento, 3) conforme se va aumentando la inclinación actúa la cohesión c oponiéndose a la fuerza de movimiento producido por el peso W del bloque superior, 4) cuando α es mayor que ϕ se produce el deslizamiento del bloque superior. La fuerza de deslizamiento es representada por τ .	33
Fig. 3.2 Representación estereográfica del cono de fricción. El ángulo de fricción ϕ delimitado por la proyección del cono en el hemisferio. El punto 1 se encuentra dentro del círculo de fricción lo cual indica que se encontrará cinemáticamente estable guardando una inclinación menor a ϕ ; el punto 2 siendo mas inclinado, su proyección en el hemisferio se encuentra fuera del círculo lo cual crearía condiciones de inestabilidad. Estas líneas se podrían atribuir a intersecciones de planos por ejemplo.	34
Fig. 3.3 Desprendimientos de roca debido a la alternancia de roca competente con roca débil. (Ayala, 1984).	35
Fig. 3.4 Fases del mecanismo de desprendimiento: 1) Serie alternante, 2) Diferente grado de meteorización y erosión, 3) Basculamiento del estrato superior, 4) Rotura en el pie del bloque. (Ayala, 1984).	35
Fig. 3.5 Diferentes trayectorias que pueden alcanzar los bloques de roca desprendidos en su desplazamiento por el talud. (Ayala, 1984).	36
Fig. 3.6 Disposición de las discontinuidades con respecto al talud parad deslizamiento planar. (Hoek-Bray, 1981).	37
Fig. 3.7 Análisis Cinemático para Mecanismo de Falla tipo Planar.	38
Fig. 3.8. Orientación de las familias de discontinuidades respecto al talud para fallamientos en cuña. (Hoek-Bray, 1981).	39
Fig. 3.9. Análisis Cinemático para Fallamientos en Cuña.	40

Fig. 3.10 Vuelco por pandeo o flexión. Característico de este mecanismo es el fracturamiento de las capas en la base del talud con una separación de éstas anterior al desprendimiento. (Hoek-Bray, 1981).	42
Fig. 3.11 Vuelco en bloques. (Hoek-Bray, 1981).	42
Fig. 3.12 Vuelco mixto. (Hoek-Bray, 1981).	42
Fig. 3.13 Análisis Cinemático del Mecanismo de Falla por Vuelco.	43
Fig. 3.14 Aspecto general del Talud #1. Ubicación Km. 26+890. Vista hacia el SW.	45
Fig. 3.15. Análisis Cinemático del Talud #1. La línea de intersección de los planos J1 y J2 se encuentra dentro del área sombreada, región que se considera como crítica por la potencialidad del deslizamiento de la cuña formada por los planos. La línea proyectada desde el punto de intersección que cruza por el centro de la red, no interseca el círculo máximo dentro de los polos de los planos, lo cual indica que el deslizamiento se realizará a través de J3 por ser el del valor más alto de buzamiento.	47
Fig. 3.16 Aspecto general del Talud #2. Se aprecia notablemente el sistema de fracturamiento ortogonal con respecto a la estratificación. Ubicación Km 29+080. Vista hacia el W.	48
Fig. 3.17 Análisis cinemático del Talud #2. Los polos de los planos J3 y J4 se encuentran dentro del área ascurada que representa mecanismo potencial de vuelco para dichos planos. El plano J1 se encuentra dentro del area sombreada que representa el mismo ángulo de fricción para mecanismo planar, señalándola como potencial superficie de deslizamiento al ubicarse su polo dentro de la envolvente de Markland-Talobre, pero estable al ubicarse también dentro del Cono de Fricción.	49
Fig. 3.18 Aspecto general del Talud #3. Se expone en esta fotografía, el mecanismo de falla correspondiente a cuña, de la cual aflora en forma notable la línea de intersección de los planos que delimitan dicho bloque, indicada en la gráfica por la flecha. Ubicación 29+360. Vista hacia el SE.	50
Fig. 3.19 Análisis cinemático del Talud #3. La línea de intersección I formada por los planos J1 y J2 se encuentra dentro del área del círculo de fricción, lo cual se puede interpretar que cinemáticamente no es posible su deslizamiento. La intersección de línea proyectada desde el punto I con el círculo máximo dentro de los polos de los planos, se ubica dentro de la envolvente de Markland confirmando la potencialidad de deslizamiento.	52
Fig. 3.20 Aspecto general del Talud #4. Ubicación Km 31+280. Vista hacia el SW.	53
Fig. 3.21. Análisis cinemático del Talud #4. La línea de intersección I formada por los planos J3 y J5 se ubica dentro de la zona sombreada que representa la viabilidad para deslizamiento de cuñas. La intersección de la línea proyectada desde el punto I con el círculo máximo dentro de los polos de los planos, se ubica dentro de la envolvente de Markland lo cual indica deslizamiento a través de la línea de intersección de la cuña. El polo de J1 también se ubica dentro de dicha envolvente, pero es estable por fricción al ubicarse su plano dentro del círculo de fricción.	54
Fig. 3.22. Aspecto general del Talud #5. Ubicación Km 31+300. Vista hacia el S.	55
Fig. 3.23 Análisis cinemático del Talud #5. El círculo máximo de J1 se ubica dentro de la zona delimitada $\pm 20^\circ$ y fuera del círculo de fricción ϕ_p , lo cual indica la potencialidad para fallamiento tipo planar. Esto se comprueba al quedar el polo de este plano dentro de la envolvente de Markland.	56
Fig. 3.24. Aspecto general del Talud #6. Ubicación Km 31+770. Vista hacia el S.	57
Fig. 3.25. Análisis cinemático del Talud #6. El polo del plano J1 se ubica dentro de la envolvente de Markland indicando condiciones cinemáticas para su deslizamiento. El círculo máximo de este mismo plano se encuentra dentro del círculo de fricción ϕ_p , presentando estabilidad por fricción.	58

Fig 4.1. Representación de los esfuerzos cortante y normal en una discontinuidad formada por dos bloques de roca (modificado de Hoek y Bray, 1981).	60
Fig. 4.2 Gráfica del desplazamiento por cortante u versus el esfuerzo cortante τ (modificado de Hoek y Bray, 1981).	60
Fig. 4.3. Gráfica del esfuerzo cortante versus esfuerzo normal (modificado de Hoek y Bray, 1981).	61
Fig 4.4. Diferencias entre las envolventes de la resistencia al corte pico y residual (modificado de Hoek y Bray, 1981).	61
Fig. 4.5 Gráfica de la envolvente de Mohr aplicando valores de ensayos triaxiales. (Kliche, 1999).	62
Fig. 4.7. Técnicas para estimar el coeficiente de rugosidad JRC. A la izquierda perfiles estandarizados de Barton (Brown, 1981) para comparar con la rugosidad presente en la junta. Abajo ensayo de Inclinación Tilt Test. El ángulo al momento de deslizar los bloques, se considera para el cálculo.	64
Fig. 4.8 Determinación de la resistencia a la compresión simple de la discontinuidad con el Martillo de Schmidt (esclerómetro). Se aplica el ensayo directamente a la junta, leyendo el valor del rebote al costado del martillo.	
Fig. 4.8 Determinación de la resistencia a la compresión simple de la discontinuidad con el Martillo de Schmidt (esclerómetro). Se aplica el ensayo directamente a la junta, leyendo el valor del rebote al costado del martillo.	65
Fig. 4.9 Estado de las discontinuidades presentes para el Talud #1.	67
Fig. 4.10 Discontinuidades presentes en el Talud #2 y #3.	68
Fig. 4.11 Aspecto de las discontinuidades que afectan al Talud #4.	69
Fig. 4.12 Aspecto de las discontinuidades que afloran en los Taludes 5 y 6.	70
Fig. 5.1 Diagrama de cuerpo libre mostrando las fuerzas que actúan en un bloque reposando sobre un plano inclinado. W corresponde al peso del bloque, β ángulo de inclinación del plano, $W\sin\beta$ al vector resultante de W paralelo al plano, $W\cos\beta$ al vector resultante perpendicular, τ resistencia a cortante sobre el plano y N esfuerzo normal resultante por el peso mismo del bloque, (Kliche, 1999).	87
Fig. 5.2 Cono de Fricción de un bloque en Equilibrio Límite. El triángulo representa ángulo de fricción ϕ . Si el vector W se encuentra fuera del cono el deslizamiento ocurrirá, la ubicación dentro o fuera dependerá de la inclinación del plano porque el cono y W no cambiarán sus dirección vectorial. (Kliche, 1999).	88
5.3 Representación estereográfica de las fuerzas actuantes sobre el bloque y el cono de fricción. P es el polo del plano que tiene la misma dirección de N y W que es el peso del bloque que siempre será el centro de la falsilla porque la gravedad siempre se ejerce verticalmente, (Kliche, 1999).	89
Fig. 5.4 Proyección estereográfica del ángulo de fricción aparente. Sobre el mismo polo P se proyecta un círculo máximo, sobre el cual se medirá a partir de P el ángulo ϕ_a en ambas direcciones, al igual que paralelo al echado del plano. En el ejemplo se muestra $\phi_a - 49^\circ$ y $\phi - 30^\circ$. W queda fuera del cono considerando sólo la fricción de ϕ lo cual indica inestabilidad, mientras que si consideramos la cohesión definida por ϕ_a , W queda dentro del cono indicando estabilidad por cohesión, (Kliche, 1999).	91
Fig. 5.5 Geometría de la Cuña. Las líneas 1 y 3 corresponden a las delimitaciones del plano A, 2 y 4 al plano B y, 5 a la línea de intersección de dichos planos, (Ayala et al, 1987).	92
Fig. 5.6 Diagrama esquemático para la obtención de las dimensiones angulares de las líneas mediante	93

estereofalsilla. (Hoek y Bray, 1981).

Fig. 5.7 Condiciones para el deslizamiento y vuelco de un bloque sobre un plano, relacionada con el rango (t/h) que define la relación de esbeltez versus el ángulo de inclinación del plano base. La curva punteada define el límite del deslizamiento y vuelco del bloque. (Hoek y Bray, 1981). 94

Fig. 5.8 Representación de fuerzas para un bloque en condiciones de vuelco. (Modificado de Kliche, 1999). 95

Fig. 5.9. Clasificación de los bloques a analizar de acuerdo a mecanismo en el cual se presentarán. (Ayala et al, 1987). 96

Fig. 5.10 Fuerzas que actúan en Equilibrio Límite para un bloque volcador (Hoek y Bray, 1981). 97

Fig. 5.11 Diagrama de presiones intersticiales que actúan sobre el bloque. (Ayala et al, 1987). 98

Fig. 5.12 Diagrama de fuerzas que actúan sobre un bloque deslizante. (Hoek y Bray, 1981). 99

Fig. 5.13 Representación estereográfica de las dimensiones angulares de las líneas que delimitan la cuña para el Talud #1. 100

Fig. 5.14. Dimensiones del Talud #2. 102

Fig. 5.15 Análisis estereográfico de estabilidad para el Talud #2. El vector del peso W correspondiente al centro de la falsilla, queda dentro de la envolvente del ángulo de fricción aparente $\alpha \sim 40^\circ$, lo cual indica condiciones de estabilidad por cohesión. 103

Fig. 5.16 Representación estereográfica de las dimensiones angulares de la geometría de la cuña. 104

Fig. 5.17 Representación estereográfica de las dimensiones angulares de acuerdo a la geometría de la cuña, correspondientes al Talud #4. 105

Fig. 5.18. Dimensiones del Talud #5. 107

Fig. 5.19 Análisis estereográfico de estabilidad correspondiente al Talud #5. El vector W queda fuera de la envolvente del ángulo de fricción aparente, señalando inestabilidad de la masa rocosa. 107

Fig. 5.20 Dimensiones del Talud #6. 108

Fig. 5.21 Análisis de estabilidad estereográfico del Talud #6. La envolvente del ángulo de fricción aparente engloba al vector W, que indica estabilidad por cohesión entre los planos de la superficie de deslizamiento 109

Fig. 7.1 Especificaciones de ademado mediante anclaje sistemático, para el Talud #1. 118

Fig. 7.2 Dimensiones de las bermas para el control de los deslizamientos del Talud #2. 119

Fig. 7.3 Especificaciones de ademado sistemático de cuñas para el Talud #3, empleando anclas cementadas. 121

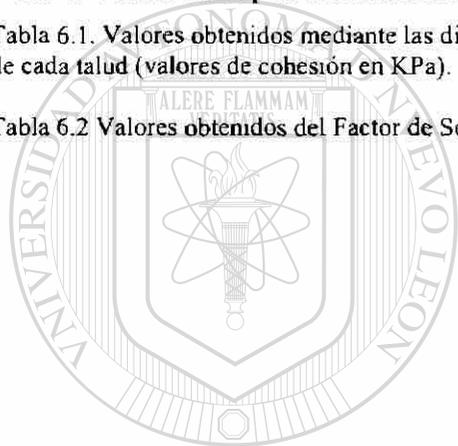
Fig. 7.4 Especificaciones de la aplicación de anclaje sistemático embebido en cemento para el sostenimiento de cuñas del Talud #4. 123

Fig. 7.5 Dimensiones del sistema de bermas para control de la estabilidad del Talud #5. 124

Fig. 7.6 Implementación de bermas para el control de los deslizamientos de bloques para el Talud #6. 124

INDICE DE TABLAS

	Página
Tabla 1.1 Temperaturas promedio mensuales en grados centígrados, de la región de Cd. Victoria, Tamps., (Fuente: CNA en INEGI, 2003).	5
Tabla 1.2 Índice de precipitación promedio mensual en milímetros de precipitación, de la región de Cd. Victoria, Tamps., (Fuente: CNA en INEGI, 2003).	5
Tabla 4.1 Clasificación Geomecánica RMR de Bieniawski (1989).	72
Tabla 4.2 Factor de ajuste para las discontinuidades para la Clasificación SMR (Romana, 1995).	75
Tabla 4.3 Factor de ajuste según el método de excavación del talud para la Clasificación SMR (Romana, 1995).	76
Tabla 4.4 Clases de estabilidad de acuerdo al SMR (Romana, 1995).	76
Tabla 4.5 Valores límite para la clasificación SMR (Romana, 1995).	77
Tabla 6.1. Valores obtenidos mediante las diferentes técnicas aplicadas para caracterización geomecánica de cada talud (valores de cohesión en KPa).	111
Tabla 6.2 Valores obtenidos del Factor de Seguridad en condiciones diferentes para cada talud.	113



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS



INTRODUCCION

Los trabajos de ingeniería en la actualidad requieren de una gran inversión para ser realizados. El crecimiento de la población y economía de un país está sustentado por una infraestructura de comunicaciones que permite el acercamiento de los habitantes y de insumos para el sostenimiento de la sociedad. Podemos resumir que al inicio de las actividades económicas de un pueblo, éste genera productos que se comercializan en la misma región; al incrementarse la demanda se crea mayor empleo para manufactura y la distribución de los productos abarca regiones cada vez más lejanas, motivando una dinámica de transporte hacia dichas regiones. Así iniciaron las vías de comunicación que encabezó anteriormente el ferrocarril y en la actualidad las carreteras.

Este tipo de infraestructura requiere de varios factores para ser diseñado: primeramente tenemos el tipo de vehículos a transitar que indican el material en que se circulará, después la densidad vehicular para determinar las dimensiones y características especiales de ésta (p. Ej. Carreteras de dos vías para tránsito poco frecuente en contraste con las autopistas para altas velocidades); y finalmente las condiciones del terreno donde se trazará dicha avenida. Este último factor es el menos considerado para tal fin, siendo la base para el desarrollo de la carretera. En países como México que aún no se tiene una cultura de diseño basada en las condiciones geológicas, se pueden citar varios ejemplos en los cuales se observa el dominio de los aspectos estructurales del terreno sobre la ingeniería, tal es el caso de la “Autopista del Sol” que comunica al Valle de México con el Puerto de Acapulco, en donde los intentos fallidos por lograr la estabilidad de los cortes carreteros ha aumentado los costos de mantenimiento de dicha vía a través de los años.

Los estudios geológicos son una herramienta de gran ayuda, ya que se pueden predecir las condiciones de inestabilidad que pudieran presentarse, anticipando al proyecto a requerir de la infraestructura necesaria para mitigarlas y controlarlas. La Geología como ciencia, ha pasado ser de contemplativa y descriptiva a una disciplina aplicada a proyectos de ingeniería, colaborando a obtener seguridad en el uso de ésta infraestructura.

Juan Miguel Armas Zagoya

1. GENERALIDADES

1.1 Problemática

El objeto de llevar a cabo un estudio en esta zona en particular, es analizar las condiciones de inestabilidad que presentan los taludes construidos para el trazo de la Carretera Rumbo Nuevo entre los Km. 25+000 al 37+000. Esta vía fue construida entre los años 1997-1999 con el objetivo de comunicar la región del Noreste del país con el altiplano, particularmente desde el entronque Juan Capitán y la comunidad de El Chihue, con la Autopista Matehuala - México, disminuyendo el tiempo de viaje al atravesar la Sierra Madre Oriental. Actualmente se cuenta con la Carretera Federal No. 101, pero su diseño no contempla expectativas de un tránsito a velocidad constante ya que su trazo presenta un desarrollo con curvas y pendientes pronunciadas de acuerdo a la topografía del lugar, que consiste de una morfología muy abrupta, y esto conlleva a un descenso notable en lo que a seguridad respecta.

Al buscar opciones para el mejoramiento de las condiciones inseguras, se optó por construir una vía alterna que permitiese las operaciones antes citadas, y para ello se realizó un trazo carretero a través del Valle del Huizachal siendo casi paralelo a la antigua carretera, sólo que presenta la ventaja de una pendiente más controlada y para ello la necesidad de realizar cortes para taludes en todo su recorrido, acortando así el tiempo de traslado y evitando riesgos de accidentes. La problemática se presenta en el trazo al cortar el macizo rocoso en una forma desfavorable estructuralmente hablando, la cual afecta la estabilidad de los taludes que no han podido ser controlados. Con este estudio se busca proporcionar una secuencia práctica para el análisis de dichos problemas, teniendo como base la geología del lugar, conociendo las características litológicas, así como su comportamiento estructural y las propiedades geomecánicas, para finalmente definir patrones de inestabilidad para poder corregirlos y mitigarlos.

1.2 Objetivo:

Analizar la Estabilidad de Taludes en puntos críticos de la Carretera "Rumbo Nuevo" en base a Cartografía Geológica y el Análisis Estructural del área.

1.3 Metas

- Levantamiento del Trazo Carretero Actual.
- Cartografía Geológica Estructural del área.
- Determinar edades de las unidades litológicas no descritas en el Valle de Huizachal, en base a fósiles.
- Análisis cinemático de los taludes en evaluación.
- Evaluación geomecánica de las unidades litológicas.
- Determinación de Parámetros Geomecánicos mediante pruebas en Laboratorio de Ingeniería Geológica, mediante ensayos triaxiales a muestras de roca intacta.
- Elaboración de la Carta Ingeniero Geológica del área estudiada.
- Determinar el Factor de Seguridad para cada uno de los taludes en estudio.
- Propuesta de saneamiento de taludes con bajo factor de seguridad.
- Proponer una metodología para estudios similares.

1.4 Localización y Vías de Acceso

El área de estudio se encuentra a 20 Km al W de Ciudad Victoria, Tamps., dentro de las coordenadas UTM: 465,000 – 475,000 E; 2'605,000 – 2'612,000 N.

La principal vía de acceso es por medio de la Carretera Federal No. 101 que comunica a Cd. Victoria con las poblaciones de Jaumave y Tula, en la desviación ubicada en la localidad de Altas Cumbres se transita hacia el Valle de Huizachal por medio de un camino de terracería que es funcional durante todo el año. También se puede acceder por la Carretera Federal No. 85 en el entronque a la carretera inhabilitada "Rumbo Nuevo" en la localidad de Juan Capitán (Fig. 1.1).

1.5 Fisiografía

El área de interés se ubica dentro de la provincia fisiográfica denominada como Sierra Madre Oriental que comprende a este macizo montañoso plegado. Dentro de ésta se encuentra la subprovincia Gran Sierra Plegada donde domina una morfología de estratos plegados de rocas carbonatadas con prominentes ejes estructurales de anticlinales y sinclinales. Las elevaciones predominan alcanzando un máximo de 2,000 msnm. Los sistemas de topofomas que predominan aquí son los que se denominan como sierra pliegue y sierra compleja, pero también se encuentran bajadas, lomeríos, mesetas, llanuras y valles (INEGI, 2003)

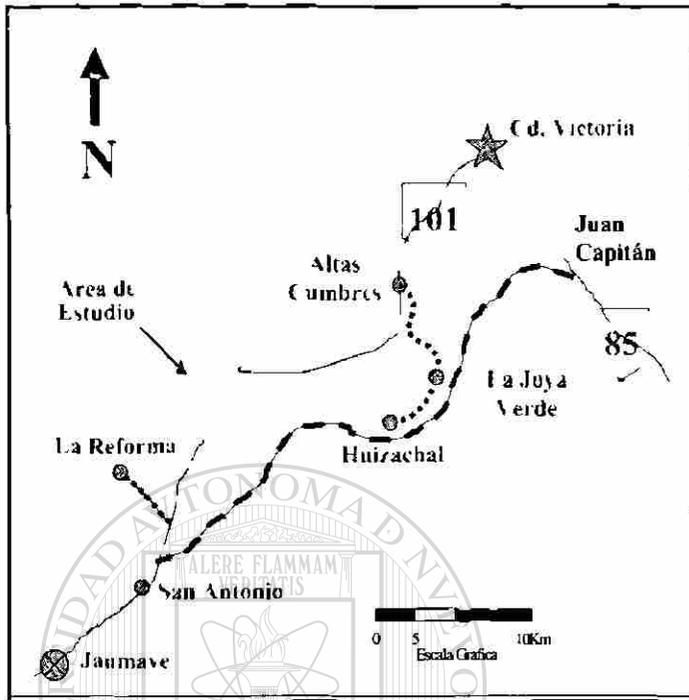


Fig. 1.1 Localización del Área de Estudio. La línea rayada muestra el trazo de la carretera "Rumbo Nuevo".

1.6 Clima y Vegetación

El clima de la región se caracteriza por ser semicálido a templado, en ocasiones extremo con ambiente semihúmedo a húmedo, debido a que la sierra actúa como una barrera orográfica. Las temperaturas máximas alcanzadas durante el año sobrepasan los 40° C (INEGI, 2003) mientras que las mínimas llegan en ocasiones hasta los 0° C, teniendo como media una temperatura de 23° C (Tabla 1.1). A pesar de que la precipitación durante los meses invernales es muy baja con respecto a la total anual (menos del 5%), no se presenta en esta zona una sequía invernal notable, ya que la humedad atmosférica durante esta época del año y el agua que retienen los suelos, son suficientes para contrarrestarla. La precipitación total anual es de 1,429.70 mm, teniendo como principal época de lluvias la comprendida entre los meses de Junio a Octubre (Tabla 1.3) (Fig. 1.2). Este clima pierde humedad a medida que se desplaza hacia el poniente llegando a lo seco.

Estación y concepto	Periodo	Meses											
		Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
Ciudad Victoria	1999	18.5	21.6	23.6	27.6	29.5	30.2	28.2	30.1	26.7	23.4	20.7	16.2
Promedio	De 1960 a 1999	16.3	18.4	21.9	25.9	27.7	28.9	29	29	29.6	24.1	20.4	17.2
Año más frío	1998	14.4	14.1	16.4	19.6	22.9	26	25	24.3	23.5	20.6	18.3	13.3
Año más caluroso	1990	19.4	21.1	23.6	26.5	29.7	31.1	28.3	28.5	26.5	23.5	21.6	17.5

Tabla 1.1 Temperaturas promedio mensuales en grados centígrados, de la región de Cd. Victoria, Tamps., (Fuente: CNA en INEGI, 2003).

Estación y concepto	Periodo	Meses											
		Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
Ciudad Victoria	1999	0.3	0	38.2	6.8	14.7	125.7	184	56.6	136.7	28.2	0.5	15.1
Promedio	1960-1999	24.3	16.1	25.4	49.3	107.6	136.8	80	136	204	91.2	21.7	20.4
Año más seco	1989	24.1	5.4	0	71	17.4	78.3	29.3	100.7	98	71.8	14.2	2.5
Año más lluvioso	1973	26.5	56.9	5.7	49.3	10.5	497.6	62.7	456.8	131.3	226.5	18.6	4.8

Tabla 1.2 Índice de precipitación promedio mensual en milímetros de precipitación, de la región de Cd. Victoria, Tamps., (Fuente: CNA en INEGI, 2003).

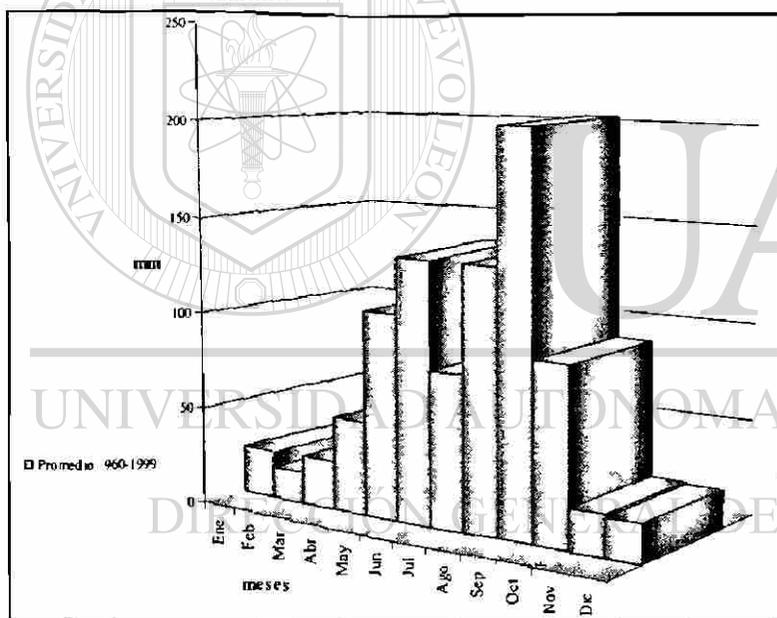


Fig. 1.2 Gráfica de la precipitación mensual promedio entre los años 1960 - 1999. (Fuente: CNA en INEGI, 2003).

La vegetación en las partes altas esta representada por bosques de encino que se desarrollan en ambientes templados húmedos. Este bosque esta formado por especies del género *Quercus* que en algunas ocasiones se puede encontrar asociado con pinos formando bosques de encino – pino. El matorral desértico rosetófilo se sitúa en las bajadas, mesetas y sierras, en suelos someros en un clima seco.

1.7 Trabajos Previos

En el área afloran rocas que han sido denominadas como *Lechos Rojos* de la Aloformación Huizachal, que fue depositada en el Triásico Tardío. Su petrogénesis indica la erosión de rocas del basamento y el depósito en fosas tectónicas generadas durante las etapas tempranas de disgregación de la Pangea en el sector sureste del Cratón de Norteamérica, además de un segundo ciclo vulcanosedimentario (López - Infanzon, 1986).

Los primeros estudios relacionados con estas unidades fueron realizados por Seemes (1921), Imlay (1943), y Mixon *et al* (1959) hacen un estudio detallado del Grupo Huizachal. Posteriormente Carrillo-Bravo (1961) analizó detalladamente la Formación Huizachal y su relación con unidades paleozoicas y del basamento en este sector. Cossio-Torres (1988) realiza la geología del basamento cristalino de la Sierra Madre Oriental en el Anticlinorio Huizachal-Peregrina particularmente el Gneiss Novillo. Castillo-Rodríguez (1988) realiza un estudio petrográfico del Esquisto Granjeno en la región del Cañón de Peregrina. Rueda-Gaxiola *et al* (1993) hacen un estudio palinoestratigráfico para determinar las correlaciones entre las Formaciones La Joya, La Boca y Huizachal proponiendo la creación de un Alogrupo denominado Los San Pedros, formado por las Aloformaciones Huizachal y La Boca.

También se tienen trabajos realizados en lo referente al estudio de Ingeniería Geológica en la región. Medina-Barrera (1989, 1996) estudia movimientos en masa y análisis de estabilidad de taludes en la región de Rayones; Alva-Niño (1995) desarrolla una metodología para elaboración de una Carta Ingeniero-Geológica en la ciudad de Monterrey; Carlín-Sánchez (2001) realiza una zonificación de riesgos geológicos en el Cerro de la Silla; Pedraza-Rodríguez (1997) en el Cañón de Santa Rosa. Gorka (2002) realiza un estudio a través de la carretera "Rumbo Nuevo", dentro de los tramos 8+000 - 23+000, teniendo como objetivo la definición de parámetros técnicos y factores de seguridad.

1.8 Metodología

1.8.1 Campo

- Caminamientos (transectos) con GPS para levantamiento geológico y ubicación de afloramientos.
- Levantamiento estructural con brújula y clinómetro, con valores de rumbo de buzamiento y ángulo de buzamiento.

- Toma de muestras para láminas delgadas, para identificación de unidades no descritas.
- Toma de muestras para ensayo triaxial en laboratorio como parte de la mecánica de rocas.
- Levantamiento de secciones para determinar Zonas Homogéneas de las diferentes litologías.
- Ensayos “in situ” sobre planos de discontinuidades para obtener la resistencia a la compresión simple, mediante el Martillo de Schmidt ó Esclerómetro, de acuerdo al Criterio de Barton y Choubey (1977).
- Caracterización geomecánica en campo de acuerdo a Bieniawski (1976).

1.8.2 Laboratorio

- Elaboración de láminas delgadas.
- Ensayos Triaxiales para determinar ángulos de fricción internos y cohesión de la roca intacta.

1.8.3 Gabinete

- Digitalización de Carta Topográfica.
- Análisis y descripción de láminas delgadas para determinar edades de las rocas.
- Identificación de litologías.
- Elaboración de Carta Geológica.
- Representación estereográfica del inventario tectónico, e identificación de los tipos de fracturamiento, de acuerdo a su geometría.
- Evaluación cinemática de taludes utilizando la técnica de Markland (1972).
- Evaluación geomecánica en base a los métodos:
 - Slope Mass Rating (Romana, 1995).
 - Rock Mass Rating (Bieniawski, 1976).
- Evaluación de estabilidad y determinación de factores de seguridad en taludes por los métodos:
 - Hoek – Bray (1971) para Mecanismo de Cuñas.
 - John (1974) para Mecanismo Planar.
 - Goodman (1969) para Mecanismo de Vuelco de Bloques.
- Agrupación de macizos con condiciones geotécnicas homogéneas.
- Elaboración de una Carta Ingeniero Geológica.

2. GEOLOGÍA

2.1. Geología Regional

La Sierra Madre Oriental (SMO) es un rasgo orográfico formado por un macizo montañoso situado al Noreste de la República Mexicana. Limitado hacia el Este por la Planicie Costera del Golfo, hacia el Sur por la Faja Volcánica Transmexicana, al Oeste por el Altiplano Mexicano y se extiende hacia el Norte hasta la frontera norte de México. La SMO es una unidad fisiográfica con más de 800 Km. de longitud y de 80 a 100 Km. de amplitud. Es el producto del levantamiento y deformación de rocas principalmente mesozoicas así como también de su basamento cristalino. Corresponde así a una franja de frente plegado y cabalgado durante la Orogenia Laramide que ocurrió durante Paleoceno Tardío – Eoceno Temprano (Eguiluz *et al*, 2000). De acuerdo con González *et al* (1986), pertenece al denominado Terreno Estratotectónico Sierra Madre Oriental.

El Anticlinorio Huizachal – Peregrina constituye un rasgo estructural dentro de la SMO. Se localiza a 12 Km. de Ciudad Victoria, Tamps., en lo que anteriormente era el borde Noroeste de la Plataforma de Tamaulipas (Carrillo – Bravo, 1961). Este es uno de los grandes arqueamientos que constituyen a dicho orógeno, que tiene una orientación NW – SE, extendiéndose desde Cd. Victoria, Tamps., hacia el Norte aproximadamente a 60 Km., y alcanza 20 Km. de ancho. En esta estructura se encuentran dos arqueamientos principales: el primero está ubicado en la parte Norte y Central del anticlinorio, denominado como Anticlinal de Peregrina; en su núcleo afloran el Gneiss Novillo de edad precámbrica y el Esquisto Granjeno de edad silúrica, mientras que en sus flancos se encuentran rocas de diferentes tipos con edades paleozoicas y mesozoicas. El otro plegamiento principal se sitúa en el extremo Sur, denominado como Anticlinal de Huizachal, región donde se ubica el área de estudio del presente trabajo. En el núcleo se encuentran rocas que han sido denominadas como Lechos Rojos de la Formación Huizachal de edad Triásico Tardío, cuerpos ígneos intrusivos y rocas detríticas de edad Jurásico Medio, además de rocas carbonatadas de edades Jurásico Tardío hasta Cretácico Tardío.

2.2 Litología

El corte del trazo carretero permitió el descubrimiento de la litología en fresco que aflora en el área de estudio, donde se reconocieron 16 formaciones estratigráficas, con edades representadas desde Triásico Tardío hasta el Cuaternario. Aflora una secuencia principalmente carbonatada muy heterogénea: sedimentos de ambiente continental fluvial de la Fm. Huizachal, transicionales de Fm. La Joya; rocas ígneas intrusivas; sabkhas de Fm. Olvido; carbonatadas de diferente composición y facies con las Formaciones Novillo, Zuloaga, La Casita, Taraises, Tamaulipas Inferior, Oates, Tamaulipas Superior, Cuesta del Cura, Agua Nueva y San Felipe; lutitas laminares de la Formación Méndez; además coluviones y aluviones cuaternarios. Los límites estratigráficos se muestran en la Carta Geológica - Estructural del Valle de Huizachal, anexada a este trabajo. La columna estratigráfica de esta región se muestra a continuación (Fig. 2.1):

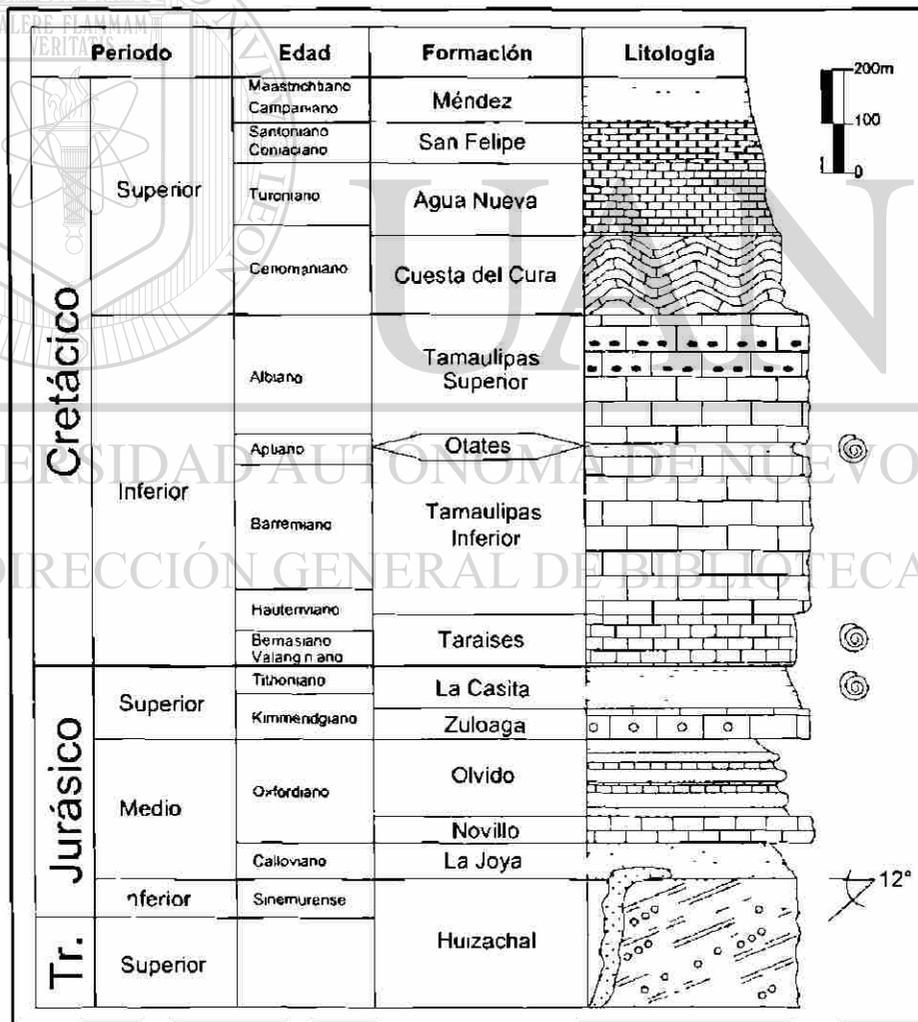


Fig. 2.1 Columna Estratigráfica del Valle de Huizachal.

TRIÁSICO

2.2.1 Formación Huizachal

Denominados anteriormente como *Lechos Rojos*, actualmente se considera que fueron depositados en un ambiente continental fluvial. Descrita por Imlay (1938) como una intercalación de lutitas, limolitas, areniscas y conglomerados de color rojizo, verde y gris verdoso que afloran como localidad tipo en este mismo valle. Esta formación ha sido estudiada por diversos autores: Mixon *et al* (1958); Carrillo-Bravo (1961); Montellano *et al* (1996); Rueda-Gaxiola *et al* (1993); Fastovsky *et al* (1998). Estudios recientes sugieren que se depositó en la Fosa Huayacocotla – El Alamar (Rueda-Gaxiola *et al*, 1993) que presenta condiciones de muy alta inestabilidad tectónica de la etapa inicial de dicha fosa. Como consecuencia está caracterizada por minerales y elementos típicos de una etapa de *rifting*. Al parecer existieron condiciones ambientales muy oxidantes, que influyeron en la coloración característica de esta Formación, por el alto contenido de hematita.



Fig. 2.2 Areniscas de grano fino de la Formación Huizachal. Nótese la laminación de éstas. Ubicación a 2 Km hacia el N del poblado del mismo nombre en el antiguo camino. Martillo como referencia.

El espesor de las capas es muy variable, se observan capas desde unos cuantos centímetros hasta varios metros que dependen del tipo de roca: las lutitas presentan capas delgadas mientras que los conglomerados son masivos. En las areniscas basales se presenta estratificación cruzada de bajo ángulo, laminación y bandeamiento. Las lutitas y limolitas presentan laminación fina y algunos lentes de conglomerados (Fig. 2.2 y Fig. 2.4). La parte superior de la formación está caracterizada por una estratificación cruzada. Los conglomerados están formados por fragmentos de areniscas, rocas ígneas y metamórficas.

También aflora un cuerpo ígneo que intrusiona a esta unidad (Fig. 2.3), pero no se observa lo mismo para la Formación sobreyacente que es La Joya. Tiene una estructura afanítica, coloración crema y gris que intemperiza a amarillo contrastando con la unidad encajonante. En algunos sitios se observa una depositación en capas con bandeamiento. Se observan signos de alteración en las zonas de la intrusión al igual que hidrotermalismo, que se presenta con una coloración amarilla, verde,

azul y roja con escasos cristales de pirita y galena, esto puede corroborarse con la existencia de una mina abandonada de donde se extraía zinc, plomo y cobre, ubicada en la parte oriente del valle. Fastovsky *et al* (1998) obtuvo la fecha isotópica de este cuerpo ígneo a partir de zircones, la cual arrojó una edad de 186 ± 2 millones de años, que corresponde a lo más tardío del Jurásico Temprano.

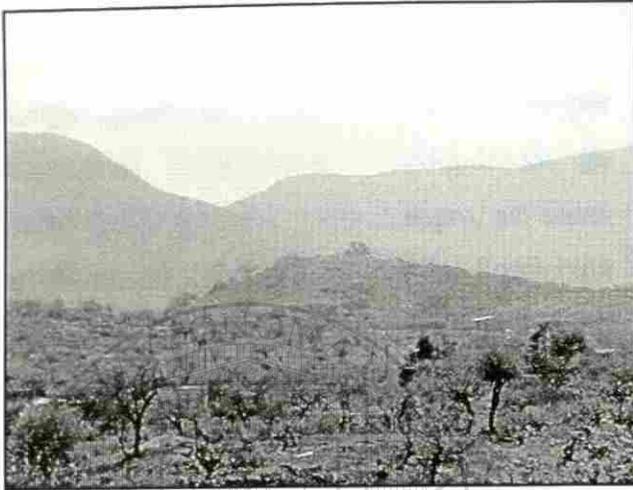


Fig. 2.3 Cuerpo ígneo principal formando relieves en el centro del valle. Vista hacia el Este.



Fig. 2.4 Intercalaciones de arenisca, limolita y lutita en estratificación cruzada. Brújula como referencia.

medido de esta Formación es de 200 m.

La edad de esta unidad fue determinada primeramente por medio de troncos fosilizados y hojas recolectadas Mixon *et al* (1958) en el Cañón de la Boca que arrojaron una edad Triásica Tardía. Rueda Gaxiola *et al* (1993) realiza un estudio palinoestratigráfico, fechando a esta unidad como Sinemurensis.

La estratificación presenta una dirección de $276^\circ/12^\circ$ en la parte poniente del valle y de $047^\circ/18^\circ$ al oriente, no se observan plegamientos salvo el del cuerpo ígneo. Existen fallas normales dentro de la misma Formación,

que delimitan bloques con desplazamientos de unos cuantos metros, que sólo son observables en el trazo carretero. La morfología de los *Lechos Rojos* presenta una serie de escalonamientos y lomeríos suaves ya que están fuertemente erosionados, mientras que el cuerpo ígneo produce relieves abruptos que sobresalen notoriamente por su resistencia a la erosión; ésta última aflora en la parte central del valle con algunos puntos dispersos, la secuencia sedimentaria se distribuye en la parte baja rodeando la masa ígnea hasta llegar al pie de las montañas que lo rodean. El espesor

JURASICO**2.2.2 Formación La Joya**

Fue definida por Mixon *et al* (1959) ubicándose la localidad tipo en el rancho La Joya Verde que se ubica en este mismo valle. Se considera que es la base de una secuencia transgresiva del Grupo Zuloaga (La Joya, Novillo, Olvido y Zuloaga) definida por Götte (1991), (Fig. 2.5).

En la parte basal aflora un conglomerado mal clasificado constituido por fragmentos subangulares a redondeados de rocas ígneas de color verde y negro, así como areniscas de color rojizo de la Formación Huizachal subyacente, en una matriz arcillo-hematítica de color rojo a violáceo oscuro. Los fragmentos tienen tamaños desde unos cuantos milímetros hasta 30 cm. Subsecuentemente se presentan dos bancos de caliza de color gris oscuro que intemperiza a crema, con intercalaciones de arcillas de color café claro, teniendo como espesores las calizas 50 cm y las arcillas 2 cm. Después se tienen unas areniscas de grano fino de color anaranjado y lutitas de color rojizo subyaciendo a una capa de areniscas de grano grueso de color amarillento muy deleznable mostrando una estratificación cruzada. Ya en la parte superior presenta una capa de 80 cm de arcillas y margas que subyacen a calizas de la Formación Novillo.

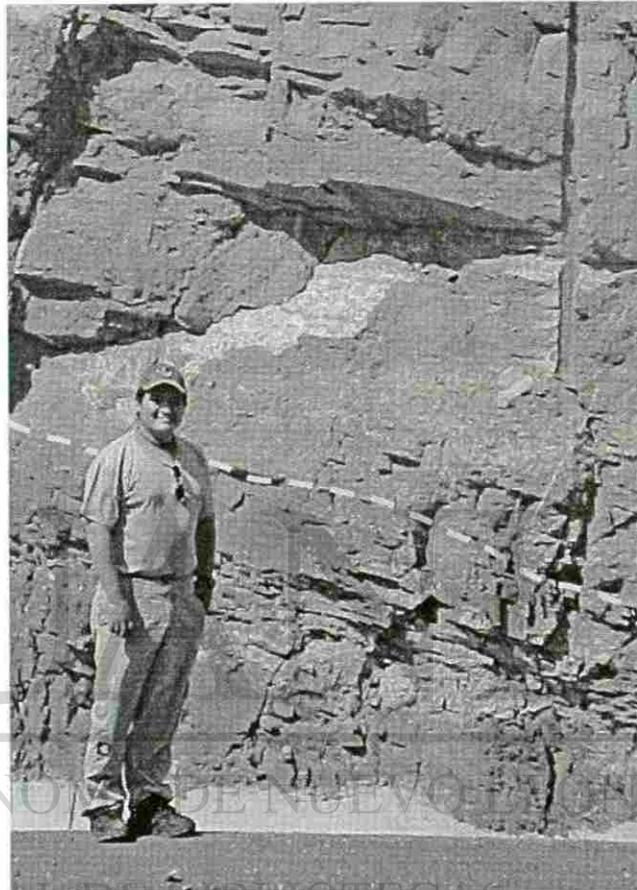


Fig. 2.5 Secuencia clástica de la Formación La Joya. La línea punteada muestra el contacto entre el miembro de areniscas y limolitas, con el conglomerado cercano a la parte superior de la formación.

Cubre en discordancia angular a la Formación Huizachal. Este basculamiento fue medido en campo donde se dieron valores distintos: 12° en el “Cerro de las Cabras” al W y 14° en el “Cerro del Fraile” en la parte E del valle. Cabe mencionar que sólo en estos dos sitios se apreció el contacto angular entre dichas Formaciones, ya que en la mayor parte están erosionadas y que para el presente trabajo, se fijó como contacto, el conglomerado basal. El espesor de esta Formación es de 70 m.

2.2.3 Formación Novillo

Descrita por Heim (1926), la localidad tipo se encuentra en el Cañón del Novillo al W de Cd. Victoria, Tamps.

Consiste de calizas grises que intemperizan a gris claro (Fig. 2.6). El contacto con La Joya presenta un estrato de 30 cm de espesor y otro de 80 cm intercalados por horizontes arcillosos (Fig. 2.7). Sobreyacen calizas parcialmente dolomitizadas de color gris que intemperizan a gris claro con espesores delgados y medianos de 5 a 30 cm con algunas intercalaciones de lutitas de color café claro con espesores de 1 cm. Después se observan calizas micríticas de color gris oscuro con espesores de 10 cm, intercaladas con arcillas de color crema.

El análisis de láminas delgadas indica una micrita esparitizada con cristales de cuarzo angulares a subangulares, cristales de dolomita, fragmentos de conchas de moluscos, radiolarios y algas. Los microfósiles están muy recristalizados por lo que no se pudieron reconocer con precisión. Se reconoce la presencia de *Crassicollaria massutiniana*, *Tintinnopsella carpathica* forma grande y *C. brevis* están presentes. Estas especies indican una edad de Jurásico Tardío (Tithoniano Tardío).

La dirección preferencial del buzamiento en la parte E es de $337^{\circ}/14^{\circ}$, en el afloramiento que esta en el trazo carretero es $278^{\circ}/49^{\circ}$ y al W $248^{\circ}/14^{\circ}$. Sobreyace a la Fm. La Joya en una ligera discordancia angular con un contacto transicional entre ambas Formaciones y subyace a la Fm. Olvido. En algunos lugares presenta algo de carstificación en la parte media. Está distribuida en la



Fig. 2.6 Calizas de la Formación Novillo. Ubicación Km 26+650. Tabla como referencia. Vista hacia el N.

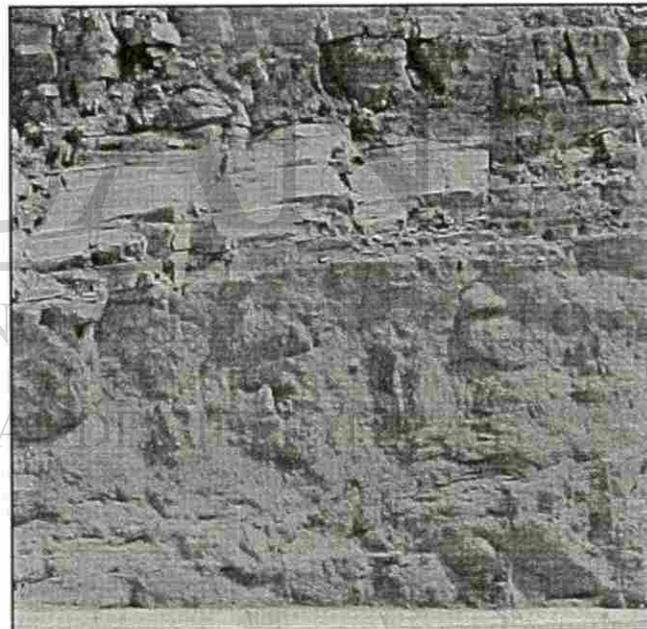


Fig. 2.7 Contacto discordante entre Formaciones La Joya (subyacente) y Novillo. Ubicación Km. 26+600. Vista hacia el N.

parte media de las montañas, se puede apreciar a simple vista el contacto con la Formación subyacente. El espesor medido fue de 50 m.

2.2.4 Formación Olvido

Es una secuencia estratigráfica formada por lutitas, areniscas y calizas de colores claros suprayaciendo a la Fm. Novillo y subyaciendo a la Fm. Zuloaga. El nombre de Formación Olvido fue propuesto por Heim (1940) y la localidad tipo se encuentra en el rancho El Olvido al sureste del Valle del Huizachal. Se considera que esta secuencia fue depositada en un ambiente tipo *sabkha* (Götte, 1991)

La litología esta compuesta por una intercalación de lutitas, areniscas, margas y calizas de colores contrastantes de cada una de ellas (Fig. 2.8). En la parte basal se tienen lutitas de color rojo, después se tienen calizas

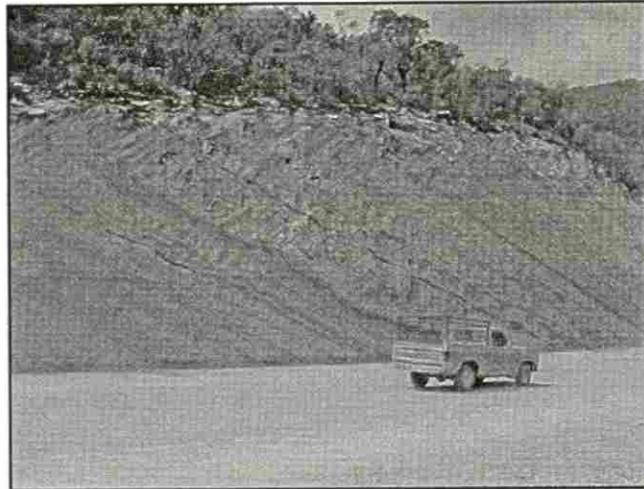


Fig. 2.8 Aspecto general de la Formación Olvido. Ubicación Km. 27+000.

de grano fino de color crema que intemperizan a rosado. En la parte media se observan una secuencia mas o menos rítmica de lutitas de colores verdes, amarillas y rosadas de 10 a 20 cm de espesor, areniscas de gran fino de color amarillo de 20 cm, margas de colores verdes y crema de 10 a 30 cm, y calizas de color crema con estratos en forma de "boudinage" de 40 cm de ancho. En la parte alta se nota una disminución de rocas clásticas, mientras que permanecen las calizas que muestran una transición hacia la Formación Zuloaga con un crecimiento gradual en la coloración gris oscuro y un grano más fino.

El análisis de lámina delgada a los bancos de calizas revelan que se tiene un mudstone con fragmentos de cuarzo angulares a subangulares zonalmente, con alto contenido de hierro. Los cristales de cuarzo forman microlaminaciones que se alterna con el componente micrítico. Se observan radiolarios, fragmentos de algas, espículas y conchas de ostrácodos. La fauna presente corresponde a *Crassicollaria brevis* (?) al parecer, ya que esta especie se encuentra muy recristalizada, dando una edad de Tithoniano Tardío.

En el área de estudio se midieron aproximadamente 150 m de espesor. Normalmente no es fácil de distinguir esta Formación en el área de estudio debido a que es susceptible a la erosión por su litología, casi por lo regular forma depresiones entre las calizas de Novillo y Zuloaga. El único lugar donde se pudo observar la secuencia completa fue en el corte de la carretera en el Km. 26+650. Algo que no se observó fue la presencia de yeso como se reporta en el trabajo que realizó Gorka (2002) en la parte sur del valle, donde aflora esta unidad a la cual él denominó Minas Viejas.

2.2.5 Formación Zuloaga

Es un paquete de calizas gris oscuro gruesas y masivas. La localidad tipo se encuentra en la Sierra Sombrerete al Norte de Melchor Ocampo en el Estado de Zacatecas, la cual fue descrita por Imlay (1938).

Consiste de calizas micríticas color gris claro con intercalaciones de 1 cm de arcillas color crema. La potencia de los estratos es de gruesa a masiva, desde 40 cm hasta 1.8 m de espesor (Fig. 2.9). Se observan estilolitas paralelas a la estratificación que muestran un color rojizo por alteración además de estructuras *cone in cone* en el contacto de los estratos. A la lupa se miran ooides, que fueron la clave para identificar esta unidad, de acuerdo al ambiente de depositación reconocido para esta Formación, el cual fue en aguas someras de alta energía.

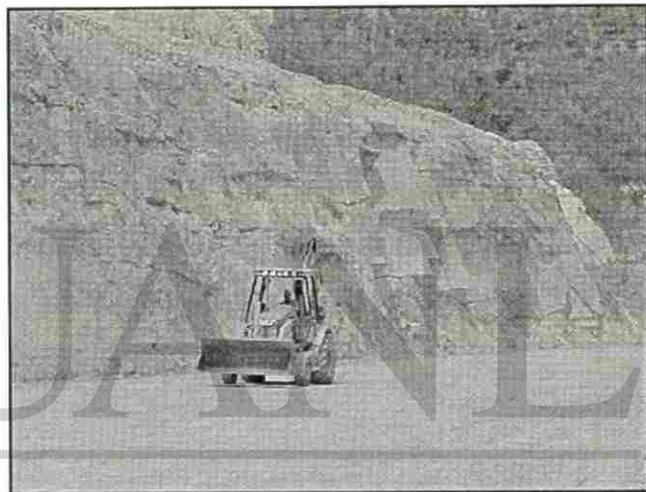


Fig. 2.9. Calizas masivas de la Formación Zuloaga. Km 26+890. Vista hacia el NW.

El análisis de lámina delgada indica que se tiene una pelmicrita con fragmentos de conchas de moluscos, algas, ostrácodos, con radiolarios y fragmentos de espículas; fragmentos de cuarzo subangulares a subredondeados. Se reconocieron forminíferos plactónicos: *Heterohelix* sp., *Calpionella alpina* (?) forma grande, la cual nos indica una edad de Tithoniano Tardío.

El buzamiento medido en la porción E indica $340^{\circ}/12^{\circ}$, mientras que en el corte carretero Km. 26+890 $266^{\circ}/36^{\circ}$ y en la parte W en el Cerro de las Cabras $254^{\circ}/18^{\circ}$. Afloran 50 m de esta unidad que sobreyace a la Fm. Olvido (Fig. 2.10) y subyace a la Fm. La Casita. El contacto con la Formación Olvido es transicional. La edad de esta Formación es Kimmeridgiano.



Fig. 2.10. Contacto transicional de las Formaciones Olvido y Zuloaga. Km 27+000. Vista hacia el SW.

2.2.6 Formación La Casita

Fue descrita por Imlay (1943), la localidad tipo se localiza en el Cañón de La Casita a 50 Km al SW de Saltillo, Coah. Consiste de una secuencia de calizas arenosas, calizas arcillosas, margas y lutitas carbonosas.

En el área de estudio está formada en su parte basal de calizas arenosas (Fig. 2.11) de grano fino a medio de color gris claro que intemperiza a gris oscuro, con pequeños nódulos de pedernal negro en estratos de 60 cm de espesor, algunas capas presentan un incremento en el diámetro de los fragmentos y en la cantidad de éstos, llegando al grado de tener la apariencia de un conglomerado, además de estar redondeados. La composición de los fragmentos principalmente es cuarzo aunque se observan líticos de composición carbonatada. Posteriormente se encuentran calizas arcillosas de color gris claro (Fig. 2.12) que intemperizan a crema con espesores de 10 a 40 cm que al quebrarlas despiden un olor fétido debido al contenido de materia orgánica, donde se observaron pelecípodos, amonites y braquiópodos. En forma intercalada se encuentran margas de color gris en

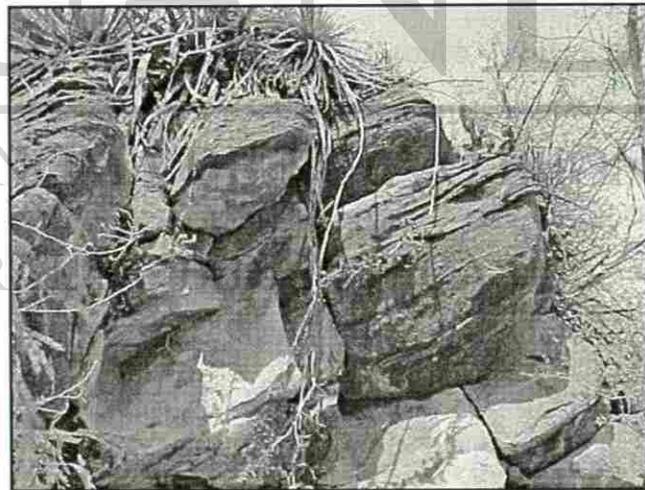


Fig. 2.11 Miembro basal de calizas arenosas de la Formación La Casita. Ubicación arroyo en el Km. 27+000.

capas de 20 cm y lutitas carbonosas de color negro con espesores de 30 a 40 cm. Esta alternancia se observa hasta el contacto con la Fm. Taraises.



Fig. 2.12. Miembro de alternancia de calizas, margas y lutitas carbonosas de la Formación La Casita. Ubicación en parte media del Cerro de las Cabras. Vista hacia el S.

El análisis de lámina delgada a las calizas basales, muestra una pelsparita con alto contenido de hierro y materia orgánica. Los bioclastos incluyen pelets, fragmentos de briozoos, de algas y conchas. La presencia de *Fabreina* sp. y *Crassicollaria brevis* sugiere una edad de Tithoniano Tardío.

Esta Formación presenta un buzamiento de $299^{\circ}/30^{\circ}$ al W del área de estudio. Presenta una distribución en el área de estudio hacia las partes altas del Valle de Huizachal, que normalmente se encuentran erosionadas ó con espesa vegetación. La secuencia se puede observar completa sobre el trazo carretero. El espesor medido en esta área fue de 70 m. De acuerdo a la fauna que presenta en ésta área, Carrillo – Bravo (1961) le asignó una edad de Kimmeridgiano – Tithoniano.

CRETACICO

2.2.7 Formación Taraises

Definida por Imlay (1936) en la parte occidental de la Sierra de Parras donde se ubica la localidad tipo. Varios autores han estudiado esta Formación buscando como objetivo marcar el límite Jurásico – Cretácico (ej., Adatte *et al*, 1994).

En la parte basal se marcó como contacto inferior entre La Casita a la primera aparición de estratos carbonatados con espesores medianos. Esta base consiste de una caliza de color gris oscuro que intemperiza gris claro, en estratos medianos de 30 – 50 cm de espesor (Fig. 2.13), que intercalan con lutitas de color gris oscuro con espesores de 10 – 20 cm. Se encontraron en estos estratos escasos belemnites con algunas huellas de amonites. Suprayaciendo se encuentran calizas de color

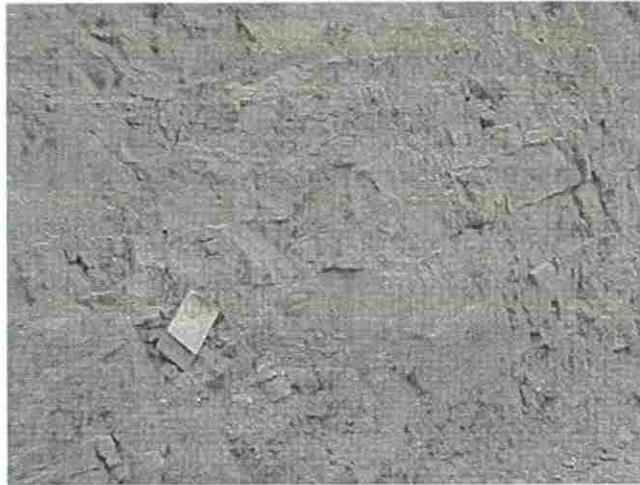


Fig. 2.13 Calizas arcillosas de la Formación Taraises. Km. 28+200. Vista hacia el NE.

gris que intemperizan a gris claro, de espesores entre 40 – 60 cm con algunas intercalaciones de arcilla, con amonites de tamaños de entre 20 – 30 cm de diámetro.

El contacto litológico con la Formación La Casita es abrupto pero concordante. Esta distribuida en las partes medias de las montañas que rodean al valle y se va recostando hasta converger en el cañón que se ubica al Norte del área de estudio. En la parte basal los echados son suaves con una dirección de estratificación de $308^{\circ}/08^{\circ}$ en el trazo carretero, que se incrementa hasta llegar a la parte alta de la Formación a $226^{\circ}/30^{\circ}$ haciéndose las capas más inclinadas hacia el NW. Al W en el Cerro de las Cabras los estratos buzcan en una dirección $249^{\circ}/17^{\circ}$ mientras que en la parte E se tienen buzamientos de $010^{\circ}/15^{\circ}$. El espesor medido de esta Formación es de 100 m. Se le ha asignado una edad de Valangiano – Hauteriviano (Carrillo – Bravo, 1961).

2.2.8 Formación Tamaulipas Inferior

Originalmente denominadas como Calizas Tamaulipas por Stephenson (1921) (en Muir, 1936), a la secuencia que aflora en un flanco del anticlinorio de la Sierra de Tamaulipas, proponiéndose como localidad tipo en el trabajo que realizó Muir (1936). Posteriormente dividió la Caliza Tamaulipas en las Formaciones Tamaulipas Inferior y Tamaulipas Superior separadas por el Horizonte Otates, el cual fue ascendido al rango de formación por Humphrey y Díaz (1956).

Es una secuencia homogénea de calizas de color gris que a la intemperie muestran un color gris azulado ó crema. Los estratos son muy fáciles de reconocer por el espesor masivo que los caracteriza, siendo desde unos decímetros hasta casi 2.5 m (Fig. 2.14). Intercalados se pueden observar horizontes arcillosos con espesor de unos cuantos centímetros ó también calcita cristalizada de color blanco. Cerca del contacto con la Formación Otates se observan algunas concreciones redondeadas con diámetros de 30 cm de composición calcárea. Paralelo a los planos de estratificación se observan estilolitas al igual que nódulos de pedernal de forma lenticular de color beige y en ocasiones negro. El contacto con la Formación Taraises es transicional pero no se distingue con exactitud este límite por la homogeneidad de la litología. Para el levantamiento se marcó la primera aparición de horizontes masivos calcáreos.

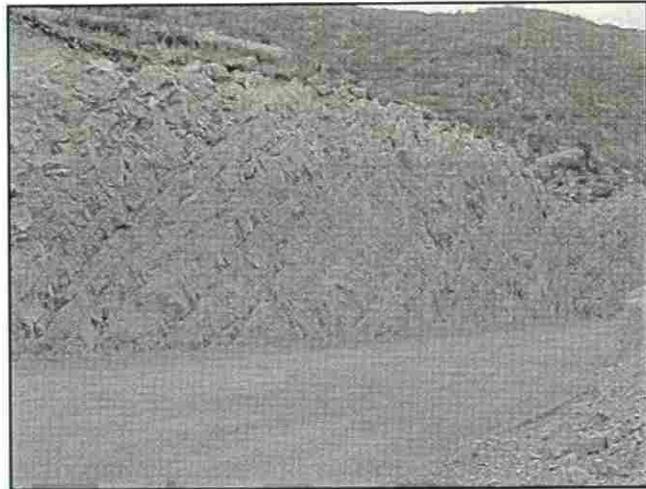


Fig. 2.14 Calizas masivas de la Formación Tamaulipas Inferior. Km 28+850. Vista hacia el NE.

Aflora en las partes altas de las montañas que rodean al valle encajonándose en el cañón de la parte Norte, formando escalonamientos. El buzamiento en el corte carretero es de $299^{\circ}/24^{\circ}$ en la parte baja, mientras que en la parte media de la Formación que aflora en el cadenamiento 29+000 la dirección es de $315^{\circ}/30^{\circ}$ debido a un escarpe que se tiene en la parte superior del cerro. En la parte E el buzamiento es de $034^{\circ}/20^{\circ}$. El espesor de esta Formación es de 300 m. Corresponde a una edad de Barremiano – Aptiano (Carrillo – Bravo, 1961).

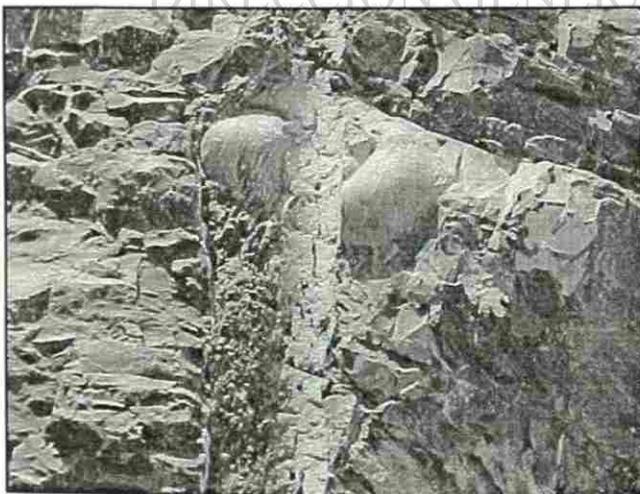


Fig. 2.15 Concreciones redondeadas de composición calcárea de la Formación Tamaulipas Inferior.

2.2.9 Formación Otates

Se denomina así a una secuencia de calizas arcillosas, lutitas carbonosas y margas que aflora como localidad tipo en el Cañón de Otates en el flanco W de la Sierra de Tamaulipas, definida por Humphrey y Díaz, (1956). Existe una discrepancia entre si la forma de denominar a esta unidad como Formación es la correcta (ej. Carrillo – Bravo, 1961), ya que en algunos trabajos se menciona sólo como Horizonte, mientras que otros autores (ej. Gamper, 1977) sugieren agrupar a Tamaulipas Inferior, Otates y Tamaulipas Superior como una sola Formación. que a vista del autor de este trabajo corresponde a una formación geológica porque tiene un ambiente de depositación diferente a las Formaciones contiguas.

Esta formada por calizas arcillosas de color gris oscuro con espesores de 10 a 30 cm con intercalaciones de lutitas y arcillas (Fig.2.16). Contiene abundantes amonites bien preservados de tamaños de 3 a 5 cm. El espesor medido es de 20 m. teniendo un buzamiento de $249^{\circ}/40^{\circ}$ en el trazo carretero. Se distribuye alrededor del valle fácilmente reconocible por la espesa vegetación por la cual en la mayoría del afloramiento esta cubierta ó erosionada. Se le asigna una edad de Aptiano, (Carrillo – Bravo, 1961).

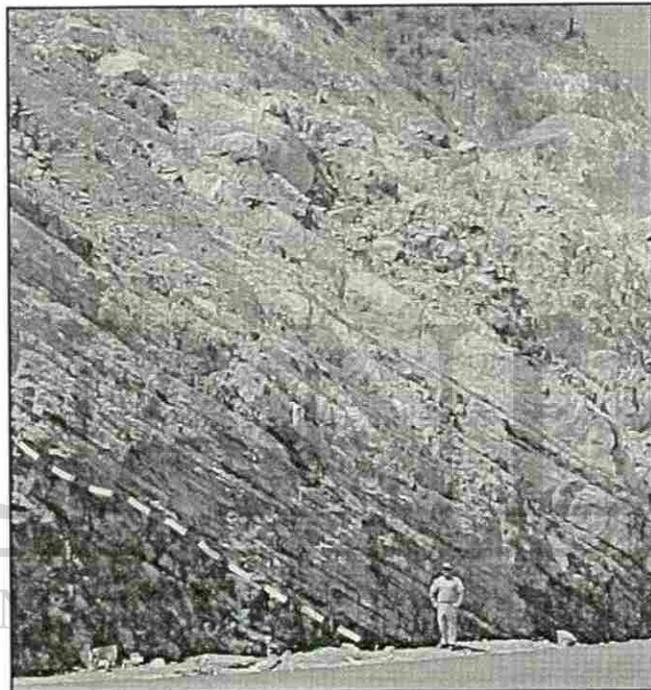


Fig. 2.16 Formación Otates. Nótese el contraste litológico entre la Formación Tamaulipas Inferior subyacente. La línea punteada marca el contacto litológico. Km. 29+450. Vista hacia el SW.

2.2.10 Formación Tamaulipas Superior

Denominada así por la división que surgió por el reconocimiento de la Formación Otates en la Sierra de Tamaulipas.

En el área de estudio consiste de una secuencia muy homogénea de calizas color gris que intemperizan de gris claro a crema (Fig. 2.17). Las capas tienen espesores de entre 50 cm hasta 1.5 m. Intercalan capas de 1 cm de arcillas, calcita cristalizada de color blanco además de horizontes con pedernal negro. También se observan estilolitas paralelas a la estratificación al igual que nódulos de pedernal.

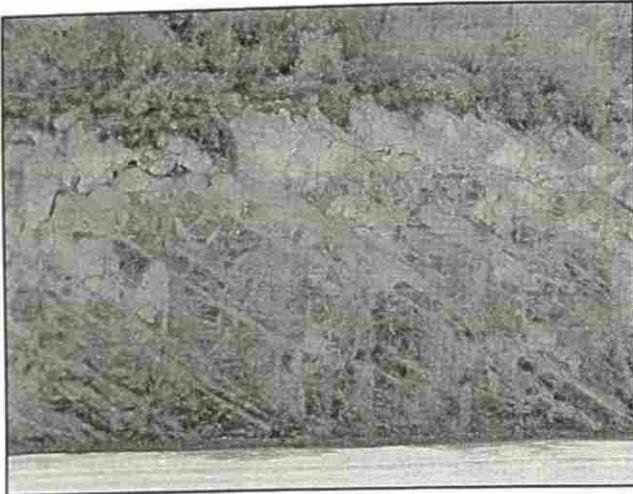


Fig. 2.17 Calizas masivas de la Formación Tamaulipas Superior. Km 30+000. Vista hacia el S.

Muestra una dirección de buzamiento preferencial hacia el SW – W de $266^{\circ}/43^{\circ}$, correspondiendo a un flanco del anticlinal del Huizachal, lugar donde se encuentra distribuida. Además de que se tiene un plegamiento pequeño en esta porción, formando un monoclin. El espesor medido fue de 200 m. Corresponde a una edad Aptiano – Albiano.

2.2.11 Formación Cuesta del Cura

Fue definida por Imlay (1936) en la Sierra de Parras. Corresponde al miembro superior de la formación Tamaulipas Superior que Carrillo – Bravo (1961) mencionó en su publicación, descartada esta idea posteriormente por otros autores (ej. Gamper, 1977).

En el área de estudio consiste de una alternancia de caliza de color gris oscuro que intemperiza a gris claro con espesores de entre 30 – 50 cm con capas delgadas de margas de color gris. Intercalados entre éstos se encuentran lentes y horizontes de pedernal negro muy abundantes. Una característica de esta Formación que ayuda a identificarla en campo es que presenta una estratificación ondulada (Fig. 2.18). En la parte superior de la secuencia se pueden observar algunos estratos masivos que no presentan ondulación. El contacto inferior con la Formación subyacente es transicional marcándose como límite la aparición de estratos medianos con pedernal.

La edad de determinada de esta Formación es de Cenomaniano (Humphrey, 1949). Se distribuye en el flanco W del anticlinal del Huizachal teniendo un buzamiento preferencial de $264^{\circ}/41^{\circ}$. El espesor medido es de aproximadamente 120 m.

2.2.12 Formación Agua Nueva

Fue descrita primeramente por Stephenson (1921), e Imlay (1936) definió como localidad tipo al Cañón de Agua Nueva en la Sierra de Parras. Sobreyace concordantemente a la Formación Cuesta del Cura y es sobreyacida por la Formación San Felipe.

En el área de estudio se puede observar como una alternancia mas o menos rítmica de calizas de color gris oscuro a negro de espesor medio de mas o menos 40 cm, intercalada por lutitas laminares de color negro a gris de casi el mismo grosor que el de las calizas y margas de color grisáceo (Fig. 2.19). También se observan escasos nódulos de pedernal.

Tiene un buzamiento preferencial hacia el W medido en el trazo carretero el cual es de $264^{\circ}/40^{\circ}$, aflorando en flanco del anticlinal. El espesor medido es de 80 m. Su edad ha sido asignada como Turoniano (Padilla y Sánchez, 1985).

2.2.13 Formación San Felipe

Fue definida por Muir (1936), como una sección incompleta de calizas margosas laminadas y lutitas de color gris que intemperiza a pardo, que se encuentran expuestas al W del rancho San Felipe, a 4 Km al E de Cd. Valles S.L.P. Sobreyace a la Formación Agua Nueva y subyace a las lutitas Méndez.

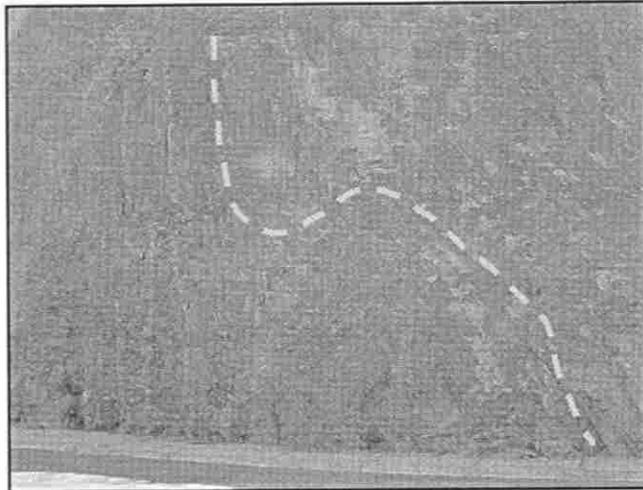


Fig. 2.18 Aspecto general de la Formación Cuesta del Cura. Nótese el bandeamiento característico de ésta marcado por la línea punteada. Vista hacia el S.

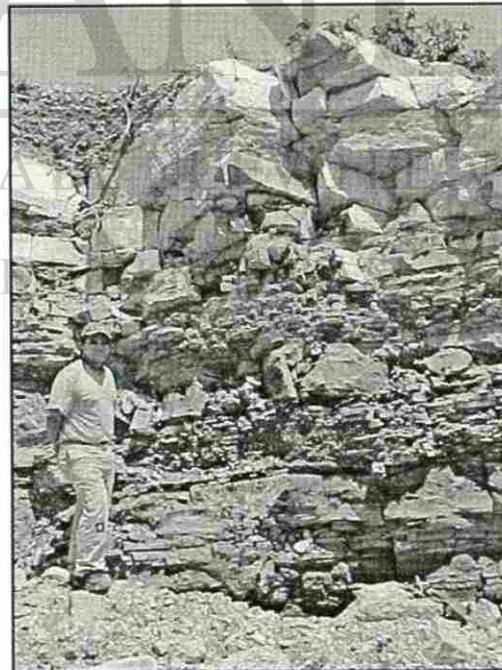


Fig. 2.19. Alternancia de calizas con lutitas laminares y margas de la Formación Agua Nueva. Vista hacia el NE.

Aflora una secuencia de caliza arcillosa color gris que intemperiza a crema, alternando con lutitas y margas (Fig. 2.20). Los espesores contrastan con la formación subyacente siendo de alrededor de 30 cm de espesor. Algunas capas presentan bioturbación. Se observan abundantes capas de bentonita de color verde que contrastan con los colores de las calizas. Aproximadamente a 5 m del contacto con Agua Nueva aflora un banco de brecha con clastos angulares a subredondeados mal clasificados de composición calcárea de diversas composiciones, con algunos trazos de cuarzo y óxidos, inmersos en una matriz calcárea (Fig. 2.21). La parte basal de la Formación es más carbonatada mientras que la alta es más arcillosa. En las fracturas se aprecia rellenos de calcita.

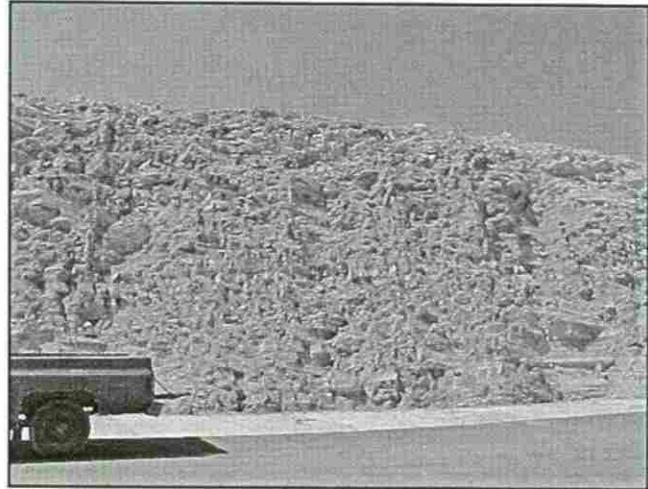


Fig. 2.20 Calizas arcillosas, margas y lutitas de la Formación San Felipe. Km 31+300. Vista hacia el N.

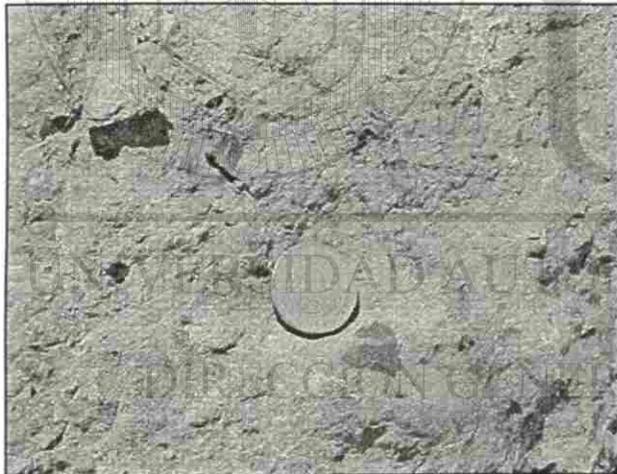


Fig. 2.21 Brecha de la Formación San Felipe. Moneda como referencia.

El buzamiento preferencial es de $261^{\circ}/61^{\circ}$, distribuyéndose a lo largo de este flanco del anticlinal. La sección medida de acuerdo a la Carta Geológica – Estructural es de aproximadamente 70 m. Se le ha asignado una edad de Turoniano – Santoniano (Padilla y Sánchez, 1985).

2.2.14 Formación Méndez

Esta formada por lutitas y margas de color gris y gris verdoso que intemperizan a amarillo (Fig. 2.22). Se pueden apreciar espesores que varían desde unos cuantos centímetros hasta 1 m. Tienen una fractura tipo concoidea. Morfológicamente forma mesetas en el área de estudio que contrastan con la planicie del Valle de Jaumave, que están distribuidas en la parte baja de las montañas que forman el flanco W del anticlinal. El espesor no se pudo medir ya que no se observa el contacto superior por estar cubierto por sedimentos del cuaternario. La edad correspondiente a dicha Formación es de Campaniano – Maastrichtiano.

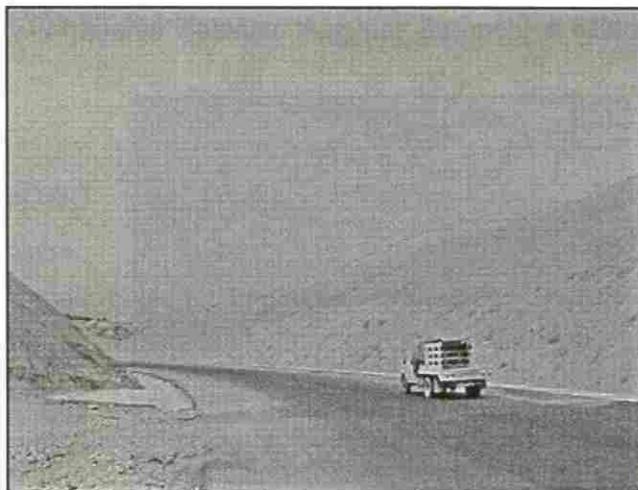


Fig. 2.22 Lutitas y margas de la formación Méndez, en ambos taludes. Km. 34+000, Vista hacia el W.

CUATERNARIO

Se denominó como unidades de edad cuaternaria, a materiales compuestos por fragmentos de composición heterogénea y tamaño en diferentes proporciones. Se clasificaron en dos tipos de acuerdo a su estructura: coluviones y aluviones. Su depositación se realizó por efectos de intemperismo sobre las rocas aflorantes, que de acuerdo a la magnitud de la transportación, al sistema pluvial y escurrimientos, determinaron la composición y tamaño de estos materiales. Podemos resumir que el aluvión se encuentra depositado en las depresiones topográficas y afluentes de ríos, y el coluvión como depósitos de ladera.

2.2.15 Coluvión

En el cadenamamiento 27+400 del corte carretero donde se ubica el túnel falso, se reconoció un coluvión con fragmentos angulosos y subangulosos de tamaño muy variado que van desde unos centímetros hasta casi un metro de diámetro (Fig. 2.23). La composición es de rocas carbonatadas, inmersas en una matriz arcillo – arenosa de color blanco y amarillo pobremente cementada. En la

parte N del túnel se aprecia que descansa sobre la Formación Zuloaga. Algunos fragmentos calcarenosos contienen amonites.

En la región W, a partir del cadenamamiento 33+000 aflora un coluvión con clastos subredondeados y redondeados con diámetros que van desde 0.5 cm hasta 50 cm, inmersos en una matriz arcillosa de color blanco cementada (Fig. 2.24). La composición de los líticos es principalmente caliza de color gris oscuro, también se encuentran lutitas al parecer de la Formación Méndez y rocas ígneas. Está distribuido en las faldas de las montañas, cubriendo a las Formaciones San Felipe y Méndez, rellenando depresiones.

2.2.16 Aluvión

Se denomina aluvión al conjunto de materiales formado por fragmentos de roca de tamaños variables, redondeados y subredondeados que han sufrido transportación. Tiene una composición principalmente de calizas y otras variedades de rocas. Este se encuentra ubicado en la parte W del área de estudio, cubriendo a la Formación Méndez en el Valle de Jaumave formado por la estructura sinclinal que acompaña a los arqueamientos antes descritos. También se puede encontrar en el lecho del río Juan Capitán al igual de en los cauces de los arroyos menores que cruzan el Valle de Huizachal.



Fig. 2.23 Coluvión ubicado en la parte superior del túnel falso.



Fig. 2.24. Coluvión arcilloso ubicado en Km. 33+000.

2.3 Geología Estructural

De acuerdo a la interpretación de los datos estructurales levantados en el área de estudio, se observan dos sistemas de orientación preferencial de la estratificación de $335^{\circ}/12^{\circ}$ y por otra parte $254^{\circ}/23^{\circ}$ (Fig. 2.25); se deduce que la sección estudiada corresponde a un anticlinal que su plano axial tiene un rumbo de 316° con una inmersión de 11° . Los círculos máximos representan los flancos de dicha estructura, obteniéndose como eje del pliegue el punto donde se interceptan. Este punto representa la línea de rumbo del pliegue con su respectiva inmersión con respecto a la horizontal. La ubicación del punto de convergencia se ubica aproximadamente en el Km 29+000 referido a la Carta Geológica – Estructural anexada.

En el núcleo de este anticlinal aflora la Formación Huizachal con echados suaves de 12° a 17° paralelo a los flancos de la estructura principal. Intrusionando a esta Formación en la parte central se encuentra una masa ígnea que presenta plegamiento, al igual que una serie de diques circundantes a éste. Existe metamorfismo de contacto en las partes donde afloran los intrusivos. Al parecer este evento volcánico fue anterior a la depositación de la formación suprayacente ya que no se aprecia intrusiones en ésta. En el Km 25+540 se observan una serie de fallas normales con rumbo NW – SE que afectan sólo a esta unidad, con desplazamiento de unos cuantos metros (Fig. 2.26).

El contacto con la Formación La Joya es mediante una discordancia angular de 12° . Este basculamiento pudo haber sido por una subsidencia de los sedimentos anteriores que propició el cambio del ángulo de depositación. En la parte NE de la región estudiada en el Cerro El Fraile, se tiene una morfología marcada por escarpes formados por un movimiento rotacional en forma antitética mostrada por la posición estructural de los estratos deslizados. Esto se identifica por la exposición de un buzamiento contrario al de la estructura por parte de las capas. También se observan estructuras de deslizamiento dentro de la Formación Tamaulipas Inferior en el Km.

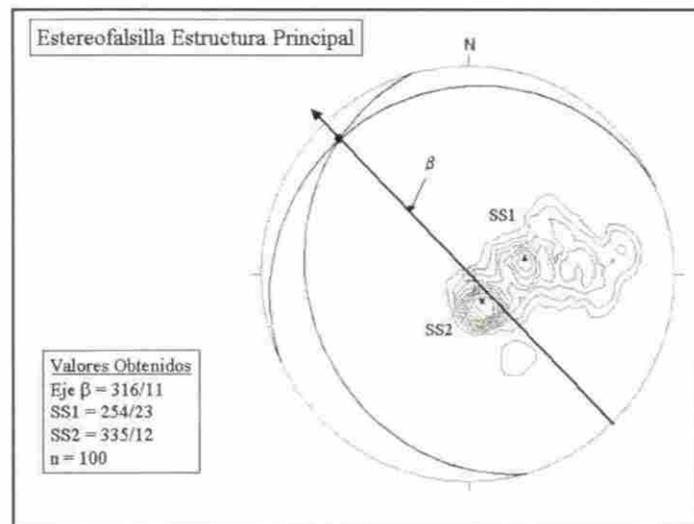


Fig. 2.25 Estereofalsilla con datos estructurales (rumbo/echado) que presenta la estratificación de todas las formaciones del área de estudio.

29+000, con un movimiento sintético, dentro de la zona donde converge la inmersión del anticlinal. Caso contrario en la parte alta del Km. 30+000 donde tenemos un movimiento antitético que forma escalonamientos en el relieve. En la Formación Tamaulipas Superior se observa una falla inversa con rumbo N – S al igual que un plegamiento (Fig. 2.27).

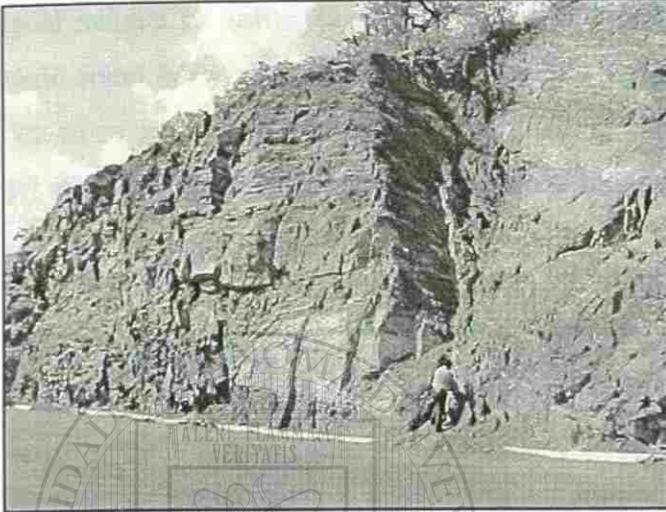


Fig. 2.26 Fallamiento normal de la Formación Huizachal. Vista hacia el SE.

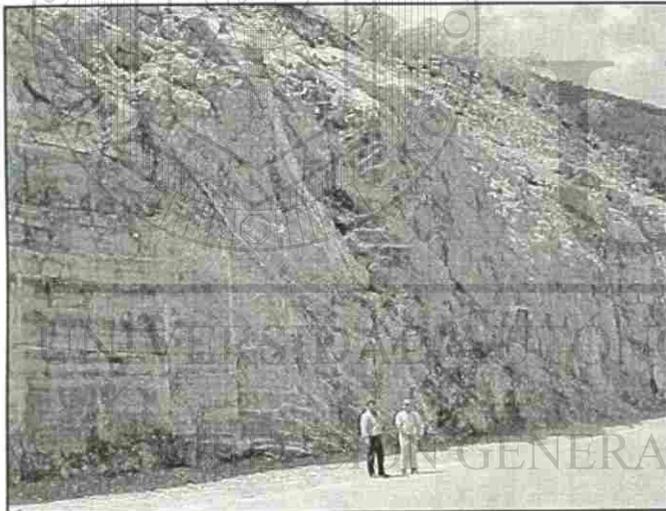


Fig. 2.27 Fallamiento inverso dentro de la Formación Tamaulipas Superior. Vista hacia el S.

Dentro de la Formación Cuesta del Cura se observa una serie de fallamientos tipo vertical con desplazamiento de pocos metros. El rumbo de las fallas es en dirección S – N paralelo a los flancos del anticlinal. Esto puede ser explicable por la posición en que se encuentra con respecto a la estructura principal.

2.3.1 Descripción del Fracturamiento

Durante la cartografía se ubicaron 6 sitios que presentan interés para los objetivos de este trabajo de tesis. En la recolección de los datos estructurales se utilizó la brújula tipo Clar, siendo este el criterio para representar numéricamente la dirección del echado y el echado en este trabajo. De igual manera se utilizó el modelo de clasificación de fracturas de acuerdo a Hancock (1985). Se tomó como base para clasificar los diferentes tipos de diaclasas el eje del pliegue, para lo cual se obtuvo su orientación e inmersión de acuerdo al criterio del párrafo correspondiente a la descripción del mismo, es decir, las fracturas están referidas a la estructura anticlinal que domina al área.

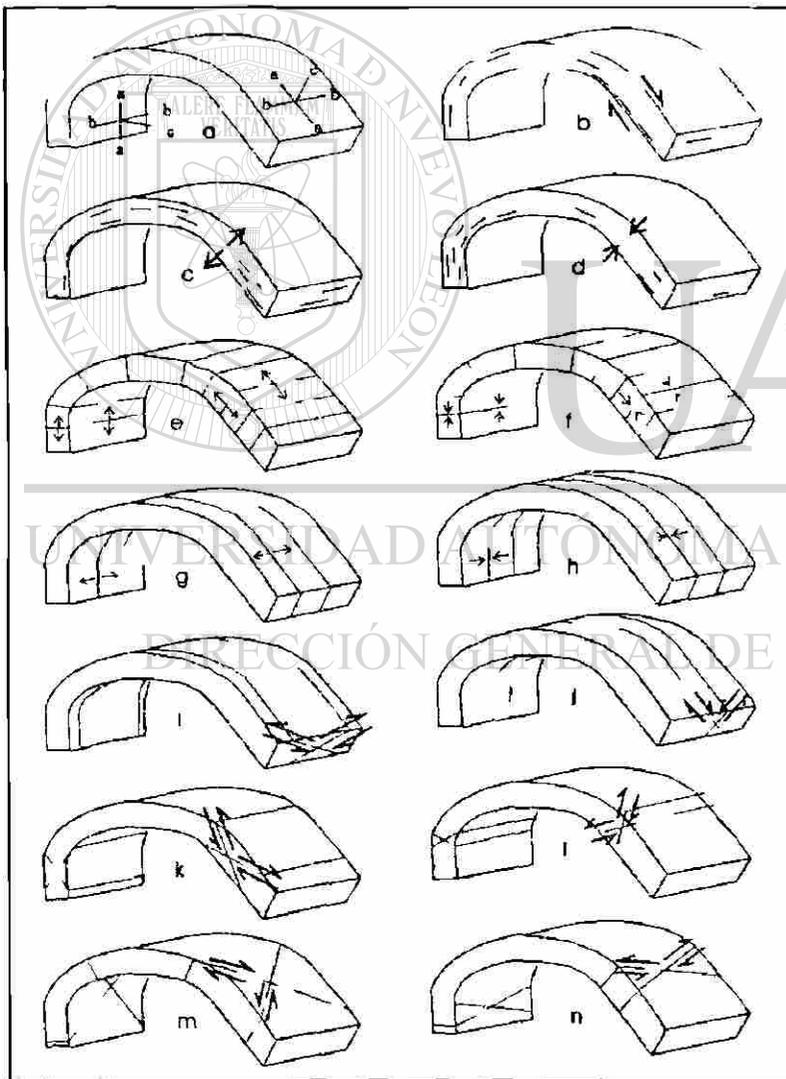
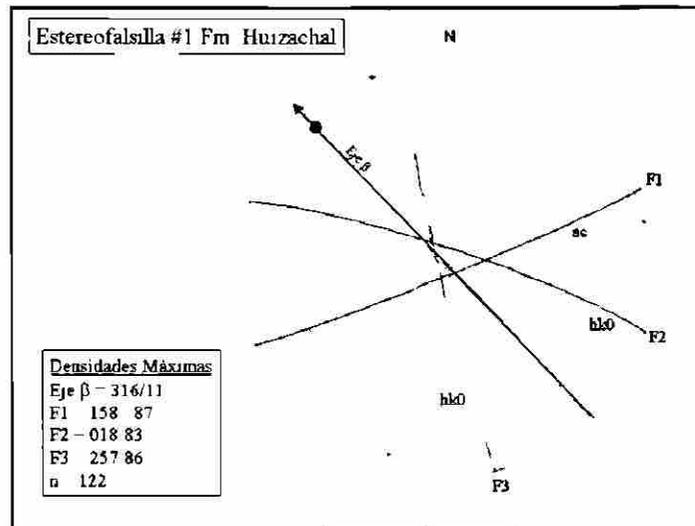


Fig. 2.28 Clasificación de fracturas de acuerdo a Hancock (1985). a) definición de la orientación de la fábrica; b) fracturas de cizalla en a-b; c) fracturas de extensión en a-b; d) estilolitas en a-b; e) fracturas de extensión en b-c; f) estilolitas en b-c; g) fracturas de extensión en a-c; h) estilolitas en a-c; i) fracturas conjugadas $0kl$ formando un ángulo agudo respecto al eje b; j) fracturas conjugadas $0kl$ formando un ángulo agudo respecto al eje c; k) fracturas conjugadas $h0l$ formando un ángulo agudo respecto al eje a; l) fracturas conjugadas $h0l$ formando un ángulo agudo respecto al eje c; m) fracturas conjugadas $hk0$ formando un ángulo agudo respecto al eje a; n) fracturas conjugadas $hk0$ formando un ángulo agudo respecto al eje b.

2.3.2 Afloramiento #1

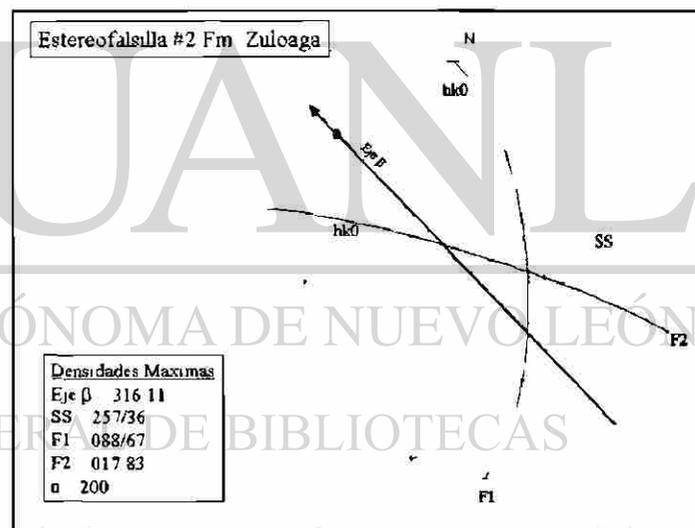
Ubicado en la Formación Huizachal. El número de datos levantados es de 122. El diagrama de densidades muestra tres tipos preferenciales de orientación: el grupo F1= $158^{\circ} 87^{\circ}$, F2 $018^{\circ} 83^{\circ}$, F3= $257^{\circ} 86^{\circ}$. La geometría de las fracturas permite clasificar al sistema de diaclasas F1 en tipo *ac*, la cual tiene un rumbo casi perpendicular al eje *b*



además de un echado vertical; las familias F2 y F3 muestran un ángulo agudo con respecto al eje *b* y sus planos son paralelos al eje *c*, lo cual definimos como un fracturamiento tipo *hk0*.

2.3.3 Afloramiento #2

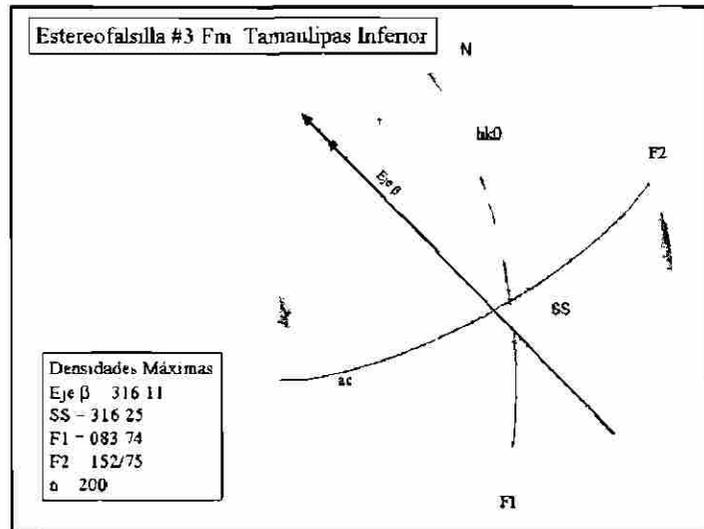
Se ubica dentro de la Formación Zuloaga. Para la representación estereográfica se tomaron 200 datos, que al hacer el diagrama de densidades muestra dos familias de fracturas con valores máximos de orientación F1 = $088^{\circ} 67^{\circ}$ y F2 = $017^{\circ} 83^{\circ}$. Ambas muestran un ángulo agudo con respecto al eje *b* y sus planos son paralelos con el eje *c*, lo cual indica que son del tipo *hk0* siendo conjugadas una de otra.



2.3.4 Afloramiento #3

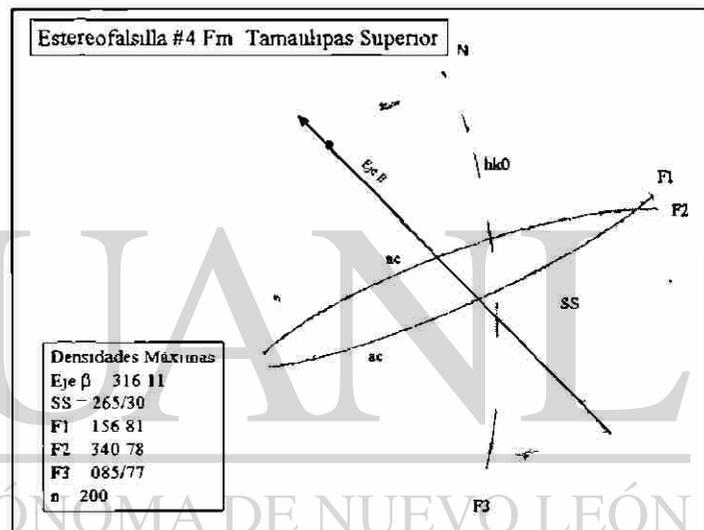
Se encuentra en la Formación Tamaulipas Inferior, en el punto de convergencia de los flancos del anticlinal. La población de los datos es de 200. Al hacer el diagrama de densidades se obtuvieron los valores máximos de las orientaciones preferenciales de los grupos de fracturas, dándose

resultados de $F1 = 083^\circ 74'$ y $F2 = 152^\circ 75'$. La primera familia $F1$ tiene una posición respecto al eje b en ángulo agudo que nos indica una orientación tipo $hk0$. La segunda $F2$ muestra un ángulo agudo con el eje del pliegue siendo su plano perpendicular al eje c , que se clasificó como tipo ac .



2.3.5 Afloramiento #4

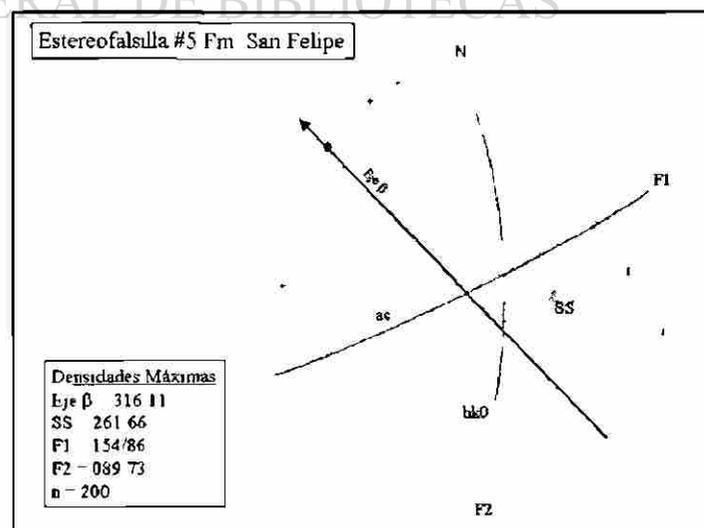
Se ubica en la Formación Tamaulipas Superior. El total de los datos obtenidos en campo es de 200. Las densidades máximas nos indican un agrupamiento de tres familias con orientaciones preferenciales de $F1 = 156^\circ 83'$, $F2 = 340^\circ 78'$, $F3 = 085^\circ 77'$ Y $SS = 265^\circ 30'$. $F1$ y $F2$ son perpendiculares el eje del pliegue que se clasificaron como tipo ac . $F3$ forma un



ángulo agudo con el mismo eje y su plano es paralelo al eje c que interpretamos como tipo $hk0$.

2.3.6 Afloramiento #5

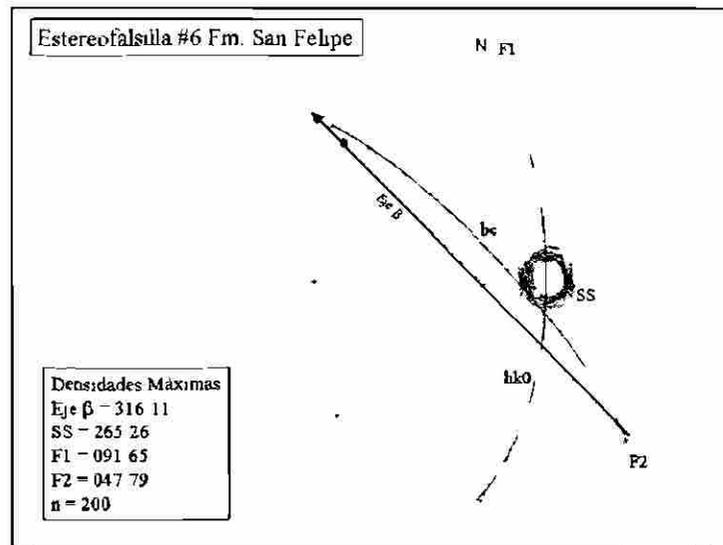
Se ubica en la Formación San Felipe, en el flanco W del anticlinal. Con una población de 200 datos para hacer la representación del diagrama de densidades, se obtuvieron los valores máximos de dos familias, con orientaciones preferenciales de $F1 =$



154 86° y $F2 = 089^\circ 73'$. $F1$ tiene una posición perpendicular al eje del pliegue, clasificándola en tipo *ac*; mientras que $F2$ es oblicua al eje *b* formando un ángulo agudo y muestra paralelismo con el eje *c*, indicando que es tipo *hk0*.

2.3.7 Afloramiento #6

Se ubica en el flanco W de la estructura principal, dentro de la estructura principal, dentro de la Formación San Felipe. El número de datos muestreados dan un total de 200. De acuerdo al diagrama de densidades se tienen dos grupos de fracturas con orientaciones preferenciales de $F1 = 091^\circ 65'$ y $F2 = 047^\circ 79'$. $F2$ presenta un rumbo paralelo al eje del pliegue indicando una orientación tipo *bc* ya que



sus planos son paralelos a los ejes *b* y *c* respectivamente. El rumbo de $F1$ forma un ángulo agudo con el eje y su plano se orienta en forma paralela al eje *c*, que podemos clasificar como tipo *hk0*.

De acuerdo a las posiciones geométricas de las fracturas mostradas en las estereofalsillas, dentro del área de estudio, se tiene un fracturamiento *hk0*, dado que todos los diagramas presentan este tipo de fracturamiento con orientaciones similares. Este diaclasamiento es producido por esfuerzos de cizallamiento originados por el campo de esfuerzos que prevaleció durante la Orogenia Laramide, al momento de formar el plegamiento, teniendo valores de σ_1 en posición horizontal perpendicular al eje del pliegue. Este tipo de fracturas se desarrollaron después del inicio del plegamiento. También se tiene fracturamiento tipo *ac* con rumbo preferencial SW – NE, desarrollado en la dirección del esfuerzo principal σ_1 en posición horizontal perpendicular al eje del pliegue.

3. ANÁLISIS CINEMÁTICO

3.1 Introducción

En el análisis de macizos rocosos, los cuales presentan sistemas de fracturamiento, se puede decir que están formados por “bloques” de roca delimitados por un sistema tridimensional de planos de discontinuidad. Se entiende por *discontinuidad* a todas aquellas estructuras (fallas, fracturas, diaclasas, estratificación, foliación, etc.), que forman dichos planos, los que comúnmente se conoce como *fábrica estructural* del macizo rocoso. Normalmente este tipo de discontinuidades son producto del tectonismo a la que fue sujeta la roca en un estado inicial de esfuerzos. Dependiendo de la orientación de éstos se tiene un patrón de fracturamiento que delimitará los bloques en cuestión.

Analizar la estabilidad de un talud realizado en macizos rocosos fracturados, es parte de dos procesos. El primero es analizar la fábrica estructural del corte realizado para determinar si la orientación de las discontinuidades podría resultar en inestabilidad del talud bajo consideración, a lo cual conocemos como *orientación desfavorable* de éste con respecto a las discontinuidades. Esta determinación es realizada por medio del análisis estereográfico de la fábrica estructural que se denomina **Análisis Cinemático** (Piteau y Peckover, 1978). Ya que ha sido determinada la cinemática en la cual se tiene posibilidad de falla del talud, el segundo paso requiere un análisis de estabilidad por el método de *Equilibrio Límite* para comparar las fuerzas resistentes a la falla contra las fuerzas causantes de la falla del talud. El rango entre estos dos sistemas de fuerzas se denomina como **Factor de Seguridad FS**. En este capítulo solo se tratará el aspecto relacionado con la cinemática, y en otro capítulo posterior el análisis de equilibrio límite.

Para poder realizar el análisis tridimensional de las familias de discontinuidades, se necesita hacer este tipo de proyección en un plano bidimensional. Para tal efecto existen dos tipos de proyecciones esféricas: una es la red estereográfica de *Lambert* o *Schmidt*, y la otra es la proyección de *Wulff*. Diversos autores dentro de la Ingeniería Geológica (Goodman, 1976; Hoek y Brown, 1980; John, 1962; Piteau y Peckover, 1978) han aplicado ambas técnicas las cuales son del todo idénticas y no hay ninguna dificultad para utilizar un sistema u otro. La única limitación que existe es que al iniciar el análisis con un sistema u otro, éste deberá continuarse empleando hasta el término del proyecto (Hoek y Brown, 1980). Como convención en este trabajo de tesis se empleará la proyección estereográfica de *Lambert* o *Schmidt*.

Existen varias metodologías para analizar cinemáticamente al talud, entre ellas podemos citar la de los autores John (1968) y Panet (1969). En este trabajo se utilizará el método propuesto por Markland (1972) debido a la simplicidad de su manejo e interpretación.

3.1.1 Círculo de Fricción.

Dado que el deslizamiento de bloques se realizará dentro de los planos de discontinuidad, existen fuerzas de fricción que se oponen al movimiento. Estas fuerzas son consecuencia de la adhesión de una superficie a la otra y por la trabazón de las irregularidades en las superficies en roca. Siempre que una superficie se desliza sobre otra, la fuerza de rozamiento ejercida por cada bloque sobre el otro es paralela o tangente a las dos superficies. Es importante notar que estas fuerzas no sólo existen cuando ocurre un movimiento relativo, sino que también están presentes cuando un bloque tiende a deslizarse sobre otro, (Tippens, 1988). Si se colocan dos bloques de roca dentro de un plano horizontal se tiene una resistencia al roce de valor 0, al inclinarse dichos bloques al momento se ejercerá una resistencia al deslizamiento debido a la *fricción* entre las superficies en roce contra la tendencia al mismo producidas por el peso del bloque, conforme aumenta la inclinación del plano llegará un momento en que las fuerzas que inducen al deslizamiento serán mayores que las que se oponen y se producirá el movimiento del bloque, al ángulo máximo antes de que se induzca dicho efecto se le conoce como *ángulo de fricción* (ϕ) (Fig. 3.1).

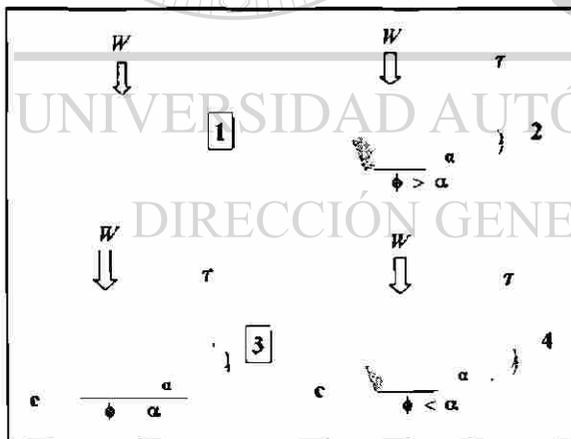


Fig. 3.1 Representación gráfica del ángulo de fricción.

1) Se tiene un bloque sobre otro, 2) éstos se inclinan a cierto ángulo α siendo menor al ángulo de fricción ϕ lo cual no induce al deslizamiento, 3) conforme se va aumentando la inclinación actúa la cohesión c oponiéndose a la fuerza de movimiento producido por el peso W del bloque superior, 4) cuando α es mayor que ϕ se produce el deslizamiento del bloque superior. La fuerza de deslizamiento es representada por τ .

El concepto de cono de fricción dado por Talobre (1957), es usado para representar o determinar el ángulo entre una línea dada la dirección de una fuerza y una línea normal al plano. Combinada con el ángulo de fricción a través del plano, esta aproximación puede ser usada para evaluar gráficamente la posibilidad de deslizamiento a lo largo del plano bajo una carga activa en cualquier dirección. En el análisis estereográfico de Markland (1972) este cono se representa

mediante un círculo que se proyecta en la red estereográfica midiendo su ángulo a partir del extremo de la estereofalsilla hacia el centro del talud, dándose la definición de que aquellos planos ó líneas que se encuentran dentro del área comprendida entre dicho círculo y el extremo se encontrarán estructuralmente estables. (Fig. 3.2). La diferencia entre emplear el cono de fricción de Talobre y el círculo de fricción radica en que en el primero la representación del ángulo de fricción es mediante la normal del plano en la cual se tendrá estabilidad del bloque y esto se proyecta por medio de polos hacia el derredor del polo del círculo máximo del talud creando una elipse o envolvente, en el segundo se ubican planos y líneas que queden comprendidos dentro del área antes mencionada.

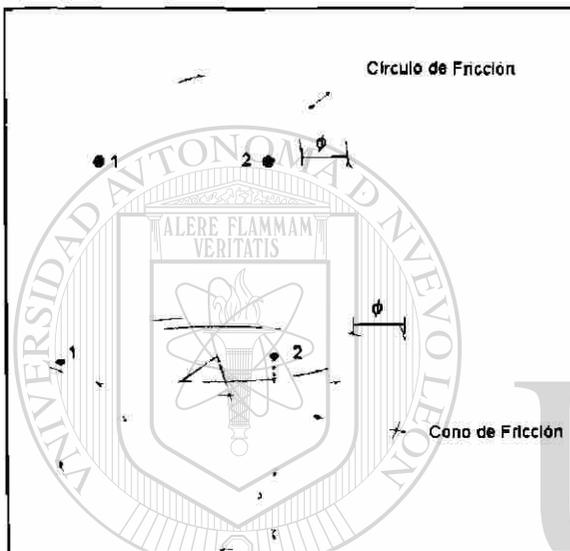


Fig. 3.2 Representación estereográfica del cono de fricción. El ángulo de fricción ϕ delimitado por la proyección del cono en el hemisferio. El punto 1 se encuentra dentro del círculo de fricción lo cual indica que se encontrará cinemáticamente estable guardando una inclinación menor a ϕ ; el punto 2 siendo más inclinado, su proyección en el hemisferio se encuentra fuera del círculo lo cual crearía condiciones de inestabilidad. Estas líneas se podrían atribuir a intersecciones de planos por ejemplo.

2.2 Tipos de Mecanismos de Falla en Taludes y su Análisis Cinemático

Definimos como Mecanismo de Falla a los movimientos que se originan ó pudiesen originarse como falla del talud dentro del macizo rocoso. En este apartado se muestran los que se producen con más frecuencia ya que pueden sólo ser de un solo tipo ó la combinación de éstos:

2.2.1 Desprendimientos

Se define como *desprendimiento*, a una masa separada del talud mediante una superficie de corte normalmente pequeña y cuyo recorrido se realiza en gran parte, a través del aire (Ayala, 1984), (Fig. 3.3). Frecuentemente estas inestabilidades afectan a bloques aislados aunque también a masas rocosas originando en este caso movimientos de terreno en grandes dimensiones. Estos fenómenos suelen producirse en zonas constituidas por alternancias de rocas entre una resistente al intemperismo y otra débil.

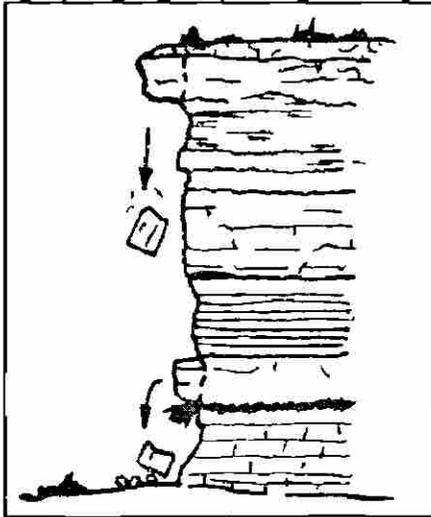


Fig. 3.3 Desprendimientos de roca debido a la alternancia de roca competente con roca débil. (Ayala, 1984).

Los mecanismos que pueden conducir a estas inestabilidades generalmente sucesivos y complementarios son la meteorización de las capas blandas, concentración de presiones en el borde de la capa resistente y su rotura por flexotracción. (Fig. 3.4). Las posibilidades de que se produzcan estas inestabilidades por *descalce* son condicionadas por una serie de factores como fracturación, orientación y echado de la estratificación, rumbo e inclinación del talud, espesor relativo de los estratos más rígidos y su resistencia, etc.

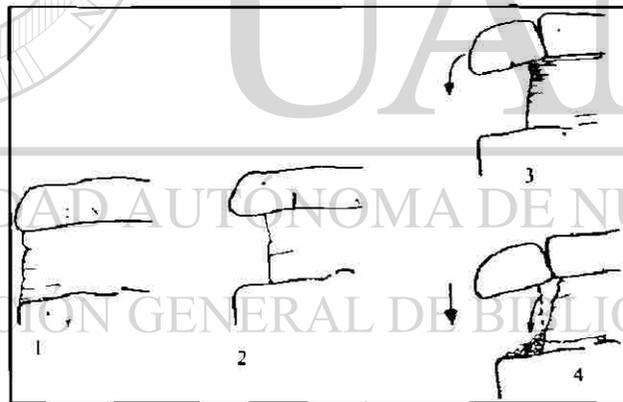


Fig. 3.4 Fases del mecanismo de desprendimiento: 1) Serie alternante, 2) Diferente grado de meteorización y erosión, 3) Basculamiento del estrato superior, 4) Rotura en el pie del bloque. (Ayala, 1984).

Existe una gran variedad de formas resultantes de los mecanismos que originan la inestabilidad. El mecanismo consiste en que la capa débil de la alternancia comienza a descalzar a la capa competente suprayacente por acción del intemperismo. Cuando progresa el descalce se produce una concentración de presiones en el borde de la roca débil subyacente. Si la roca que constituye la capa suprayacente es poco resistente, puede aparecer una rotura de la misma por

flexotracción con basculamiento de bloque. Si la capa es competente y está individualizada en bloques por fracturamiento tectónico también se produce un desprendimiento debido a la excentricidad del peso. Los fragmentos originados por los desprendimientos presentan recorridos varios, pudiendo caer libremente, saltar o rodar, dependiendo de la geometría del talud. (Fig. 3.5).

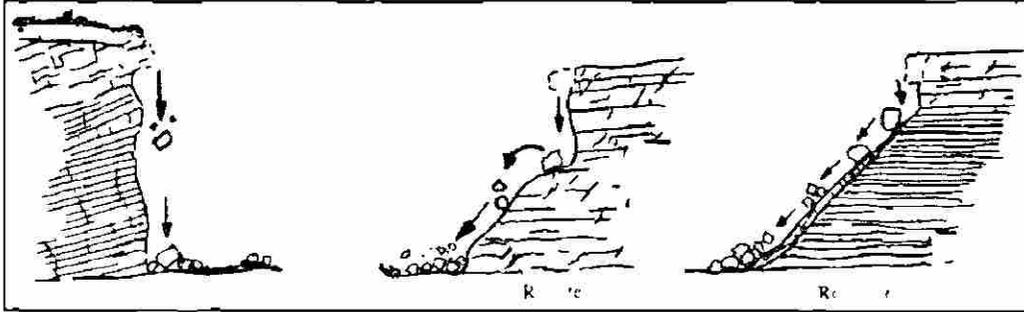


Fig. 3.5 Diferentes trayectorias que pueden alcanzar los bloques de roca desprendidos en su desplazamiento por el talud. (Ayala, 1984).

Según el mecanismo que produzca los desprendimientos, la velocidad con que se desarrolla varía. Una vez originada la grieta de tracción, suele desarrollarse de forma rápida afectando a los materiales que han quedado formando cornisas o voladizos.

2.2.2 Deslizamiento Planar

Ocurre cuando una discontinuidad geológica, como la estratificación, buza en forma paralela hacia la cara del talud y su echado es mucho mayor que el ángulo de fricción (Fig. 3.6). Este mecanismo es analizado como un problema en dos dimensiones. Discontinuidades adicionales pueden delimitar la extensión lateral del bloque deslizado, las cuales no contribuyen a la inestabilidad del macizo. El tamaño del deslizamiento puede ser desde algunos metros cúbicos hasta deslizamientos en gran escala que involucran laderas de montañas.

Las condiciones estructurales para que ocurra una falla del talud se resumen a continuación (Turner y Schuster, 1996):

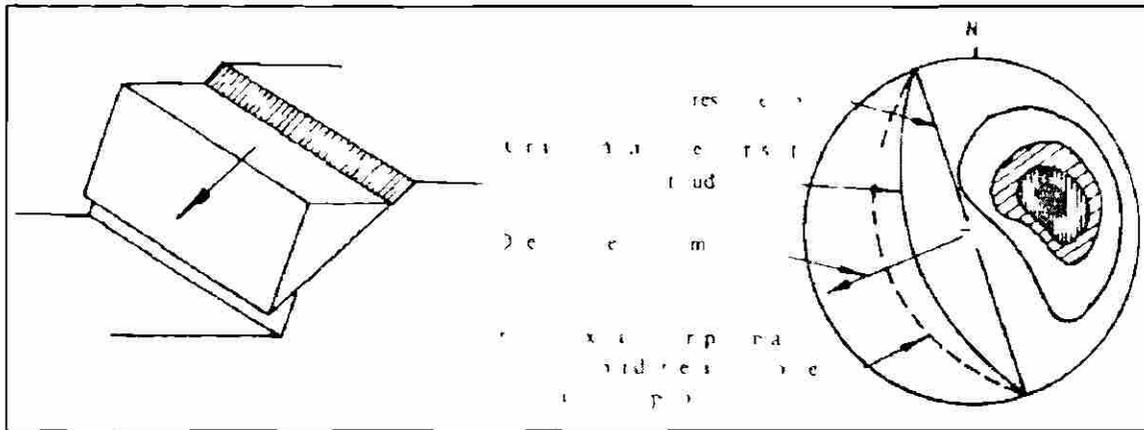


Fig. 3.6 Disposición de las discontinuidades con respecto al talud para deslizamiento planar. (Hock y Bray, 1981).

1. El rumbo de la discontinuidad planar debe de estar 20° dentro del rumbo de la cara del talud, en ambas direcciones: $\alpha_p = \alpha_f \pm 20^\circ$ (3a-1).
2. El echado de la discontinuidad planar debe ser menor que el echado de la cara del talud, además de inclinarse hacia dicha cara. $\psi_p < \psi_f$ (3a-2).
3. El echado de la discontinuidad debe ser mayor que el ángulo de fricción de la superficie de deslizamiento. $\psi_p > \phi_p$ (3a-3).

Donde:

α_f Dirección del echado de la cara del talud.

α_p Dirección del echado del plano.

ψ_f Echado del talud.

ψ_p Echado del plano.

ϕ_p Ángulo de Fricción.

La Fig. 3.7 ilustra estas tres condiciones, que pueden ser evaluadas mediante el análisis estereográfico.

2.2.3 Fallamiento en Cuña

El fallamiento en cuña ocurre cuando un bloque de roca se desliza a través de la intersección de al menos dos discontinuidades, las cuales buzcan hacia la cara del talud en un ángulo oblicuo hacia la cara del corte, formando un bloque en forma de cuña (Fig. 3.8). Comúnmente, estas cuñas de roca son expuestas por excavaciones que descubren la línea de intersección que corresponde al eje del deslizamiento, precipitando el movimiento del bloque en uno u otro plano de discontinuidad.

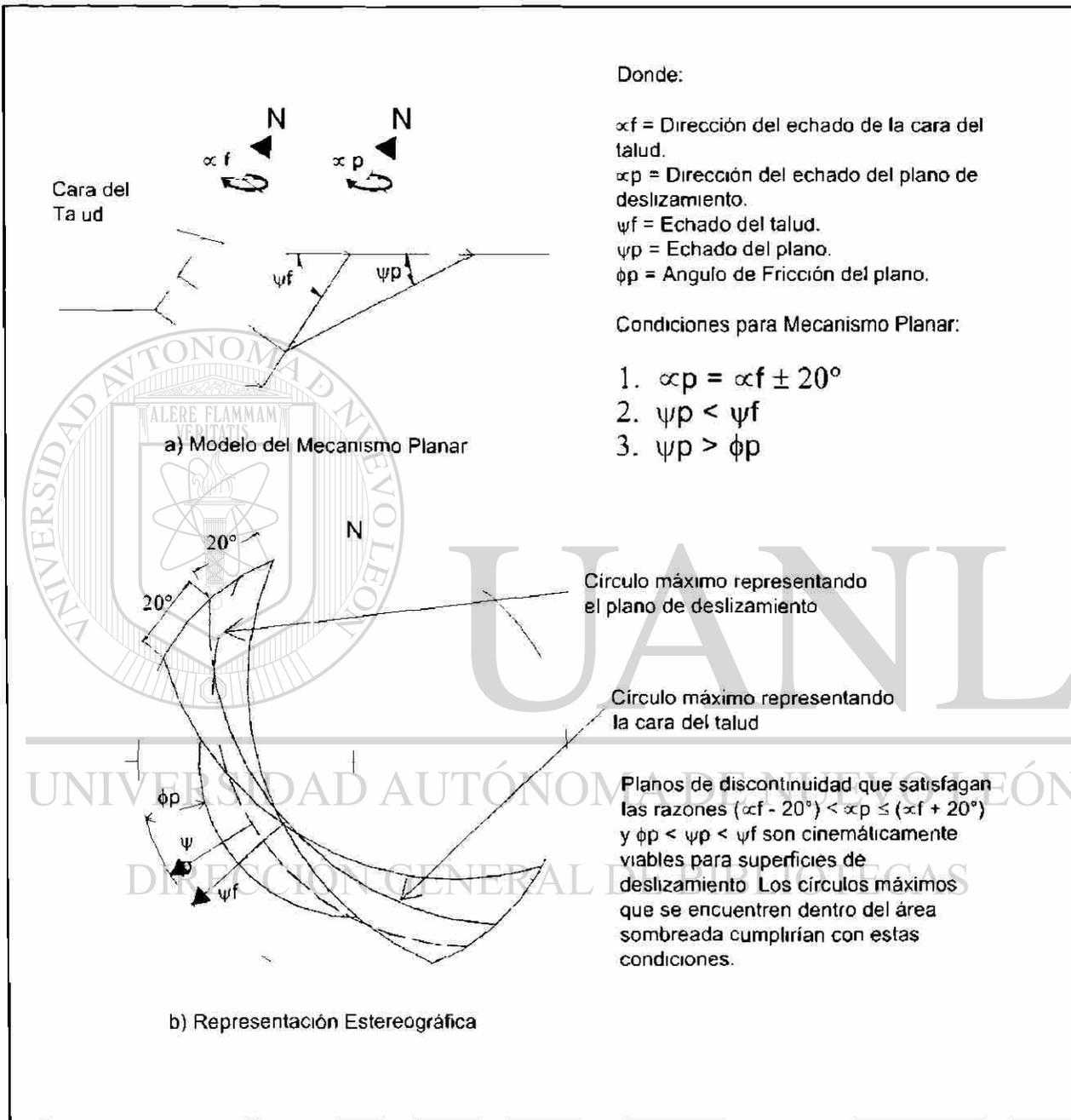


Fig. 3.7 Análisis Cinemático para Mecanismo de Falla tipo Planar.

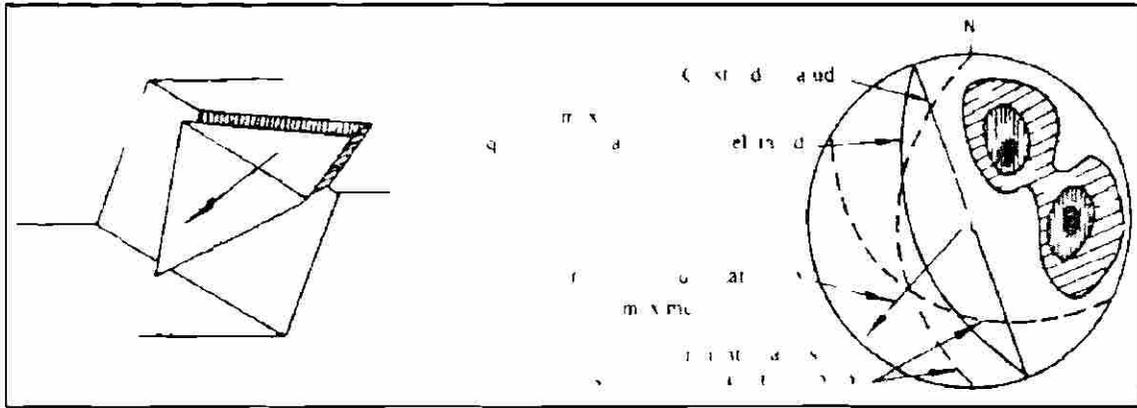


Fig. 3.8 Orientación de las familias de discontinuidades respecto al talud para fallamientos en cuña. (Hoek y Bray, 1981).

Dependiendo del rango entre la resistencia al corte pico y residual, el fallamiento de la cuña puede ocurrir rápidamente, entre segundos y minutos, o en un rango mayor de días o pocos meses. El tamaño del fallamiento en cuña puede ser desde algunos metros cúbicos hasta deslizamientos mayores los cuales tienen un potencial de destrucción de gran escala.

La formación y la ocurrencia de la falla en cuña dependen primeramente de la litología y la estructura del macizo rocoso. Rocas con juntas ortogonales bien definidas ó clivajes en adición a una estratificación ó foliación inclinada, generalmente son situaciones favorables para este mecanismo de falla. Lutitas, limolitas en estratos delgados, arcillas, calizas y litologías en capas, tienden a ser más propensas a desarrollar cuñas que otro tipo de rocas. No obstante, la litología no es un factor que influya en su formación (Piteau, 1972).

Las condiciones estructurales necesarias para el fallamiento en cuña se enlistan a continuación (Fig. 3.9.):

1. El rumbo de la línea de intersección debe ser aproximadamente igual a la dirección del echado de la cara del talud. $\alpha_i = \alpha_f \pm$ (debe aflorar hacia la cara del talud) (3b-1).
2. La inmersión de la línea de intersección debe ser menor que el echado de la cara del talud. Bajo esta condición, se dice que la línea de intersección aflora en dirección hacia la cara del talud. $\psi_i < \psi_f$ (3b-2).
3. La inmersión de la línea de intersección debe ser mayor que el ángulo de fricción del ó los planos de deslizamiento. Si los ángulos de fricción para ambos planos son marcadamente diferentes, un ángulo promedio de ellos puede ser aplicable. $\phi < \psi_i$ (3b-3).

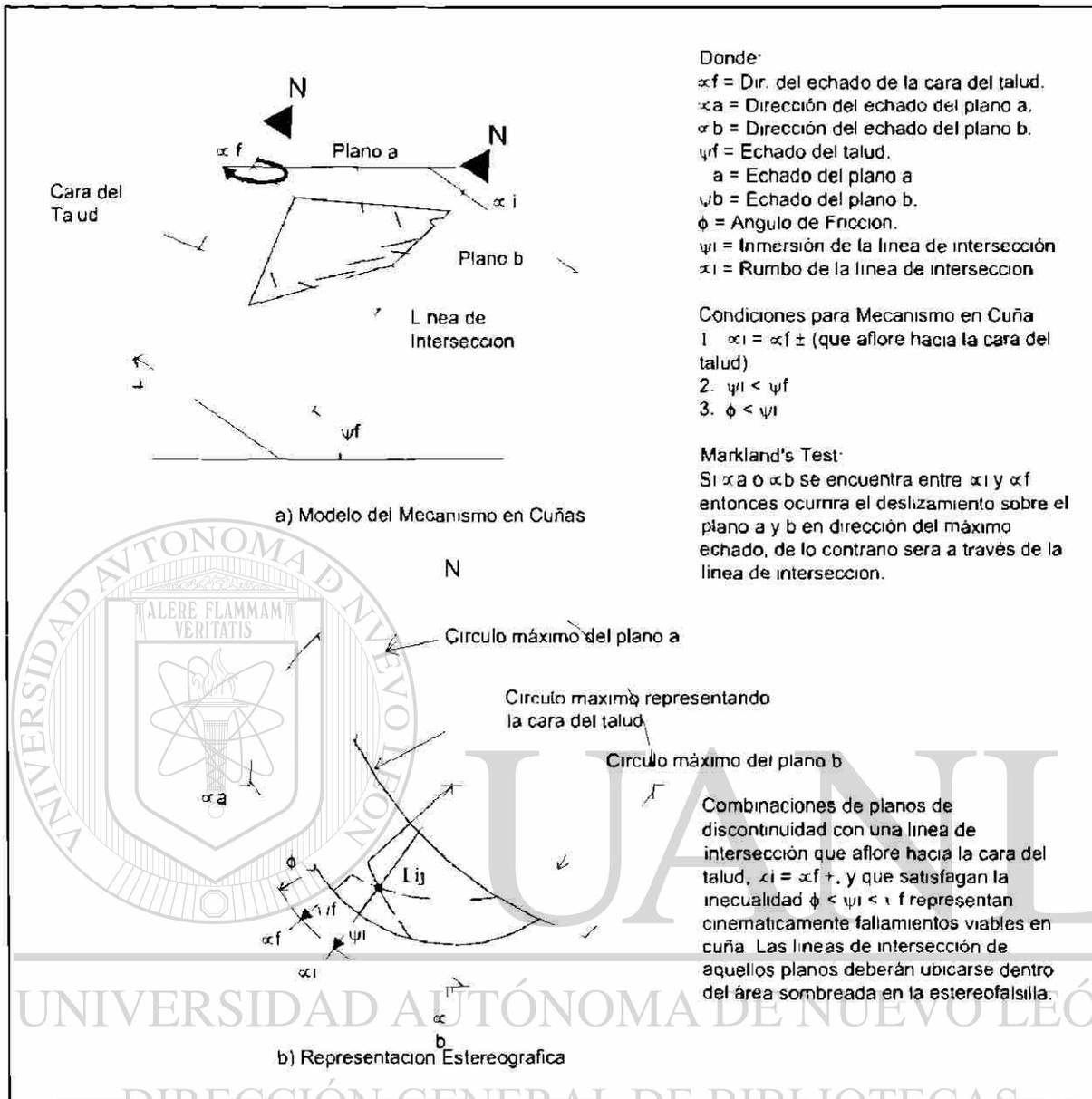


Fig. 3.9 Análisis Cinemático para Fallamientos en Cuña.

El análisis cinemático está gobernado por la orientación de la línea de intersección de los planos que delimitan a la cuña. Este análisis denominado *Markland's Test* (Hoek-Bray, 1981) determina si el deslizamiento puede ocurrir, y en caso de ser así, si este ocurrirá en un solo plano ó ambos, ó con movimiento en dirección de la línea de intersección. El postulado indica lo siguiente: Si α_a ó α_b están entre α_i y α_f , entonces el deslizamiento ocurre sobre el plano que tenga el valor más alto de echado (3b-4).

Donde:

- α_f Dirección del echado de la cara del talud.
- ψ_f Echado del talud.
- ϕ Angulo de Fricción.
- ψ_1 Inmersión de la línea de intersección.
- α_1 Dirección del echado de la línea de intersección
- α_a Dirección del echado del plano a.
- α_b Dirección del echado del plano b.

Como el modelo representa una forma tridimensional, no se asume la extensión lateral como un requisito. El análisis estereográfico puede también determinar si el deslizamiento ocurrirá en ambos planos formadores de la cuña ó en uno solo.

2.2.4 Vuelco (*toppling*)

Estos movimientos implican una rotación de unidades con forma de columna o bloque sobre una base, bajo la acción de la gravedad y fuerzas ejercidas por unidades adyacentes o por inclusión de agua en las discontinuidades. Este tipo de movimientos puede culminar en otros tipos como desprendimientos, deslizamientos, etc., dependiendo de los aspectos geológicos del material involucrado según la distribución de las discontinuidades. Los vuelcos se pueden considerar exclusivamente de medios rocosos, condicionados por la disposición estructural de los estratos hacia el interior del talud y un sistema de discontinuidades bien desarrollado. Existen variedades de este mecanismo como:

Vuelco por flexión ó pandeo: se desarrolla bajo un mecanismo compuesto por flexiones pseudocontinuas del material, individualizado en columnas, debido a una serie de movimientos acumulados a lo largo de las discontinuidades. Cuando se desencadena el movimiento, por transmisión de la carga en el pie del talud, el mecanismo progresa hacia el interior del macizo rocoso, originando grietas de tracción (Fig. 3.10.).

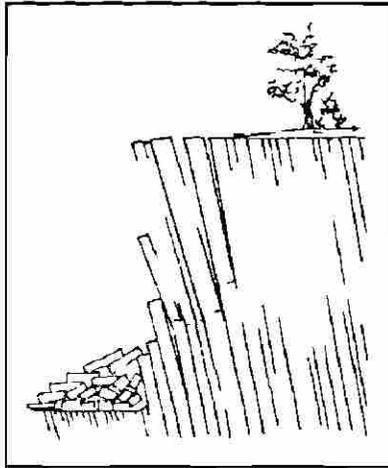


Fig. 3.10 Vuelco por pandeo o flexión. Característico de este mecanismo es el fracturamiento de las capas en la base del talud con una separación de éstas anterior al desprendimiento. (Hoek-Bray, 1981).

Vuelco de bloques: es característico de aquellos macizos rocosos que tienen sistemas de discontinuidades ortogonales, dando lugar a una geometría de columnas divididas en bloques. El empuje sobre los bloques inferiores origina su desplazamiento y una vez producido, el movimiento progresa hacia la parte superior del talud. Cuando las columnas menos esbeltas son desplazadas hacia fuera del talud, por carga que efectúan las ya giradas, se reinicia el proceso (Fig. 3.11).

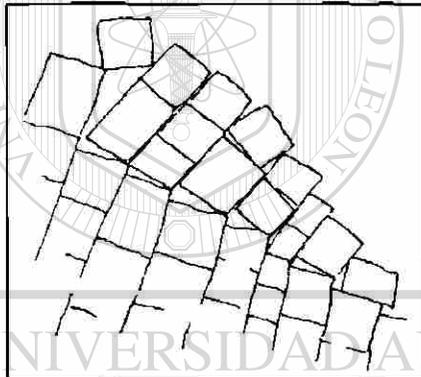


Fig. 3.11 Vuelco en bloques. (Hoek-Bray, 1981).

Vuelco Mixto: es un caso que participa de las características de los dos anteriormente descritos. Se produce cuando los bloques son alargados, debido a flexiones en el pie del talud e intermovimientos relativos de las distintas unidades.

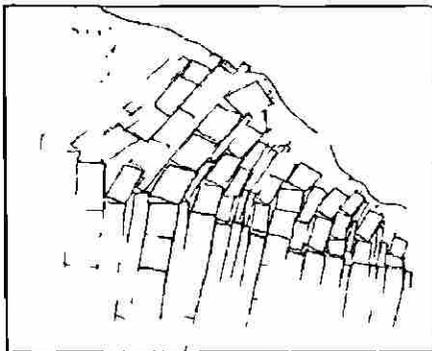


Fig. 3.12 Vuelco mixto. (Hoek-Bray, 1981).

La figura 3.13 indica los parámetros que definen un modelo analítico para vuelcos utilizando la proyección estereográfica. Una nota particular es la presencia de una superficie base escalonada formada por fracturamiento entre las columnas.

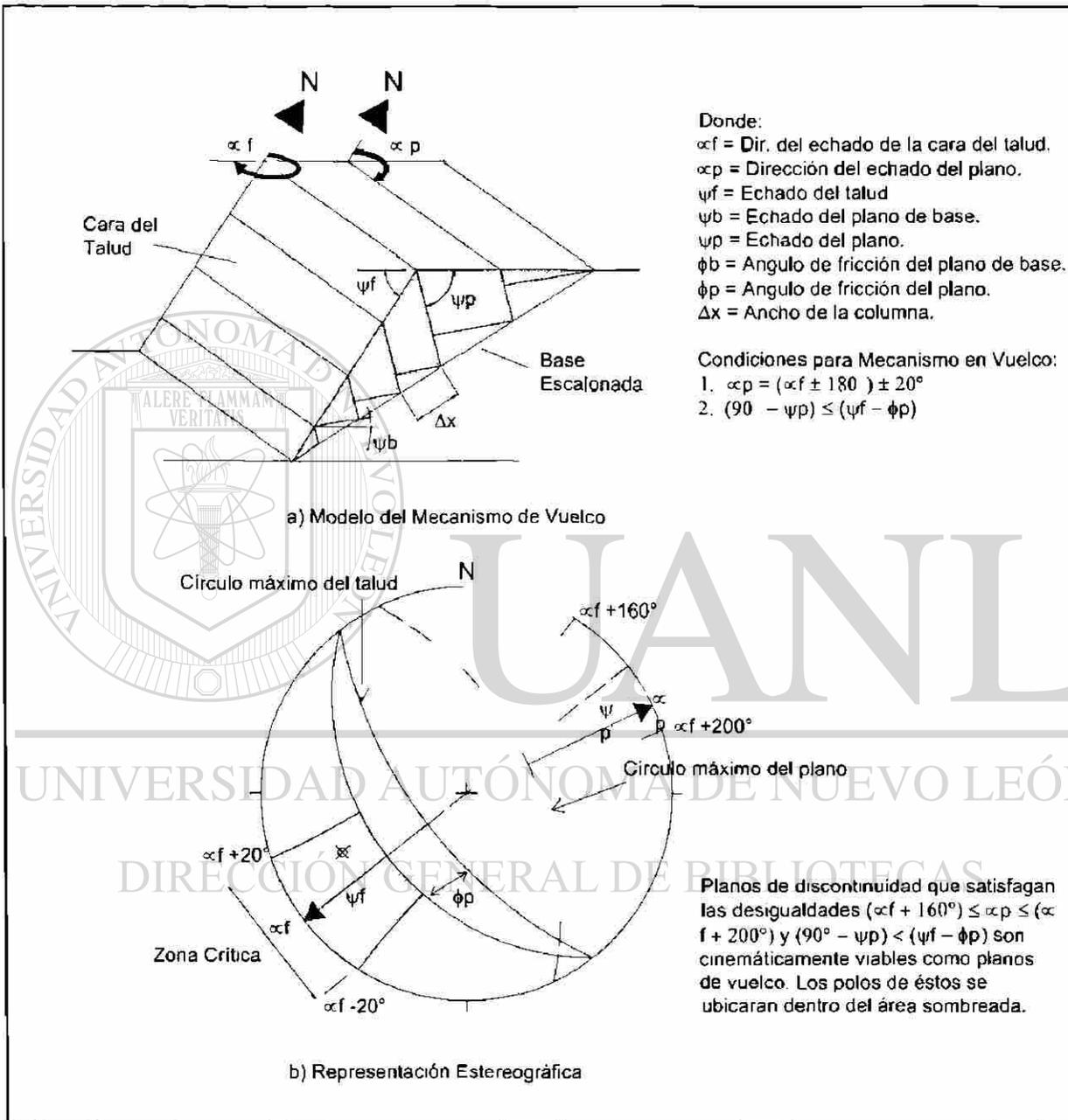


Fig. 3.13 Análisis Cinemático del Mecanismo de Falla por Vuelco.

Las condiciones necesarias para este mecanismo se enlistan a continuación:

1. El rumbo de las capas debe ser aproximadamente paralelo al del talud. Diferencias en estas orientaciones de entre 15-30° han sido citadas entre varios autores, pero por consistencia entre otros modelos de mecanismos de falla, un valor de 20° es apropiado.
2. El echado de las capas debe tender hacia el interior del talud. Usando el convenio de dirección del echado, las condiciones 1 y 2 se pueden fijar como sigue: la dirección del echado de las capas, entre la dirección de la cara del talud debe de ser entre 160° y 200°. $\alpha_p = (\alpha_f \pm 180^\circ) \pm 20^\circ$ (3c-1).
3. En orden para que el deslizamiento intercapas ocurra, el polo del círculo máximo de la discontinuidad a volcarse debe tener una inmersión menor que la inclinación de la cara del talud menor que el ángulo de fricción. Esta condición puede ser formulada como sigue: $(90 - \Psi_p) = (\Psi_f - \phi_p)$ (3c-2).

Donde:

- Ψ_p – Echado de las capas (planos)
 Ψ_f – Echado de la cara del talud, y
 ϕ_p – Ángulo de fricción a través de los planos.
 α_p – Dirección del echado del plano.
 α_f – Dirección del echado del talud.

2.3 Análisis Cinemático de los Taludes en el Área de Estudio

Dentro del trazo de la Carretera “Rumbo Nuevo”, en lo que corresponde al área de interés para este trabajo, se seleccionaron seis taludes que representan condiciones de inestabilidad. Cabe recalcar que estos se ubican dentro de litologías completamente diferentes, con excepción de aquellas que se ubican en las mismas formaciones geológicas. De acuerdo al estudio geológico – estructural realizado, esta región se encuentra dentro de un anticlinal con rumbo NNE – SSW, teniendo diferentes patrones de fracturamiento debido a la tectónica que originó esta estructura. La causa de la inestabilidad esta regida por dicho diaclasamiento al igual que la orientación de la estratificación con respecto a los taludes. Como población para el análisis estereográfico, se tomaron los datos estructurales anteriormente descritos.

2.3.1 Talud #1

Se ubica dentro de la Formación Zuloaga (Fig. 3.14), que litológicamente corresponde a una caliza micrítica con espesores masivos de 40 cm hasta 1.8 m. El talud tiene una altura aproximada de 10 m con un ángulo de inclinación de 72° . Se ubica en la parte Este de la carretera, en el Km 26+780 y tiene una longitud de 35 m. Tiene una trayectoria cóncava hacia la parte de la carpeta asfáltica. Presenta planos de diaclasas *hko*, delimitadas verticalmente por los planos de estratificación al igual que juntas estilolíticas. Se observa la exposición de la línea de intersección entre estas juntas. De acuerdo a los espesores de los estratos, en este caso los bloques formados son de tamaño de unos cuantos metros cúbicos. Dentro de los planos de las diaclasas se pueden observar algunas líneas que no son más que signos de disolución de la caliza. Los planos de estratificación presentan superficies “cone in cone” con rellenos de arcilla, pero esta condición no contribuye a la estabilidad. Este talud falla en forma de caídos dentro de la clasificación de los movimientos en masa.

De acuerdo al análisis cinemático (Fig. 3.15), los planos J2 y J3 se intersectan dando la viabilidad de formar una cuña, el otro plano J1 que corresponde a la estratificación delimita la dimensión vertical de estas. Las condiciones estructurales que debe obedecer el talud para confirmar la viabilidad de falla, enlistadas anteriormente, se analizan a continuación:



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN
DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Fig. 3.14 Aspecto general del Talud #1.
Ubicación Km. 26+890. Vista hacia el SW.

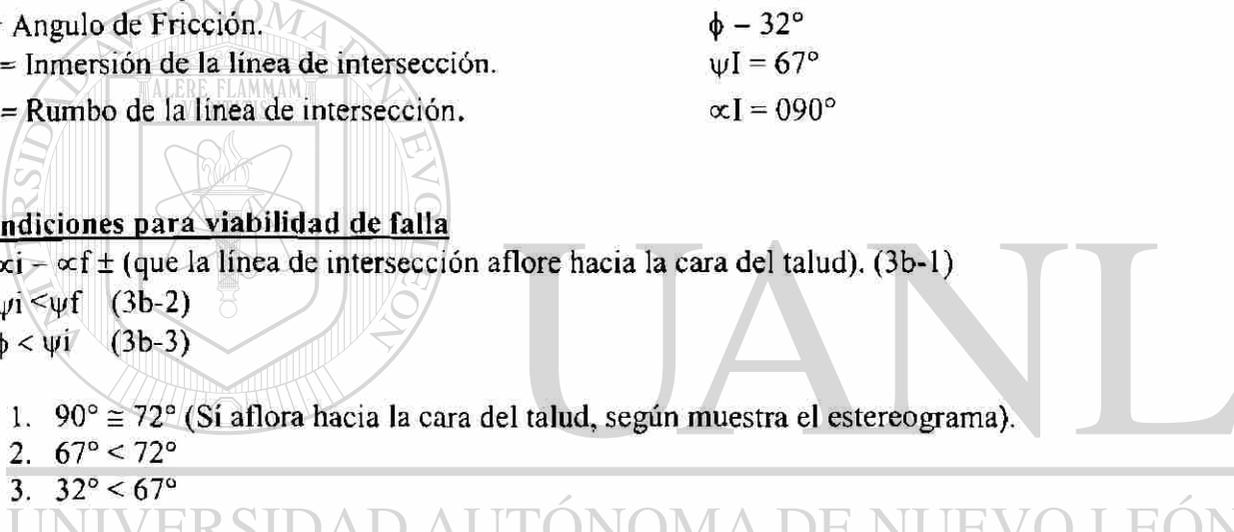
Valores

Talud TL = 061 72

J1(SS) = 257 36

J2 = 088 67

J3 = 017 83

 $\phi = 32^\circ$ **Donde:** $\alpha_f =$ Dirección del echado de la cara del talud. $\alpha_a =$ Dirección del echado del plano a. $\alpha_b =$ Dirección del echado del plano b. $\psi_f =$ Echado del talud. $\psi_a =$ Echado del plano a. $\psi_b =$ Echado del plano b. $\phi =$ Angulo de Fricción. $\psi_i =$ Inmersión de la línea de intersección. $\alpha_i =$ Rumbo de la línea de intersección.**Valores Talud actual:** $\alpha_{TL} = 061^\circ$ $\alpha_{J2} = 088^\circ$ $\alpha_{J3} = 017^\circ$ $\psi_{TL} = 72^\circ$ $\psi_{J2} = 67^\circ$ $\psi_{J3} = 83^\circ$ $\phi = 32^\circ$ $\psi_I = 67^\circ$ $\alpha_I = 090^\circ$ **Condiciones para viabilidad de falla**1. $\alpha_i = \alpha_f \pm$ (que la línea de intersección aflore hacia la cara del talud). (3b-1)2. $\psi_i < \psi_f$ (3b-2)3. $\phi < \psi_i$ (3b-3)1. $90^\circ \cong 72^\circ$ (Si aflore hacia la cara del talud, según muestra el estereograma).2. $67^\circ < 72^\circ$ 3. $32^\circ < 67^\circ$ En las tres condiciones, cumple con la cinética necesaria para que se produzca el mecanismo. **Markland's Test**Si α_a ó α_b están entre α_i y α_f , entonces el deslizamiento ocurre sobre el plano que tenga el valor más alto de echado. (3b-4).

En los azimutes de las direcciones de los echados de los planos, solo encontramos que $J2 = 088^\circ$ se encuentra dentro de $\alpha_{TL} = 061^\circ$ y $\alpha_I = 090^\circ$. Cumpliendo con el postulado de Markland, se espera que la cuña deslizará por el plano J3 que es el que tiene el mayor valor del echado $\psi_{J3} = 83^\circ$.

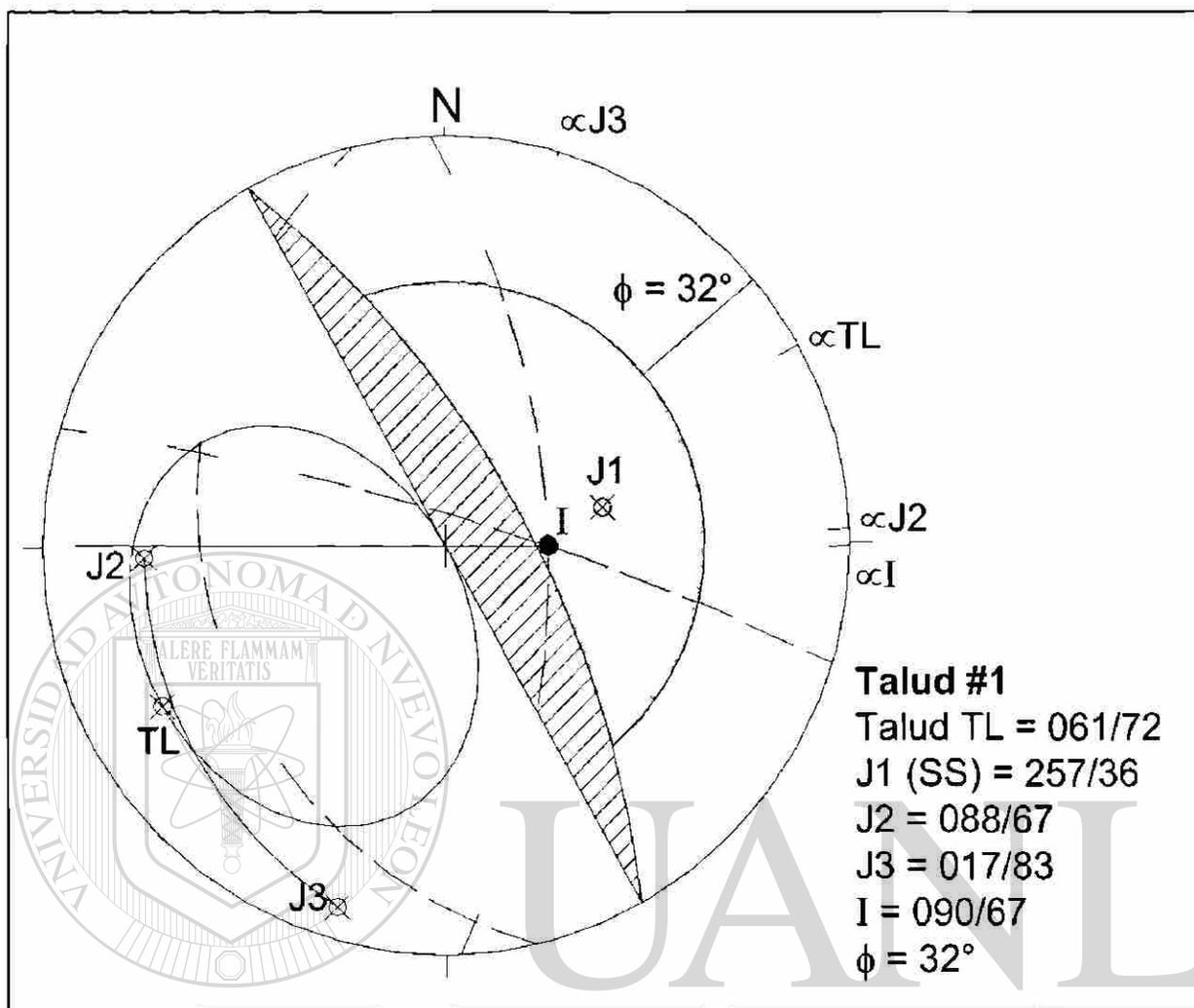


Fig. 3.15 Análisis Cinemático del Talud #1. La línea de intersección de los planos J1 y J2 se encuentra dentro del área sombreada, región que se considera como crítica por la potencialidad del deslizamiento de la cuña formada por los planos. La línea proyectada desde el punto de intersección que cruza por el centro de la red, no intersecta el círculo máximo dentro de los polos de los planos, lo cual indica que el deslizamiento se realizará a través de J3 por ser el del valor más alto de buzamiento.

2.3.2. Talud #2

Este talud se ubica en el Km. 29+080 hacia el lado Sur de la carretera, dentro de la Formación Tamaulipas Inferior que corresponde a una caliza micrítica en estratos muy masivos desde 50 cm hasta 2.5 m. La altura del talud es de aproximadamente 16 m con una longitud de 40 m con una inclinación casi vertical de 85° (Fig. 3.16). La cresta del talud sigue la morfología natural del terreno. La trayectoria es en línea recta, sin ningún cambio de rumbo de la cara del talud. La estratificación tiene una dirección de echado hacia la cara del talud, los bloques son delimitados por fracturas tipo *bc* junto con la intersección de *hk0*. No se observa ningún tipo de relleno en las juntas mientras que interestratificada se observa calcita en espesores de 5 mm con signos de baja alteración

y disolución. Dentro de la estratificación se identifican estilolitas. Durante el reconocimiento del área no se observó ningún signo de deslizamiento.



Fig. 3.16 Aspecto general del Talud #2. Se aprecia notablemente el sistema de fracturamiento ortogonal con respecto a la estratificación. Ubicación Km 29+080. Vista hacia el W.

El análisis cinemático (Fig. 3.17) demuestra que se tiene un mecanismo de vuelco, debido a la presencia de los polos de los planos J3 y J4 dentro del área crítica para dicho evento. Como el análisis de la viabilidad se realiza sólo para un plano, el procedimiento se hará para cada familia. De acuerdo a las condiciones estructurales que se deben de presentar, el análisis queda de la siguiente forma:

Valores: Talud TL = 323/85, J1(SS) = 316/25, J2 = 080/76, J3 = 152/75, J4 = 161/82, $\phi_p = 32^\circ$.

Donde:

α_f = Dirección del echado de la cara del talud.
 α_p = Dirección del echado del plano.
 α_p = Dirección del echado del plano.
 ψ_f = Echado del talud.
 ψ_p = Echado del plano.
 ψ_p = Echado del plano.
 ϕ_p = Angulo de Fricción del plano.

Valores Talud actual:

$\alpha_{TL} = 323^\circ$
 $\alpha_{J3} = 152^\circ$
 $\alpha_{J4} = 161^\circ$
 $\psi_{TL} = 85^\circ$
 $\psi_{J3} = 75^\circ$
 $\psi_{J4} = 82^\circ$
 $\phi_p = 35^\circ$

Condiciones para viabilidad de falla

1. $\alpha_p - (\alpha_f \pm 180^\circ) \pm 20^\circ$ (3c-1)

2. $(90^\circ - \psi_p) \leq (\psi_f - \phi_p)$ (3c-2)

1. $152 = (323 - 180)$
 $152 = 143 (\pm 20^\circ)$. **Familia J3**

2. $(90 - 75) \leq (85 - 35)$
 $15 \leq 50$.

1. $161 = (323 - 180)$
 $161 = 143 (\pm 20^\circ)$. **Familia J4**

2. $(90 - 82) \leq (85 - 35)$
 $8 < 50$.

Ambos planos cumplen con las condiciones para considerarlos para vuelco potencial.

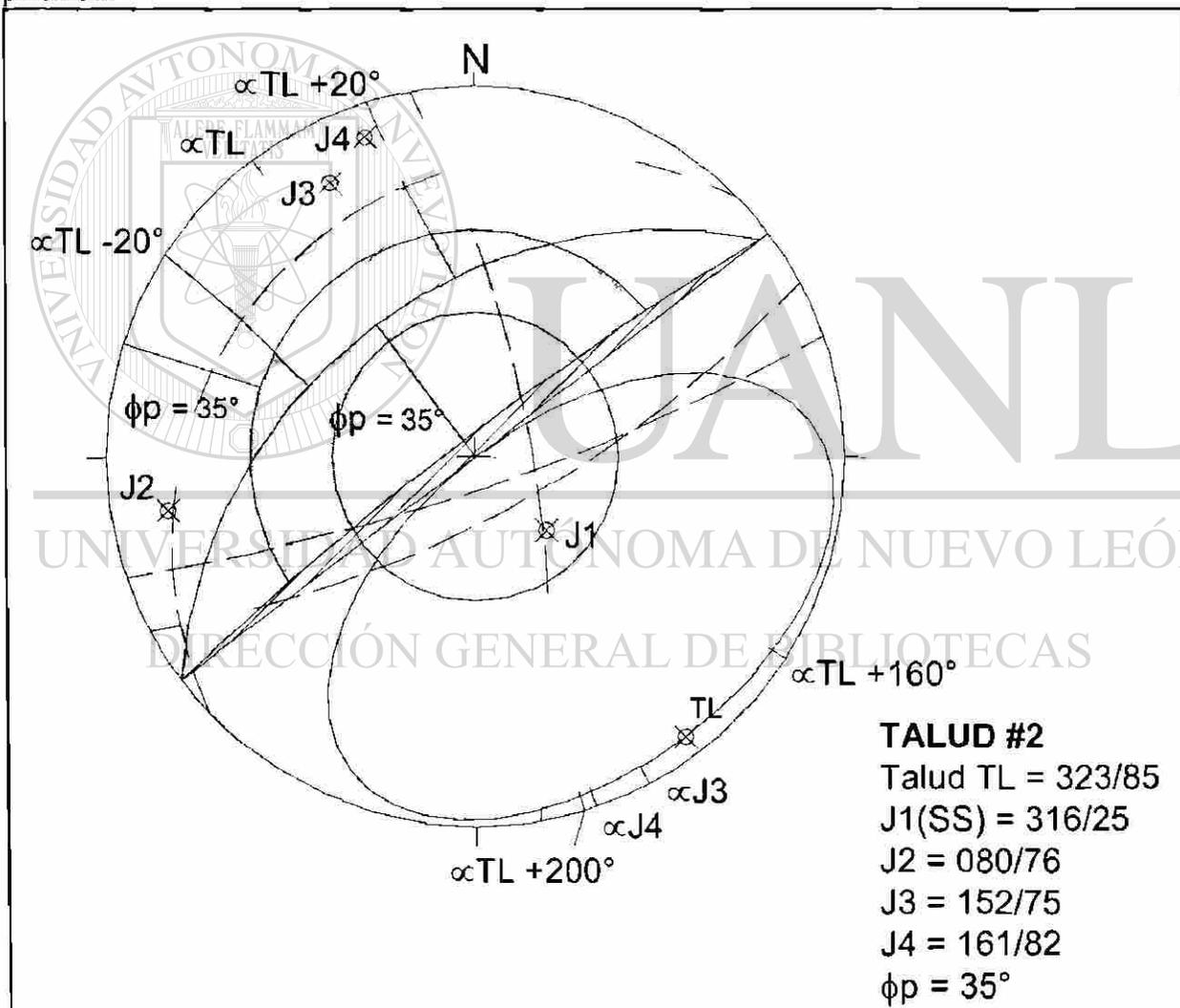


Fig. 3.17 Analisis cinemático del Talud #2. Los polos de los planos J3 y J4 se encuentran dentro del área achurada que representa mecanismo potencial de vuelco para dichos planos. El plano J1 se encuentra dentro del área sombreada que representa el mismo ángulo de fricción para mecanismo planar, señalándola como potencial superficie de deslizamiento al ubicarse su polo dentro de la envolvente de Markland-Talobre, pero estable al ubicarse también dentro del Cono de Fricción.

2.3.3. Talud #3

Contiguo al Talud #2, este se ubica en la zona de transición entre las Formaciones Tamaulipas Inferior, Otates y Tamaulipas Superior, en el Km 29+360 (Fig. 3.18). Se presenta una litología poco heterogénea: mientras que para las Formaciones Tamaulipas se cuenta con calizas micríticas con espesores masivos de entre 40 y 2.5 m, Otates comprende una intercalación de margas, calizas arcillosas y lutitas. La altura del talud es de 15 m con una longitud de 60 m. En la corona del talud encontramos coluvión con un espesor de 10 m, que en su cima conserva la morfología natural del terreno. La estratificación tiene una dirección de estratificación con respecto a la carretera favorable, con pocos grados de inclinación hacia el sentido de trazo. Tenemos fracturamiento tipo ac y hk0, que delimitan bloques en forma tetraedral que se deslizan por los planos de estratificación. La inestabilidad radica en que el corte fue hecho casi vertical teniendo sobre roca competente material con propiedades poco resistentes fácilmente intemperizable. El ángulo que guarda con respecto a la cara del talud es de entre $60^\circ - 75^\circ$, lo que incrementa la posibilidad de falla en el talud.



Fig. 3.18 Aspecto general del Talud #3. Se expone en esta fotografía, el mecanismo de falla correspondiente a cuña, de la cual aflora en forma notable la línea de intersección de los planos que delimitan dicho bloque, indicada en la gráfica por la flecha. Ubicación 29+360. Vista hacia el SE.

El análisis cinemático (Fig. 3.19) revela una intersección de los planos J1 que corresponde a la estratificación y J2, con un valor de la línea de intersección 334/13, resultando un mecanismo potencial del tipo cuña. La solución de las desigualdades como condicionantes de este tipo de deslizamiento se enlista a continuación:

Valores

$$\text{Talud TL} = 313 \text{ } 85$$

$$J1(SS) = 260 \text{ } 36$$

$$J2 = 054 \text{ } 50$$

$$J3 = 127 \text{ } 72$$

$$\phi = 35^\circ$$

Donde:

α_f – Dirección del echado de la cara del talud.

α_a = Dirección del echado del plano a.

α_b = Dirección del echado del plano b.

ψ_f = Echado del talud.

ψ_a = Echado del plano a.

ψ_b = Echado del plano b.

ϕ = Angulo de Fricción.

ψ_i = Inmersión de la línea de intersección.

α_i = Rumbo de la línea de intersección.

Valores Talud actual:

$$\alpha_{TL} = 313^\circ$$

$$\alpha_{J1} = 260^\circ$$

$$\alpha_{J2} = 054^\circ$$

$$\psi_{TL} = 85^\circ$$

$$\psi_{J1} = 36^\circ$$

$$\psi_{J2} = 50^\circ$$

$$\phi = 35^\circ$$

$$\psi_i = 13^\circ$$

$$\alpha_i = 334^\circ$$

Condiciones para viabilidad de falla

1. $\alpha_i = \alpha_f \pm$ (que la línea de intersección aflora hacia la cara del talud). (3b-1)

2. $\psi_i < \psi_f$ (3b-2)

3. $\phi < \psi_i$ (3b-3)

1. $334^\circ \cong 313^\circ$ (Si aflora hacia la cara del talud, según muestra el estereograma).

2. $13^\circ < 85^\circ$

3. $35^\circ > 13^\circ$

No se cumple la condición no. 3 ya que el ángulo de fricción es mayor que la inmersión de la línea de intersección, aunque no se puede descartar que el mecanismo es potencial.

Markland's Test

Si α_a ó α_b están entre α_i y α_f , entonces el deslizamiento ocurre sobre el plano que tenga el valor más alto de echado. (3b-4).

De acuerdo al análisis estereográfico, las direcciones del echado de las familias J1 y J3 se encuentran fuera del ángulo formado por α_i y α_{TL} , lo cual indica que la cuña deslizará sobre la línea de intersección.

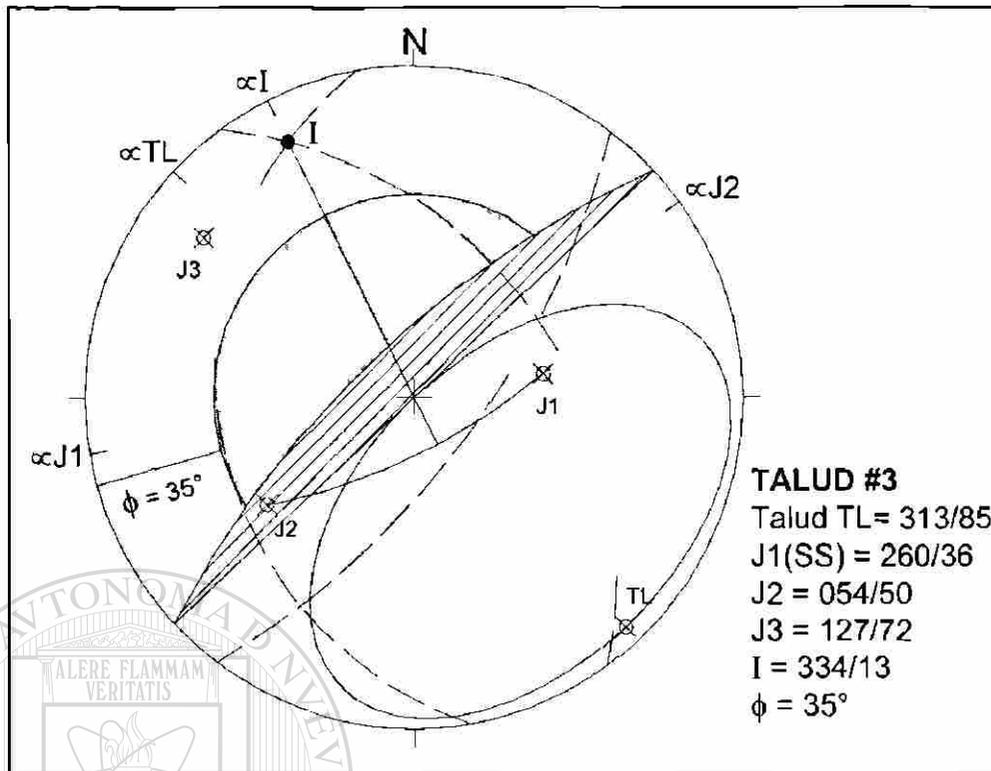


Fig. 3.19 Análisis cinemático del Talud #3. La línea de intersección I formada por los planos J1 y J2 se encuentra dentro del área del círculo de fricción, lo cual se puede interpretar que cinemáticamente no es posible su deslizamiento. La intersección de línea proyectada desde el punto I con el círculo máximo dentro de los polos de los planos, se ubica dentro de la envolvente de Markland confirmando la potencialidad de deslizamiento.

2.3.4 Talud #4

— Ubicándose dentro de la Formación Tamaulipas Superior en el Km 29+850, compuesto litológicamente por calizas micríticas de espesores masivos de 50 cm – 1.5 m (Fig. 3.20). El talud tiene una longitud de 200 m con una altura aproximada de 15 m, la cara del talud muestra una inclinación casi vertical de 81° . La roca presenta dos sistemas de diaclasamiento tipo $hk0$ con sus planos conjugados. Algunas diaclasas son lisas sin contener ningún tipo de relleno y muy escasas contiene rellenos de arcilla alterada. Dentro de los estratos se observan estilolitas paralelas a los planos de estratificación. En la parte media del talud se observa carstificación al igual que una falla inversa con un pliegue.

El análisis cinemático (Fig. 3.21) revela la intersección de los planos J3 y J5 favorables para la formación de bloques en cuña, teniendo como valores de la línea de deslizamiento 304/76. Las juntas J2 y J4 siendo conjugadas de las anteriores, también forman cuñas sólo que la dirección de deslizamiento es inverso respecto hacia la dirección de la cara del talud. Las condiciones para analizar el mecanismo potencial se muestra a continuación:

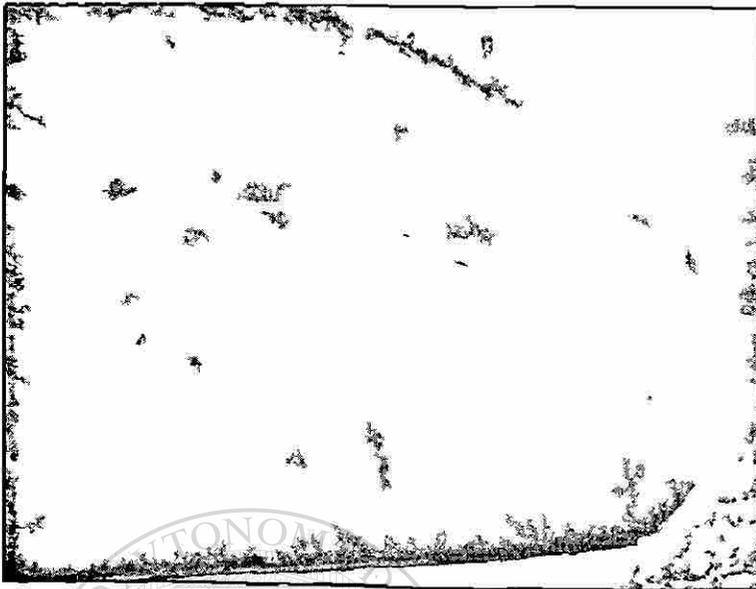


Fig. 3.20 Aspecto general del Talud #4. Ubicación Km 31+280. Vista hacia el SW.

Valores

Talud TL = 309/81

J1(SS) = 265/30

J2 = 156/81

J3 = 340/78

J4 = 085/77

J5 = 256/80

I = 304/76

$\phi = 34^\circ$

Donde:

α_f = Dirección del echado de la cara del talud.

α_a = Dirección del echado del plano a.

α_b = Dirección del echado del plano b.

ψ_f = Echado del talud.

ψ_a = Echado del plano a.

ψ_b = Echado del plano b.

ϕ = Angulo de Fricción.

ψ_i = Inmersión de la línea de intersección.

α_i = Rumbo de la línea de intersección.

Valores Talud actual:

$\alpha_{TL} = 309^\circ$

$\alpha_{J3} = 340^\circ$

$\alpha_{J5} = 256^\circ$

$\psi_{TL} = 81^\circ$

$\psi_{J3} = 78^\circ$

$\psi_{J5} = 80^\circ$

$\phi = 34^\circ$

$\psi_I = 76^\circ$

$\alpha_I = 304^\circ$

Condiciones para viabilidad de falla

1. $\alpha_i = \alpha_f \pm$ (que la línea de intersección aflore hacia la cara del talud). (3b-1)

2. $\psi_i < \psi_f$ (3b-2)

3. $\phi < \psi_i$ (3b-3)

1. $304^\circ \cong 309^\circ$ (Si aflora hacia la cara del talud, según muestra el estereograma).
2. $76^\circ < 81^\circ$
3. $34^\circ < 76^\circ$

En ambas tres, cumple con las condiciones necesarias para que se produzca el mecanismo.

Markland's Test

Si αa ó αb están entre αi y αf , entonces el deslizamiento ocurre sobre el plano que tenga el valor más alto de echado. (3b-4)

En las direcciones de los echados de las juntas, observamos que J3 y J5 se encuentran fuera del ángulo comprendido entre αI y αTL , lo cual indica que el deslizamiento ocurrirá a través de la línea de intersección de los planos.

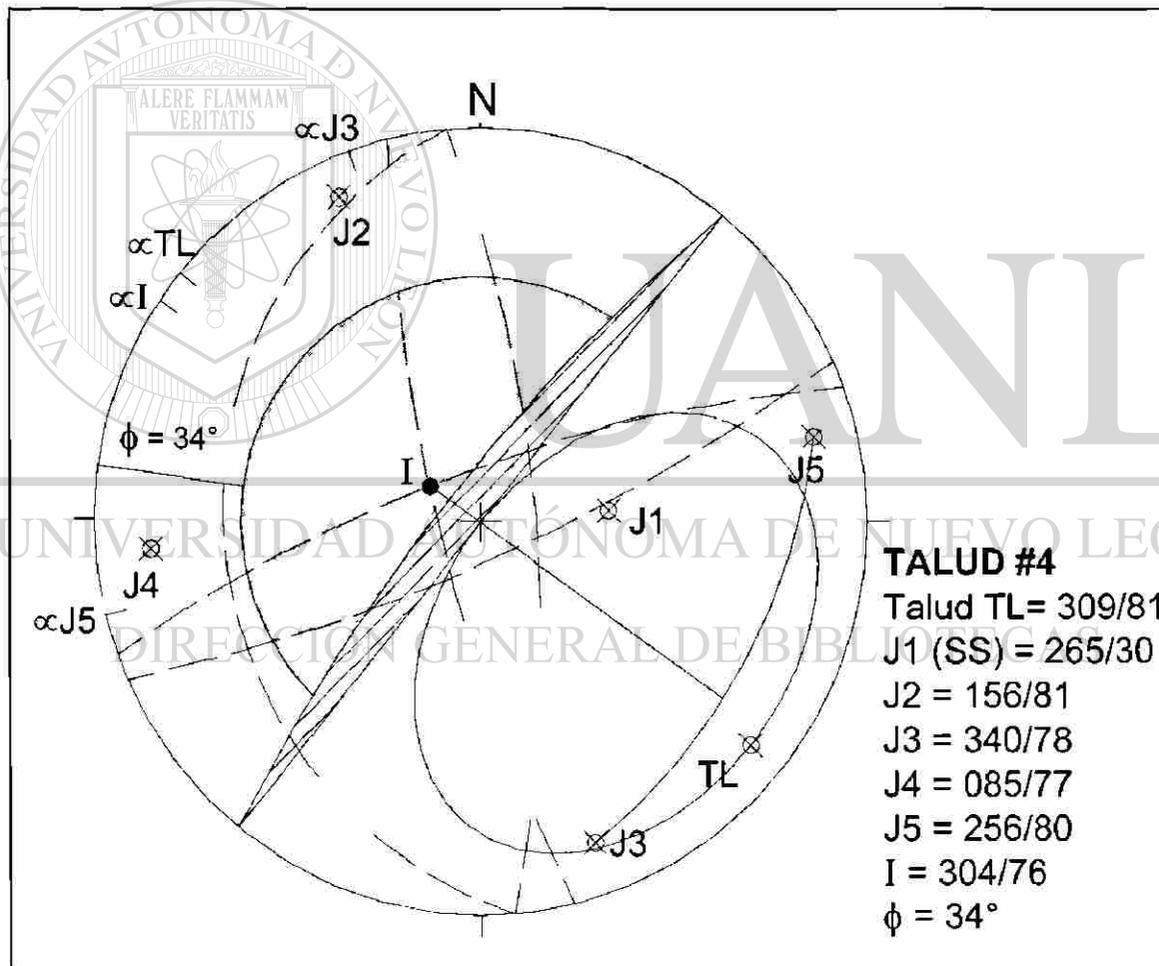


Fig. 3.21. Análisis cinemático del Talud #4. La línea de intersección I formada por los planos J3 y J5 se ubica dentro de la zona sombreada que representa la viabilidad para deslizamiento de cuñas. La intersección de la línea proyectada desde el punto I con el círculo máximo dentro de los polos de los planos, se ubica dentro de la envolvente de Markland lo cual indica deslizamiento a través de la línea de intersección de la cuña. El polo de J1 también se ubica dentro de dicha envolvente, pero es estable por fricción al ubicarse su plano dentro del círculo de fricción.

2.3.5 Talud #5

En el Km 31+280 teniendo una extensión hasta 31+600, se encuentra este talud cortando rocas de la Formación San Felipe que consiste de calizas arcillosas en estratos medianos y delgados de entre 30 y 60 cm con intercalaciones de arcillas blandas y lutitas (Fig. 3.22). Las dimensiones de éste son de una longitud convexa de 320 m con una altura promedio de 23 m, con una dirección de echado de la cara del talud de 280° y una inclinación de 70° . Los bloques de roca están delimitados por planos tipo $hk0$ que dan una forma de cuña inversa.

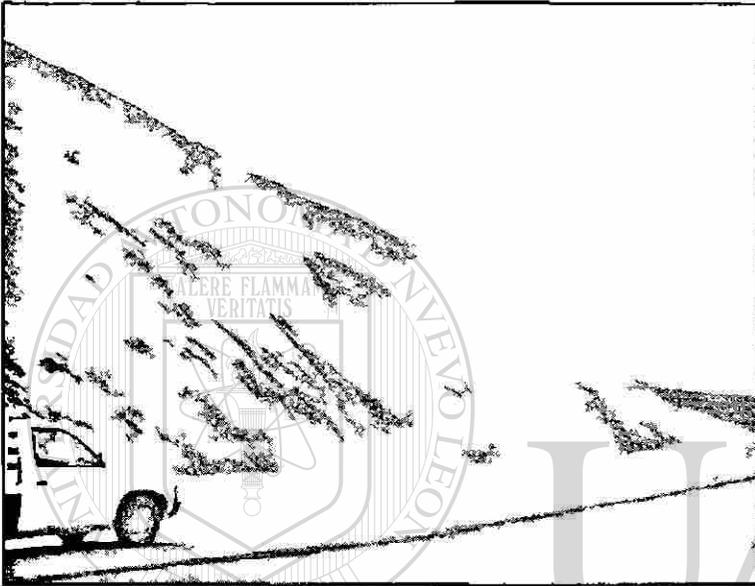


Fig. 3.22. Aspecto general del Talud #5. Ubicación Km 31+300. Vista hacia el S.

El análisis cinemático (Fig. 3.23) muestra que la junta J1 que representa a la estratificación, se encuentra dentro de las zonas críticas, tanto fuera del círculo de fricción del plano como en las zonas $\pm 20^\circ$ del rumbo del talud, para considerarla como deslizamiento planar sobre esta misma. Las condiciones para que deba de cumplir cinemáticamente con las condiciones antes descritas, se muestran a continuación:

Valores

Talud TL = 280/70

J1(SS) = 271/46

J2 = 154/86

J3 = 089/73

$\phi_p = 30^\circ$

Donde:

α_f = Dirección del echado de la cara del talud.

α_p = Dirección del echado del plano.

ψ_f = Echado del talud.

Valores Talud actual:

$\alpha_{TL} = 280^\circ$

$\alpha_{J1} = 271^\circ$

$\psi_{TL} = 70^\circ$

ψ_p = Echado del plano.
 ϕ_p = Angulo de Fricción.

$\psi_{J1} = 46^\circ$
 $\phi_p = 30^\circ$

Condiciones cinemáticas para el Mecanismo Planar:

- 1. $\alpha_p - \alpha_f \pm 20^\circ$ (3a-1)
- 2. $\psi_p < \psi_f$ (3a-2)
- 3. $\psi_p > \phi_p$ (3a-3)

- 1. $271 = 280 \pm 20^\circ$
- 2. $46 < 70$
- 3. $46 > 30$

Las tres condiciones se cumplen para considerar al plano J1 como potencial para el deslizamiento planar.

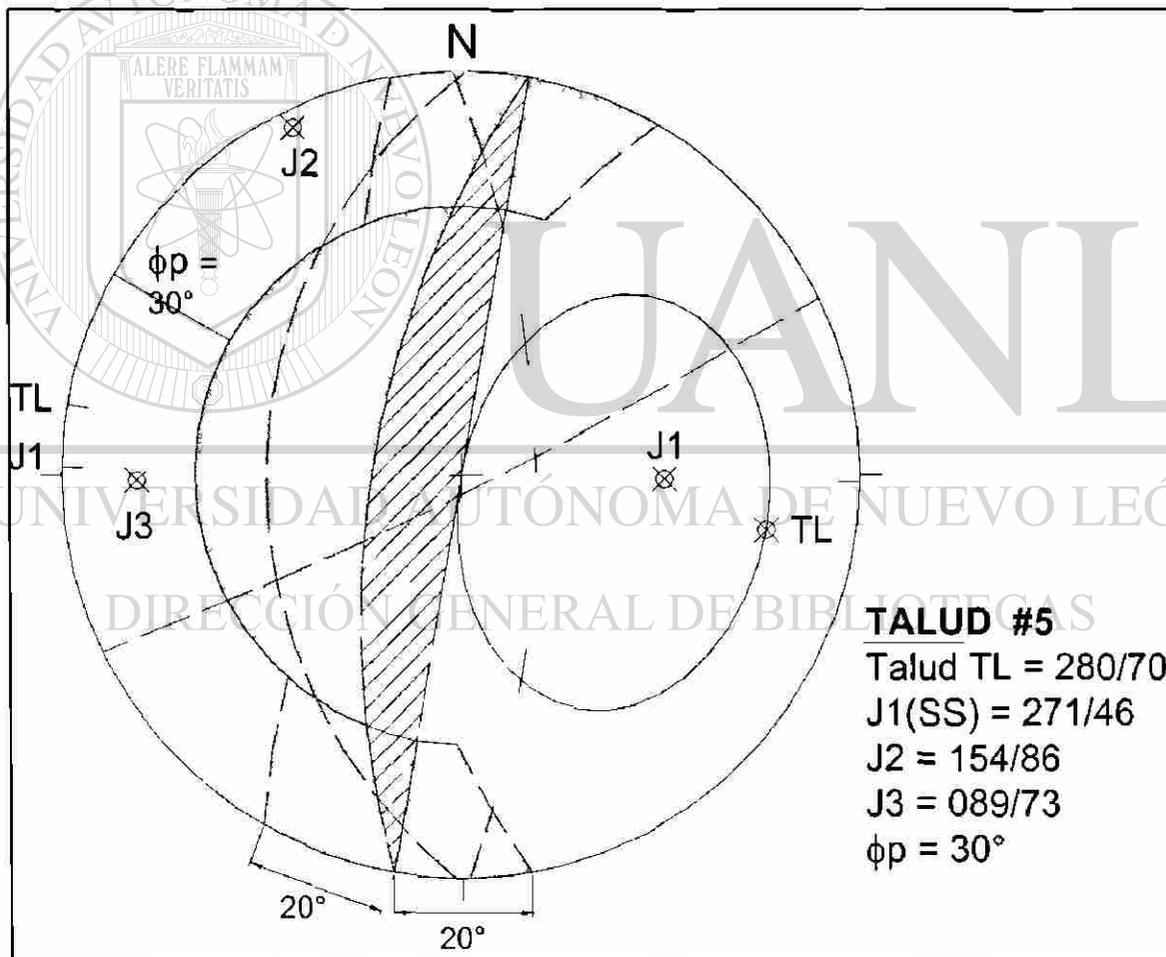


Fig. 3.23 Análisis cinemático del Talud #5. El círculo máximo de J1 se ubica dentro de la zona delimitada $\pm 20^\circ$ y fuera del círculo de fricción ϕ_p , lo cual indica la potencialidad para fallamiento tipo planar. Esto se comprueba al quedar el polo de este plano dentro de la envolvente de Markland.

2.3.6. Talud #6

Se ubica contiguo al talud anterior, en el Km 31+770 - 32+000, dentro de la misma Formación San Felipe (Fig. 3.24). Aquí las dimensiones del talud son de una longitud de 220 m con una altura promedio de 20 m y una dirección del echado de la cara del talud de $280^\circ 40'$.

El mecanismo potencial de falla de acuerdo al análisis cinemático (Fig. 3.25) es planar, sobre el plano de estratificación que tiene una dirección $267^\circ/27'$, el cual se ubica dentro del círculo de fricción de 30° , indica que cinemáticamente no es posible su falla porque $\phi > \psi_p$. Analizando las condiciones estructurales que deben presentarse, se deduce lo siguiente:

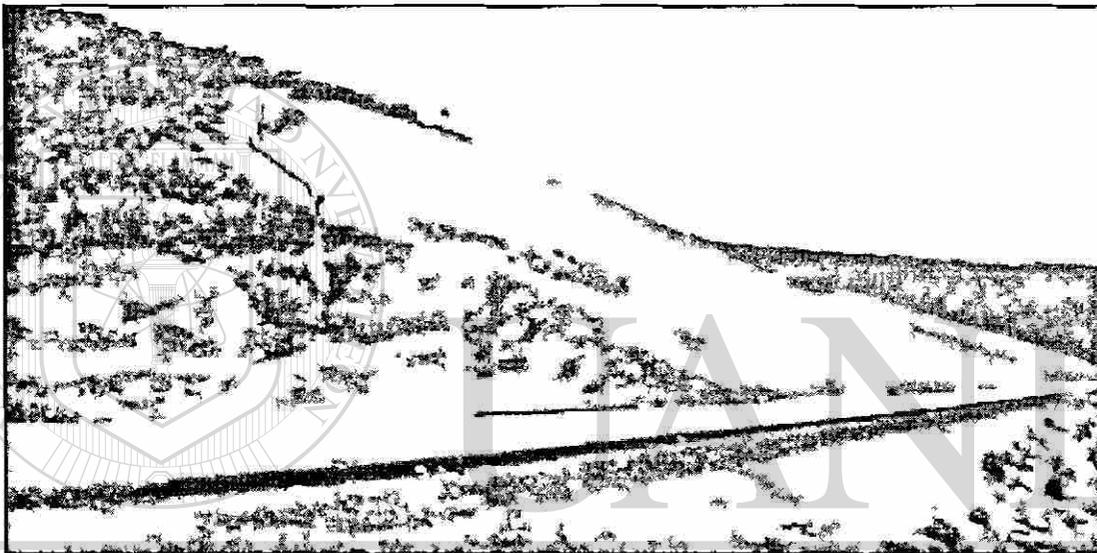


Fig. 3.24. Aspecto general del Talud #6. Ubicación Km 31+770. Vista hacia el S.

Valores

Talud TL = 280/40

J1(SS) = 267/27

J2 = 093/76

J3 = 046/79

$\phi_p = 30^\circ$

Donde:

α_f = Dirección del echado de la cara del talud.

α_p = Dirección del echado del plano.

ψ_f = Echado del talud.

ψ_p = Echado del plano.

ϕ_p = Angulo de Fricción.

Valores Talud actual:

$\alpha_{TL} = 280^\circ$

$\alpha_{J1} = 267^\circ$

$\psi_{TL} = 40^\circ$

$\psi_{J1} = 27^\circ$

$\phi_p = 30^\circ$

Condiciones cinemáticas para el Mecanismo Planar:

- 1. $\alpha_p = \alpha_f \pm 20^\circ$ (3a-1)
- 2. $\psi_p < \psi_f$ (3a-2)
- 3. $\psi_p > \phi_p$ (3a-3)

- 1. $267 = 280 \pm 20^\circ$
- 2. $27 < 40$
- 3. $27 < 30$

En la condición no. 3, el ángulo de fricción del plano es mayor que su echado lo cual indica que cinemáticamente no es posible su deslizamiento, aunque no se puede descartar que el mecanismo esta presente ya que las otras condiciones si se cumplen.

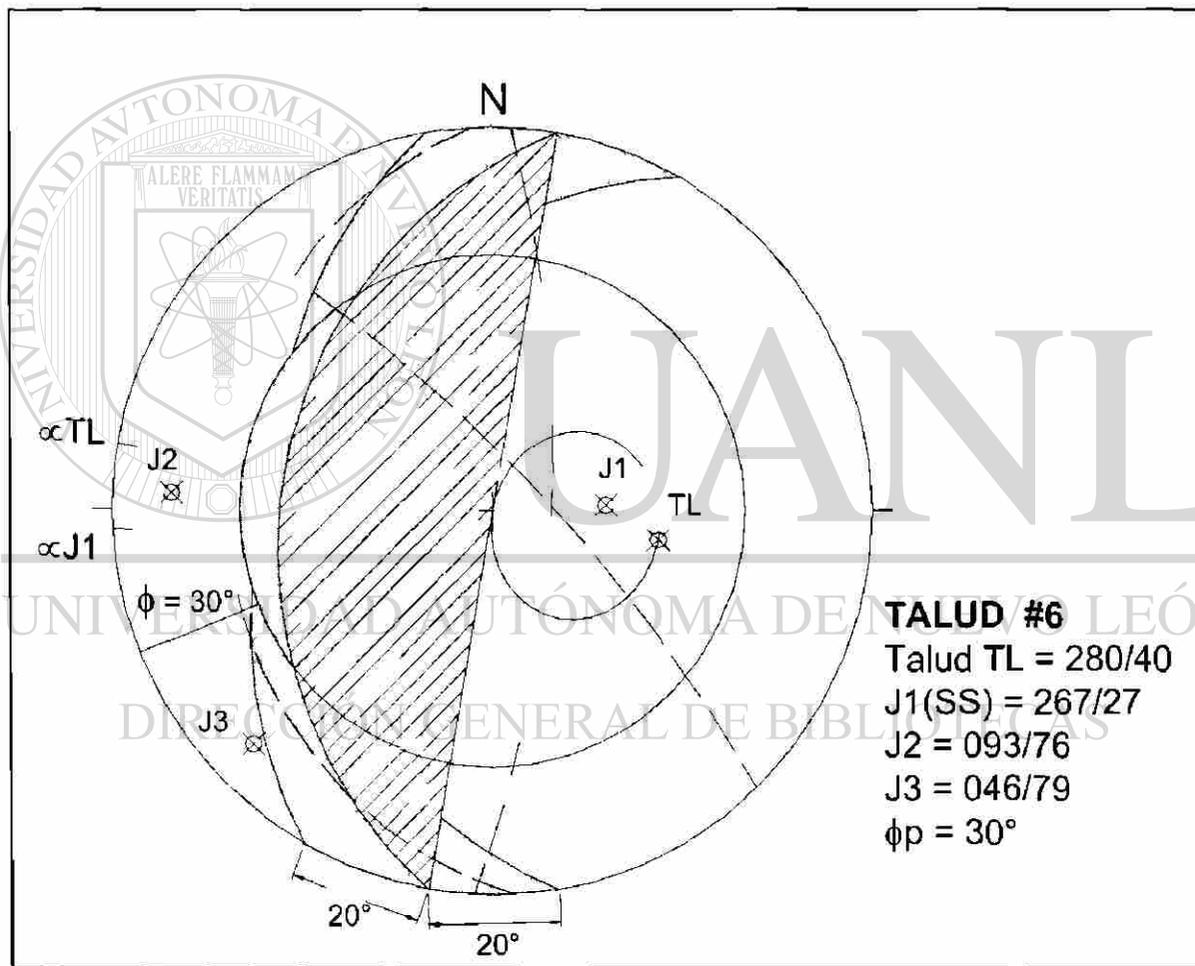


Fig. 3.25. Análisis cinemático del Talud #6. El polo del plano J1 se ubica dentro de la envolvente de Markland indicando condiciones cinemáticas para su deslizamiento. El círculo máximo de este mismo plano se encuentra dentro del círculo de fricción ϕ_p , presentando estabilidad por fricción.

4. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA

4.1 Introducción

En la evaluación de la estabilidad de un talud como excavación en roca, es importante determinar algunas de las propiedades ingenieriles. Estas propiedades consisten en: 1) las propiedades físicas y mecánicas de los bloques de roca intacta y 2) las propiedades de las discontinuidades que limitan los bloques individuales. Las excavaciones en el macizo rocoso son afectadas por la resistencia al corte de las discontinuidades dentro del mismo. Si la roca presenta orientación desfavorable por parte de las discontinuidades, su resistencia para propósitos de diseño puede ser notablemente reducida, ya que éstas pueden interceptarse y formar cuñas potencialmente inestables, ó bien pueden orientarse e inclinarse formando planos de deslizamiento como se describió en el capítulo anterior. El comportamiento del macizo rocoso es también influenciado por condiciones de las juntas como la rugosidad de las superficies, alteraciones y/o material de relleno si está presente. La resistencia del macizo en su totalidad (los bloques de roca intacta más las discontinuidades que los limitan) debe ser considerada en el diseño de estructuras, como excavaciones subterráneas ó cortes de talud. (Goodman, 1976). Por lo cual la **Caracterización Geomecánica** incluye a los procedimientos y técnicas para evaluar la resistencia de un material bajo condiciones de esfuerzo que pudiesen provocar inestabilidad en un macizo rocoso. Principalmente se tienen dos tipos de investigación: el primero fundamentado en el reconocimiento a detalle “in situ” que describe las características físicas de la roca, y el otro mediante ensayos de laboratorio para muestras tomadas directamente del macizo.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

4.1.2 Resistencia al Corte del Macizo Rcoso (*Criterio de Mohr – Coulomb*)

En el análisis de estabilidad de un talud, el factor más importante a considerar es la geometría de los bloques de roca formados por patrones de discontinuidades. Como se discutió en el capítulo anterior acerca de las relaciones geométricas entre la orientación de las discontinuidades y el talud, se determinó que algunas partes del macizo rocoso son potencialmente viables para el deslizamiento de los bloques. El siguiente factor importante a considerar es la *resistencia al corte* de la superficie potencial de deslizamiento, la cual puede consistir de un simple plano de discontinuidad ó un complejo sistema de fracturamiento. La determinación de un valor de la resistencia al corte confiable es crítico, porque pequeños cambios en el valor definen la

potencialidad de falla del talud modificando características como la orientación, pendiente ó altura. La elección del valor apropiado no solo depende de la disponibilidad de los datos, sino también de la interpretación de estos (Hoek y Bray, 1981).

Si se tienen dos bloques de roca que han sido obtenidos de la misma masa rocosa (Fig. 4.1), los cuales contienen un plano de discontinuidad común entre ellos como por ejemplo un plano de estratificación, este plano contiene un relleno que en otras palabras, se necesitaría de aplicar una fuerza de tensión para poder separar los bloques. La superficie es absolutamente planar y no contiene ondulaciones o rugosidades. Este espécimen es sujeto a un esfuerzo normal σ , aplicado a través de la superficie y el esfuerzo cortante τ requerido para causar el desplazamiento u , que es medido. Graficando el nivel de esfuerzo cortante resulta un tipo de curva mostrado en la Fig. 4.2 con desplazamientos muy cortos, el espécimen se comporta elásticamente y el esfuerzo cortante se incrementa con el desplazamiento. Como la fuerza que se resiste al movimiento es vencida, la curva tiene un comportamiento no lineal y alcanza un pico que indica el valor máximo alcanzado por el esfuerzo cortante. De aquí en adelante el esfuerzo cortante requerido para causar el nuevo desplazamiento por corte, cae rápidamente y los niveles muestran un valor constante llamado resistencia al corte residual.

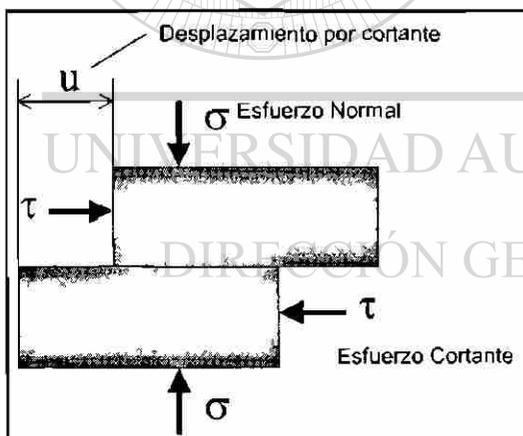


Fig. 4.1 Representación de los esfuerzos cortante y normal en una discontinuidad formada por dos bloques de roca (modificado de Hoek y Bray, 1981).

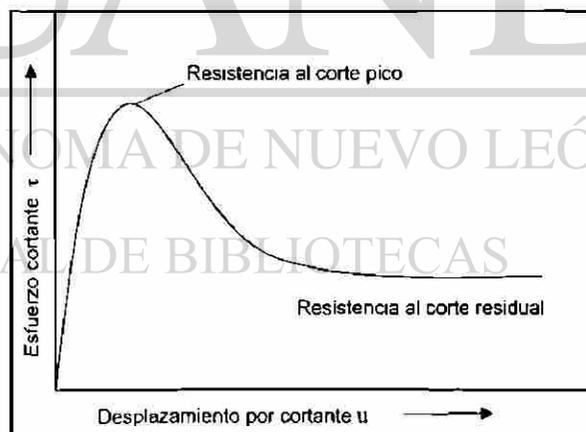


Fig. 4.2 Gráfica del desplazamiento por corte u versus el esfuerzo cortante τ (modificado de Hoek y Bray, 1981).

Si el valor pico de la resistencia al corte obtenido desde ensayos, es graficado con niveles de esfuerzo normal, se dibujará una gráfica como la que se muestra en la Fig.4.3 Esta gráfica denominada *Envolvente de Mohr*, será aproximadamente lineal, dentro de la precisión de resultados

experimentales, con una pendiente igual al ángulo de fricción pico ϕ_p y la intersección del eje del esfuerzo cortante c_p que significa la resistencia cohesiva del material de relleno de la discontinuidad. Este componente cohesivo del esfuerzo cortante total es independiente del esfuerzo normal pero el componente friccional se incrementa con el aumento del esfuerzo normal. El pico de la resistencia al corte es definido por la siguiente ecuación, la cual se conoce como el *Criterio de Mohr – Coulomb*:

$$\tau = c_p + \sigma \tan \phi_p \quad (4a)$$

graficando la resistencia al corte residual contra el esfuerzo normal, se obtiene una relación lineal definida por la ecuación:

$$\tau = \sigma \tan \phi_r$$

mostrando que la resistencia cohesiva del material de relleno se ha perdido. El ángulo de fricción residual ϕ_r es usualmente menor que el ángulo de fricción pico ϕ_p (Fig. 4.4).

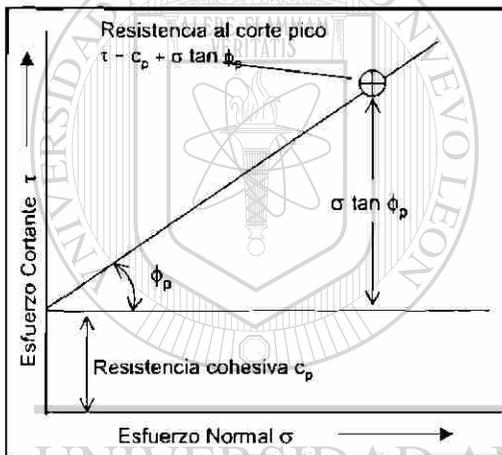


Fig. 4.3. Gráfica del esfuerzo cortante versus esfuerzo normal (modificado de Hoek y Bray, 1981).

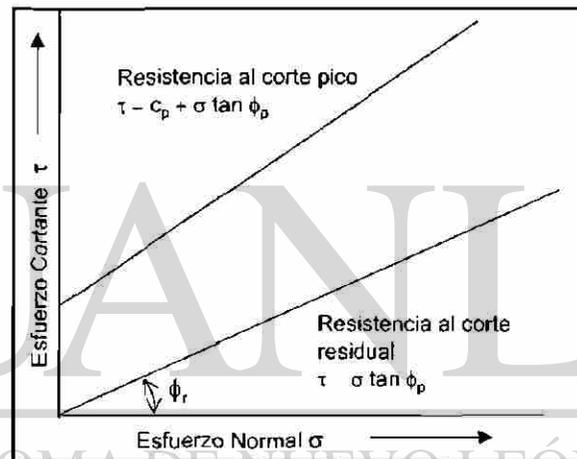


Fig. 4.4. Diferencias entre las envolventes de la resistencia al corte pico y residual (modificado de Hoek y Bray, 1981).

4.2. Ensayo Triaxial de la Roca

La envolvente de una serie de círculos Mohr representa condiciones de esfuerzo a la falla de un material dado. De acuerdo a la hipótesis de ruptura de Mohr, una envolvente de ruptura es el grupo de puntos en los cuales las coordenadas representan las combinaciones de los esfuerzos normal y cortante que pueden causar la ruptura del material. La hipótesis de Mohr se basa en que cuando la falla por cortante toma lugar a través de un plano, el esfuerzo normal σ y el esfuerzo cortante τ a través del plano son relacionados por las características funcionales del material (Jaeger y Cook, 1979), es decir, $|\tau| = f(\sigma)$. La relación funcional es representada en la envolvente de Mohr. Si se tienen los tres esfuerzos principales ($\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$) y $\sigma_2 = \sigma_3$, en este caso hablando de pruebas

triaxiales a un espécimen cilíndrico, los valores de τ y σ pueden ser encontrados por la envolvente. La falla no ocurrirá si los valores de τ y σ son menores que la curva de la envolvente. De cualquier modo, considerando el círculo con su punto central $(\sigma_1 + \sigma_3) / 2$ y con la magnitud del esfuerzo principal máximo (σ_1) menos la magnitud del esfuerzo principal mínimo (σ_3) como su diámetro, la ruptura ocurrirá en el punto donde el círculo toque a la envolvente (Jaeger y Cook, 1979). Los valores de ruptura τ_f y σ_f son determinados como el punto tangente del círculo en la curva A-B (envolvente), y los valores σ_1 y σ_3 de ruptura son denominados como σ_{1f} y σ_{3f} respectivamente. En orden de generar la envolvente de Mohr A-B es necesario conducir varios ensayos triaxiales, (cuando menos tres), y graficar los resultados de σ_{1f} y σ_{3f} de cada ensayo (Fig. 4.5).

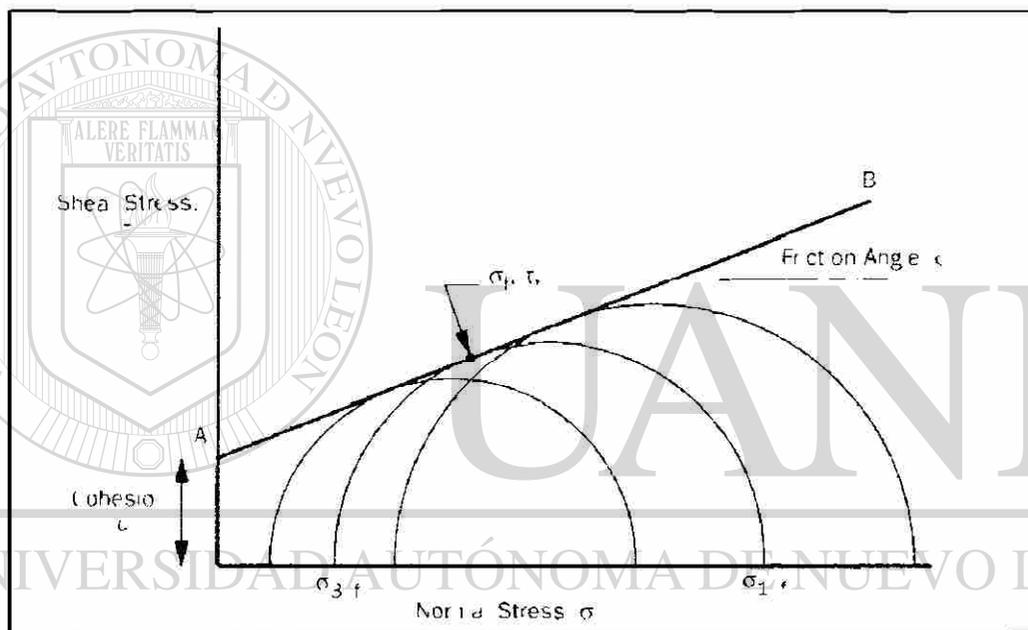


Fig. 4.5 Gráfica de la envolvente de Mohr aplicando valores de ensayos triaxiales. (Kliche, 1999).

4.2.1. Ensayos Triaxiales de los Macizos Rocosos del Sitio de Estudio

Se tomaron muestras de cada una de las Formaciones que albergan a cada uno de los taludes. Los ensayos fueron realizados por el M.C. Víctor Manuel Navarro Hernández en el Laboratorio de Mecánica de Rocas dentro de la Unidad Académica de Minas, Metalurgia y Geología de la Universidad Autónoma de Zacatecas. Dándose los siguientes resultados:

Formación Zuloaga				
Muestra	Presión de Rotura σ_1 (MPa)	Presión confinante σ_3 (MPa)	Cohesión τ (MPa)	Angulo de fricción interno ϕ (grados)
TL1a	190	6.8	94.292	32.023
TL1b	176	6.8		
TL1c	169	6.8		

Formación Tamaulipas Inferior				
Muestra	Presión de Rotura σ_1 (MPa)	Presión confinante σ_3 (MPa)	Cohesión τ (MPa)	Angulo de fricción interno ϕ (grados)
TL2a	216	6.8	108.936	39.355
TL2b	204	6.8		
TL2c	208	6.8		

Formación Tamaulipas Superior				
Muestra	Presión de Rotura σ_1 (MPa)	Presión confinante σ_3 (MPa)	Cohesión τ (MPa)	Angulo de fricción interno ϕ (grados)
TL4a	201	6.8	108.779	39.276
TL4b	210	6.8		
TL4c	216	6.8		

Formación San Felipe				
Muestra	Presión de Rotura σ_1 (MPa)	Presión confinante σ_3 (MPa)	Cohesión τ (MPa)	Angulo de fricción interno ϕ (grados)
TL5a	167	6.8	90.361	30.058
TL5b	174	6.8		
TL5c	169	6.8		

4.3 Criterio de Barton y Choubey

Barton (1973) desarrolló un modelo empírico para predecir la resistencia al corte de juntas rugosas. Basándose en ensayos y observaciones llevadas a cabo en juntas rugosas producidas “artificialmente” en diferentes materiales, Barton y Choubey (1977) derivaron la siguiente ecuación:

$$\tau = \sigma_n \tan \left[\phi_r + JRC \times \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right]$$

donde:

JRC = Coeficiente de rugosidad de la junta.

JCS = Resistencia a la compresión de la junta.

τ = Resistencia al corte a través de la junta.

σ_n = Esfuerzo normal actuando en la superficie de la junta.

ϕ_r = Ángulo de rozamiento residual.

El valor de JRC puede ser empíricamente estimado mediante la comparación de perfiles de la superficie rugosa de la junta con 10 perfiles estandarizados (Fig. 4.7a). Este método para la determinación de la rugosidad ha sido aceptado por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (Brown, 1981). También se puede estimar mediante el ensayo de inclinación *Tilt Test* (Kliche, 1999) (Fig.4.7b) que consiste en obtener el ángulo α con el cual se inicia el deslizamiento de una cara de la junta con respecto a la otra. El esfuerzo normal efectivo σ'_{no} viene aplicado por el peso propio de la misma muestra, dividiéndolo por el área en que actúa, debidamente corregido por el coseno del propio ángulo. JRC se obtiene en consecuencia mediante la expresión (Ayala *et al*, 1987):

$$JRC = \frac{\alpha - \phi_r}{\log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma'_{no}} \right)}$$

donde:

α = Ángulo cuando el deslizamiento ocurre, obtenido mediante el *Tilt Test*.

ϕ_r = Ángulo de fricción residual de la superficie de la roca.

JCS = Resistencia a la compresión de la junta.

σ'_{no} = Esfuerzo normal actuando en la superficie de la junta.

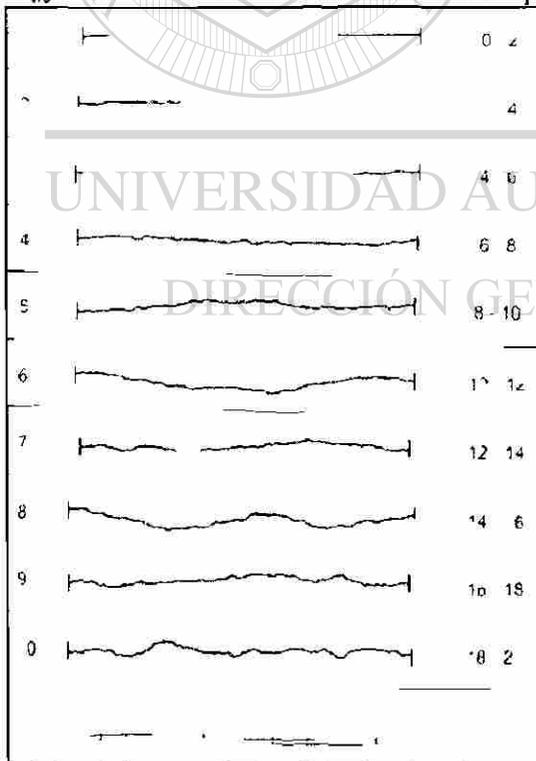


Fig. 4.7 Técnicas para estimar el coeficiente de rugosidad JRC. A la izquierda perfiles estandarizados de Barton (Brown, 1981) para comparar con la rugosidad presente en la junta. Abajo ensayo de Inclinación *Tilt Test*. El ángulo al momento de deslizar los bloques, se considera para el cálculo del JRC.



JRC tiene un rango de valores desde 0 hasta 20, quedando comprendidas entre 5 para superficies totalmente lisas casi planas y, 15 para rugosas y onduladas. El ángulo de rozamiento residual es menor que el ángulo de rozamiento básico ϕ_b que corresponde a la resistencia de las juntas planas sin meteorizar y que se obtiene mediante el ensayo de inclinación utilizando testigos cilíndricos (Barton, 1985). Esta reducción en el valor es consecuencia de la meteorización y alteración de las juntas. Para obtener ϕ_r se utiliza la expresión dada por Barton y Choubey (1977) basada en la resistencia del martillo de Schmidt (Fig. 4.8):

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

donde:

ϕ_b - ángulo de fricción básico.

r = rebote del martillo de Schmidt con la superficie húmeda en estado natural.

R = rebote del martillo de Schmidt en seco.

JCS es igual a la resistencia a la compresión simple de la roca σ_c si la junta no está alterada. Este valor se puede obtener por medio del martillo de Schmidt (Fig. 4.8) de acuerdo con Miller (1965) que obtuvo la siguiente relación:

$$\log_{10} \sigma_c = 0.00088\gamma R + 1.01$$

donde:

R = Número de rebote.

γ - Densidad de la roca (KN/m^3).

σ_c - Resistencia a la compresión uniaxial de la junta (MN/m^2).

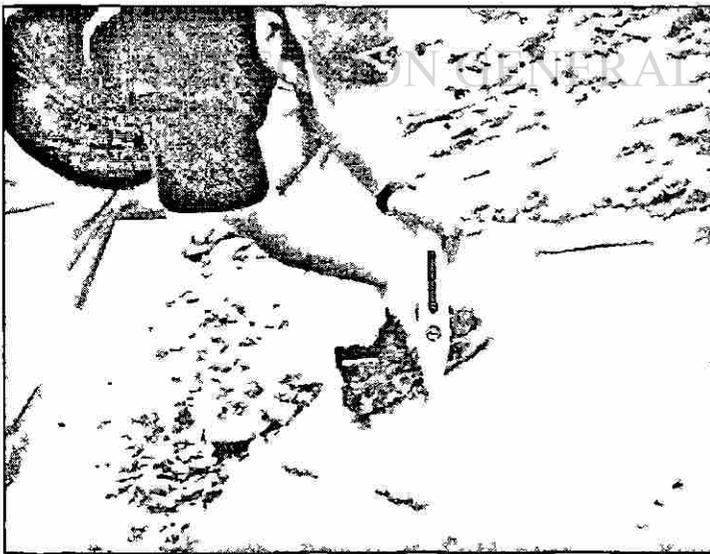


Fig. 4.8 Determinación de la resistencia a la compresión simple de la discontinuidad con el Martillo de Schmidt (esclerómetro). Se aplica el ensayo directamente a la junta, leyendo el valor del rebote al costado del martillo.

Brown (1981) sugirió que el ángulo de fricción pico puede ser estimado utilizando la siguiente ecuación:

$$\phi_p = JRC \times \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \phi_r$$

donde:

ϕ_r = Ángulo de fricción residual.

JRC = Coeficiente de rugosidad de la junta.

JCS = Resistencia a la compresión de la junta.

σ_n = Esfuerzo normal actuando en la superficie de la junta.

4.3.1 Estimación de Ángulos de Fricción y Resistencia al Corte de los Planos de los Taludes en Estudio

Para el cálculo de este valor, se procedió a realizar ensayos mediante la técnica del *Tilt Test* a cada uno de los diferentes macizos donde fueron realizados los taludes, midiendo las dimensiones de cada bloque a deslizar para obtener su peso en función de la densidad de la roca, además de efectuarse ensayos con Martillo de Schmidt en cada una de las discontinuidades para la obtención de la resistencia a la compresión de la junta.

4.3.2 Talud #1

Valores obtenidos mediante ensayos:

	r	R	α Tilt Test	ϕ_b	Dimensiones Bloque	γ KN/m ³
J1	31	37	47°	32°	220x17x20	24
J2	42	56	31°	32°	20x17x15	24
J3	38	59	32°	32°	25x18x20	24

Resultado de los cálculos:

	ϕ_r	JCS	σ_n	σ'_{no}	JRC	ϕ_p	τ
J1	27.89°	68.18	9.8809×10^{-11}	9.8052×10^{-11}	1.61	47°	173.6
J2	27°	155.85	7.4107×10^{-11}	6.7789×10^{-11}	0.32	31°	37.88
J3	24.88°	180.33	9.8809×10^{-11}	8.2429×10^{-11}	0.57	32°	44.11

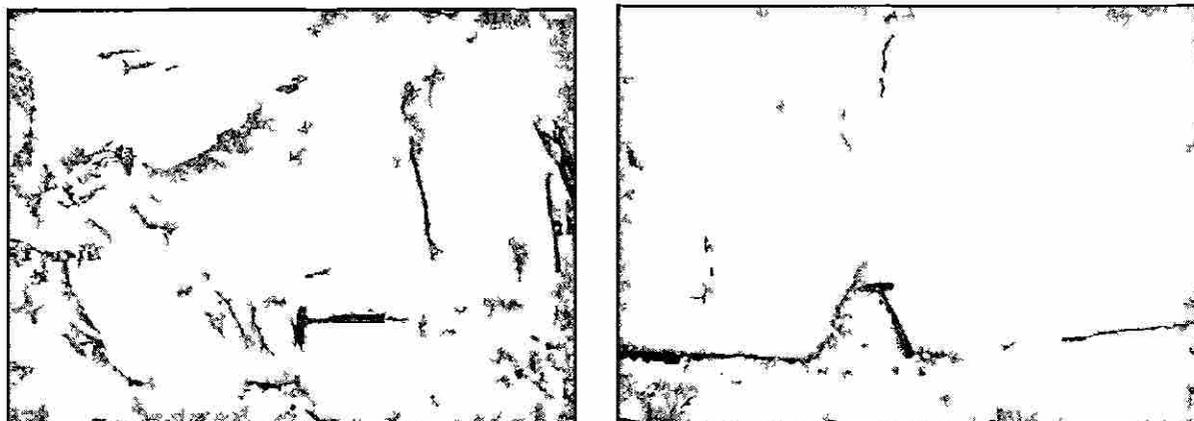


Fig. 4.9. Estado de las discontinuidades presentes para el Talud #1.

En estos resultados se puede apreciar que el valor de J1 que corresponde a la estratificación, muestra un valor alto debido a que se tiene la presencia de juntas estilolíticas que proporcionan un grado de rugosidad que incrementa el ángulo de fricción necesario para el deslizamiento de los bloques de roca (Fig. 4.9). J2 y J3 son planos de diaclasamiento que presentan superficies suaves que nos determinan valores de ángulos de fricción de 31-32°.

4.3.3 Taludes #2 y #3

Valores obtenidos mediante ensayos:

	r	R	α Tilt Test	ϕ_b	Dimensiones Bloque	γ KN/m ³
J1	43	51	35°	33°	20x18x20	24
J2	47	59	34°	33°	22x14x19	24
J3	34	49	32°	33°	21x17x20	24

Resultado de los cálculos:

	ϕ_r	JCS	σ_n	σ'_{no}	JRC	ϕ_p	τ
J1	29.86°	122.21	9.8809×10^{-11}	8.9293×10^{-11}	0.42	35°	39.60
J2	28.93°	180.33	9.3869×10^{-11}	7.9654×10^{-11}	0.41	34°	63.02
J3	30.44°	110.88	9.8809×10^{-11}	8.2429×10^{-11}	0.42	32°	13.62

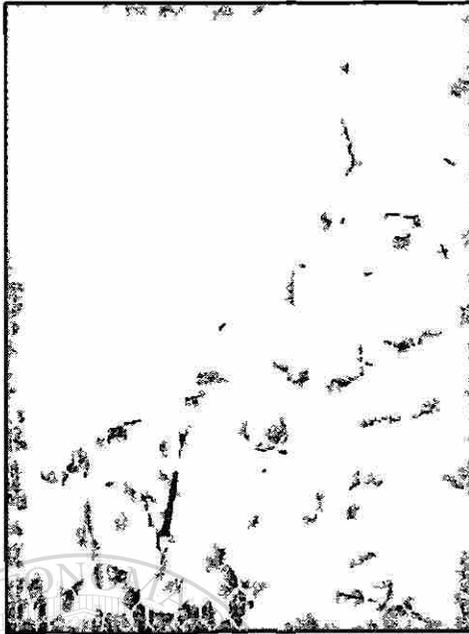


Fig. 4.11. Discontinuidades presentes en el Talud #2 y #3.

Los valores de las juntas tienen una similitud en cuanto a su ángulo de fricción, debido a que sus planos son lisos y presentan casi las mismas características. Se tomaron para ser considerados dichos parámetros en ambos taludes, ya que se encuentran excavados dentro de la misma Formación rocosa. Los valores de la cohesión difieren debido a la resistencia de los planos de las juntas.

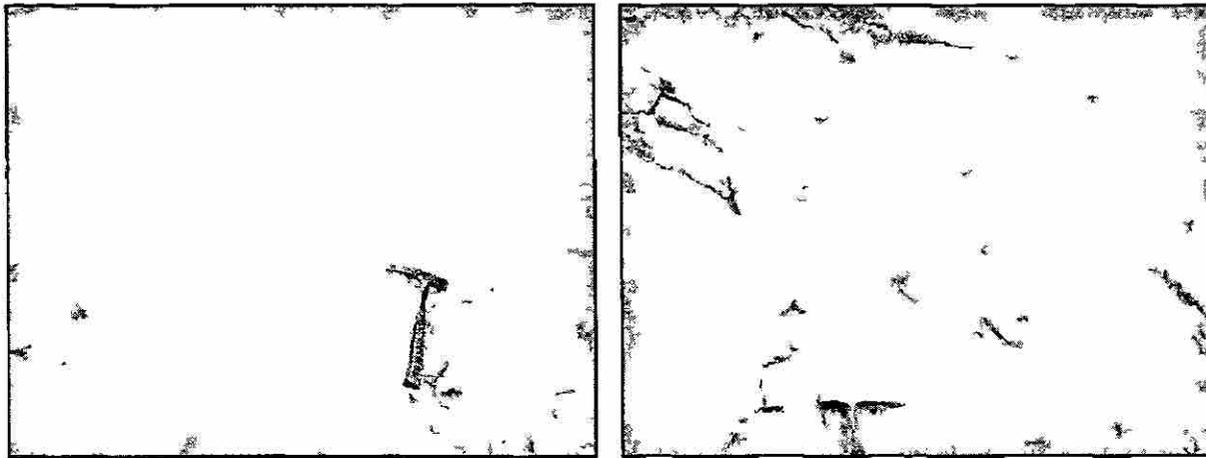
4.3.4 Talud #4

Valores obtenidos mediante ensayos:

	r	R	α Tilt Test	ϕ_b	Dimensiones Bloque	γ KN/m ³
J1	47	55	33°	33°	20x20x20	24
J2	56	64	32°	33°	21x18x15	24
J3	43	52	35°	33°	22x17x18	24

Resultado de los cálculos:

	ϕ_r	JCS	σ_n	σ'_{no}	JRC	ϕ_p	τ
J1	30.09°	148.45	9.8809×10^{-11}	1.3119×10^{-12}	0.20	33°	19.87
J2	30.50°	229.97	7.4107×10^{-11}	6.1822×10^{-11}	0.11	32°	36.54
J3	29.54°	128.30	8.8928×10^{-11}	8.0364×10^{-11}	0.44	35°	30.70



4.12 Aspecto de las discontinuidades que afectan al Talud #4.

Para el valor de J1 correspondiente a la estratificación, se tienen valores bajos de la cohesión debido a que están afectados por el espesor considerable de arcilla dentro de los planos. J2 presenta la mayor resistencia al corte porque contiene un tipo de relleno duro. J3 sus planos son lisos y sin relleno lo cual marca la diferencia entre J2.

4.3.5 Talud #5 y #6

	r	R	α Tilt Test	ϕ_b	Dimensiones Bloque	γ KN/m ³
J1	28	34	31°	32°	20x15x8	23
J2	51	60	30°	32°	20x9x8	23
J3	8	23	30°	32°	20x9x8	23

	ϕ_r	JCS	σ_n	σ'_{no}	JRC	ϕ_p	τ
J1	28.47°	49.90	3.7877×10^{-11}	3.4648×10^{-11}	0.20	31°	2.17
J2	29°	167.64	3.7877×10^{-11}	5.8426×10^{-11}	0.07	27°	9.43
J3	69.50°	14.85	3.7877×10^{-11}	5.8426×10^{-11}	0.00	33°	1.53

El plano de estratificación J1 muestra valores menores a las discontinuidades antes estudiadas, porque son planos lisos con rellenos muy suaves de arcillas, además de que la roca matriz es una caliza arcillosa que disminuye el valor de ϕ_b . J2 y J3 son diaclasas que presentan planos muy poco rugosos además de un relleno suave, ó pueden también no contenerlo, (Fig. 4.13).



Fig. 4.13 Aspecto de las discontinuidades que afloran en los Taludes 5 y 6.

4.4 Clasificación Geomecánica RMR (Rock Mass Rating)

Desarrollada por Bieniawski (1976) (Tabla 4.1.), propuso una clasificación que tomará en cuenta aspectos que se relacionaran más con el comportamiento del macizo combinando el RQD de Deere (1964) con otras observaciones como la presencia de agua y la alteración de las fracturas. Fue la primera clasificación geomecánica que aportó datos cuantitativos como ángulos de fricción y el tiempo de soporte de un claro activo. Los cinco parámetros básicos que contempla son los siguientes:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca.
- Índice de Calidad de la Roca (RQD) de acuerdo a Deere (1964).
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades (rugosidad, continuidad, tamaño de la apertura, meteorización, tipos de rellenos, etc).
- Flujo de agua a través de las juntas.
- Orientación de las discontinuidades.

Para la estimación del RQD, Deere (1964) emplea la recuperación de núcleos extraídos por barrenación a diamante con diámetros de 254 mm ó superiores, mayores a 100 mm entre la longitud barrenada multiplicado por 100, la cual se define como sigue:

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de núcleos recuperados} \geq 100 \text{ mm}}{\text{Longitud total barrenada}} \times 100$$

En casos en los cuales se necesita estimar el RQD pero no se tiene acceso a núcleos de barrenación a diamante, Palmstrom (1982) sugiere que en caso de que las discontinuidades sean visibles ya sea en planos expuestos ó adits de exploración, se puede realizar calculando el número de discontinuidades por unidad de volumen de acuerdo a la relación:

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 J_v$$

Donde J_v es la suma del número de juntas por unidad de longitud de todas las familias de discontinuidades conocido como conteo volumétrico de juntas.

Para aplicar el RMR, el macizo rocoso es dividido en regiones estructurales y cada una se analiza por separado. Los límites de la región usualmente coinciden con la estructura característica mayor como una falla ó cambios en la litología. Después se analiza cada una de las características de la roca de acuerdo a la Tabla 4.1a. dándole su respectivo valor respecto a las condiciones observadas. A esa valoración obtenida se le resta un factor de ajuste de acuerdo a la orientación de las discontinuidades con respecto a la obra con las Tablas 4.1b y 4.1f. Ya que se ha restado el rango correspondiente se compara con la Tabla 4.1c para asignar la clase y definición del tipo de roca así como también aplicando el criterio de la Tabla 4.1d, obtener valores del comportamiento de macizo rocoso. El apartado 4.1e se aplica como guía para distinguir el tipo de discontinuidad al momento de hacer la clasificación.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Tabla 4.1 Clasificación Geomecánica RMR de Bieniawski (1989)

a) Parámetros de clasificación y sus valores

1	Resistencia a la Compresión Uniaxial	> 250 MPa	100-250 Mpa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25	1-5	< 1
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0
2	R.Q.D.	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25%-50%	< 25%		
	Valoración	20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento entre Discontinuidades	> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	0.06 - 0.2 m	< 0.06 m		
	Valoración	20	15	10	8	5		
4	Estado de las Discontinuidades	Muy rugosas, no continuas, sin separación, bordes sanos y duros	Ligeramente rugosas, separación < 1 mm, bordes algo meteorizados	Ligeramente rugosas, separación < 1mm, bordes muy meteorizados	Espejos de falla o con relleno < 5mm ó abiertas 1-5mm, diaclasa continua	Relleno blando > 5mm ó abertura > 5mm, diaclasa continua		
	Valoración	30	25	20	10	0		
5	Flujos de Agua en las Discontinuidades	Seco 0.0	Ligeramente húmedo 0.0-0.1	Húmedo 0.1-0.2	Goteando 0.2-0.5	Fluyendo > 0.5		
	Valoración	15	10	7	4	0		

b) Factor de ajuste por orientación de las discontinuidades

Orientación de las discontinuidades:		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
Valoración:	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-6	-25	-50	

c) Clasificación del macizo rocoso de acuerdo a su valoración

Rango	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
Clase No.	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala

d) Significado de la clasificación del macizo rocoso

No. Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de sostén	20 años para 15 m de claro	1 año para 10 m de claro	1 semana para 5 m de claro	10 horas para 2,5 m de claro	30 min. para 1 m de claro
Cohesión del macizo (KPa)	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Angulo de fricción (grados)	> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15

e) Pautas para la clasificación de las condiciones de las discontinuidades

Continuidad de discontinuidad (persistencia)	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m
	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Ninguna	< 0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm
	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Suave	Lisa
	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno suave >5mm	Relleno suave <5mm
	6	4	2	2	0
Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Altamente alterada	Descompuesta
	6	5	3	1	0

f) Efecto del rumbo y echado de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al rumbo del eje de la obra				Rumbo paralelo al eje de la obra		Echado de 0-20°. Independiente del rumbo
Penetración en sentido del rumbo		Penetración contra el rumbo				
Echado 45° - 90°	Echado 20° - 45°	Echado 45° - 90°	Echado 20° - 45°	Echado 45° - 90°	Echado 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy favorable	Regular	Desfavorable

4.5 Clasificación SMR (Slope Mass Rating)

La clasificación SMR, desarrollada por Romana (1995) es una técnica para determinar los factores de ajuste que se necesitan para aplicar la clasificación original RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1976) a los taludes. En este caso dichos factores corresponden al tipo de mecanismo de falla en la cual ocurre el talud rocoso ya que por lo regular la estabilidad está gobernada por las discontinuidades y la intersección de éstas produce superficies que delimitan bloques de roca que fallarán.

Este índice se obtiene del RMR básico sumando un “factor de ajuste”, que es función de la orientación de las discontinuidades (producto de tres subfactores) y un factor de excavación que depende del método utilizado:

$$SMR = RMR + (F1 \times F2 \times F3) + F4 \quad (4b)$$

Donde:

RMR = (rango de 0 a 100) Se calcula de acuerdo con los coeficientes de Bieniawski (1976) como la suma de las valoraciones correspondientes a cinco parámetros (Tabla 4.1a): El factor de ajuste de las discontinuidades es producto de tres subfactores (Tabla 4.2):

F1 Paralelismo entre el talud y la discontinuidad

Depende del paralelismo entre el rumbo de las discontinuidades y el rumbo de la cara del talud. Varía entre 1.00 (cuando ambos rumbos son paralelos) y 0.15 (cuando el ángulo entre ambos rumbos es mayor de 30° y la probabilidad de rotura es baja). Estos valores, establecidos empíricamente se ajustan a la expresión:

$$F1 = (1 - \text{sen } \alpha_p - \alpha_f)^2 \quad (4b-1)$$

Donde:

α_p = Dirección del echado de la discontinuidad.

α_f = Dirección del echado del talud.

F2 Inclinación del plano de discontinuidad

Depende del echado de la discontinuidad en la rotura plana. En cierto sentido es una medida de la probabilidad a la resistencia a esfuerzo cortante de la discontinuidad. Varía entre 1.00 (para juntas con echado superior a 45°) y 0.15 (para juntas con echado inferior a 20°). Fue establecido empíricamente pero puede ajustarse según la relación:

$$F2 = (\tan^2 \psi_p)^2 \quad (4b-2)$$

Donde:

ψ_p = Echado de la discontinuidad.

F2 tiene un valor de 1.0 para mecanismos de falla por vuelco.

F3 Relación echado del talud y echado del plano de discontinuidad

Refleja la relación entre la orientación de los planos de discontinuidad con respecto al talud. Estos valores son los mismos propuestos por Bieniawski (1976) (Tabla 4.1f) que siempre son negativos.

Para roturas planas F3 expresa la probabilidad de que las juntas afloren en el talud. Se supone que las condiciones son normales cuando el echado medido de la familia de juntas es igual al del talud y por lo tanto aflorarán algunos planos. Cuando el talud se inclina más que las juntas, casi todas aflorarán y las condiciones serán muy desfavorables, lo que supone un valor de F3 de -60 (para $\psi_f - \psi_p > 10^\circ$), ó desfavorables lo que supone un valor de F3 de -50 (para $0 < \psi_f - \psi_p < 10^\circ$). La diferencia con el valor de F3 normal (-25) es muy grande.

Factor F1						
Caso		Muy favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy desfavorable
P	$\alpha_p - \alpha_f$	$> 30^\circ$	$30^\circ-20^\circ$	$20^\circ-10^\circ$	$10^\circ-5^\circ$	$< 5^\circ$
T	$\alpha_p - \alpha_f \quad 180^\circ$					
P/T	F1	0,15	0,40	0,70	0,85	1,00
Factor F2						
P	ψ_p	$< 20^\circ$	$20^\circ-30^\circ$	$30^\circ-35^\circ$	$35^\circ-45^\circ$	$> 45^\circ$
	F2	0,15	0,40	0,70	0,85	1,00
T	F2	1	1	1	1	1
Factor F3						
P	$\psi_p - \psi_f$	$> 10^\circ$	$10^\circ-0^\circ$	0°	$0^\circ-(-10^\circ)$	$< -10^\circ$
T	$\psi_p + \psi_f$	$< 110^\circ$	$110^\circ-120^\circ$	$> 120^\circ$		--
P/T	F3	0	-6	-25	-50	-60
P Rotura Plana		α_f dirección del echado del talud		α_p dirección del echado de la discontinuidad		
T Rotura por vuelco		ψ_f echado del talud		ψ_p echado de las juntas		

Tabla 4.2 Factor de ajuste para las discontinuidades para la Clasificación SMR (Romana, 1995).

F4 Factor de Ajuste según el Método de Excavación

Este ha sido establecido empíricamente de acuerdo a los siguientes criterios (Tabla 4.3):

- Los taludes naturales son más estables, a causa de los procesos previos de erosión sufridos por el talud, y de los mecanismos internos de protección que muchos de ellos poseen (vegetación, desecación superficial, drenaje torrencial, etc.), para ello se otorga un valor de $F4 = +15$.
- Utilizar la técnica del precorte en las voladuras aumenta la estabilidad de los taludes en media clase. $F4 = +10$.
- La técnica de voladura suavizada (recorte o post-corte) bien calculada y ejecutada, también aumenta la estabilidad de los taludes. $F4 = +8$.
- Las voladuras normales aplicadas con métodos razonables no modifican la estabilidad. $F4 = 0$.
- Las voladuras defectuosas son muy frecuentes y pueden empeorar la estabilidad propia del terreno. $F4 = -8$.
- La excavación mecánica de los taludes por ripeado sólo es posible cuando el macizo rocoso está muy fracturado ó se excava roca blanda. Con frecuencia se combina con pre-voladuras que contemplan poco criterio de diseño. Las caras del talud presentan dificultades de acabado. Por ello el método ni mejora ni empeora la estabilidad. $F4 = 0$.

Método de excavación	Talud natural	Precorte	Voladura suave	Voladura o mecánico	Voladura deficiente
Valor F4	15	10	8	0	-8

Tabla 4.3 Factor de ajuste según el método de excavación del talud para la Clasificación SMR (Romana, 1995).

Para aplicar esta clasificación, Romana (1985) hace las siguientes observaciones:

- La clasificación no tiene instrucciones específicas para las roturas en cuña. El procedimiento a seguir es obtener el índice SMR para cada una de las familias de las juntas. El valor más bajo obtenido para cada familia empíricamente, será el representativo del talud.
- En rocas meteorizadas y en las evolutivas, la clasificación debe ser aplicada dos veces: para la situación inicial de roca sana y para la situación futura de la roca meteorizada. Los índices obtenidos serán distintos.

Según el valor del índice SMR, se obtienen 5 clases de estabilidad, definidas en la siguiente tabla (Tabla 4.4):

Clase No.	V	IV	III	II	I
SMR	0-20	21-40	41-60	61-80	81-100
Descripción	Muy mala	Mala	Regular	Buena	Muy buena
Estabilidad	Totalmente inestable	Inestable	Parcialmente estable	Estable	Totalmente estable
Roturas	Grandes roturas por planos continuos o por la masa	Juntas o grandes cuñas	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguna
Tratamiento	Reexcavación	Corrección	Sistemático	Ocasional	Ninguno

Tabla 4.4 Clases de estabilidad de acuerdo al SMR (Romana, 1995).

Los valores límites del SMR encontrados empíricamente para cada tipo de mecanismo de falla se muestran en la tabla siguiente (Tabla 4.5). Todos los taludes con valores de SMR inferiores fallan en un lapso muy corto de tiempo. No se han encontrado taludes con valores menores a 10, lo cual indica que no son físicamente factibles.

Roturas planas		Roturas en cuña	
SMR > 60	Ninguna	SMR > 75	Muy pocas
60 > SMR > 40	Importantes	75 > SMR > 49	Algunas
40 > SMR > 15	Muy grandes	55 > SMR > 40	Muchas
Roturas por vuelco		Roturas completas (tipo suelo)	
SMR > 65	Ninguna	SMR > 30	Ninguna
65 > SMR > 50	Menores	30 > SMR > 10	Posible
40 > SMR > 30	Muy grandes		

Tabla 4.5 Valores límite para la clasificación SMR (Romana, 1995).

4.5.1 Valoración Geomecánica de los Macizos Rocosos del Área de Estudio

4.5.1.1 Talud #1 (Km. 26+890)

La roca presente es una caliza micrítica de color gris oscuro con una resistencia a la compresión uniaxial de 190 MPa. Las mediciones en el sitio de las discontinuidades presentes arrojan un RQD de 90%. Existen tres tipos de discontinuidades: primeramente la estratificación (J1) con espesor de estratos de entre 0.4 y 1.8 m con una superficie rugosa de estructuras cone in cone rellenas con material suave de arcillas; las otras dos discontinuidades son diaclasas tectónicas con un espaciamiento de entre 0.4 y 1.0 m teniendo una continuidad de aproximadamente de 1.0 m, estando separadas por un relleno suave de arcillas y planos ligeramente rugosos.

Rock Mass Rating (RMR):

- Resistencia a la Compresión Uniaxial = 190 MPa Valor = 12
- Índice de Calidad de la Roca RQD = 90% Valor = 20
- Espaciamiento entre Discontinuidades: = 0.5 – 1.0 m Valor = 15
- Estado de las Discontinuidades:
 - Continuidad: 1 – 3 m Valor = 4
 - Separación de planos de juntas: 1 – 5 mm Valor = 1
 - Rugosidad de los planos: Suave Valor = 1
 - Relleno de las juntas: Relleno Suave > 5 mm Valor = 2
 - Grado de alteración: inalterado Valor = 6
- Flujo de Agua: Seco Valor = 14

$$\text{Suma de los Parámetros} = 12 + 20 + 15 + 14 + 15 = 76$$

Valor total de la Clasificación RMR = 76

Clase II Roca de Buena Calidad.

Slope Mass Rating (SMR)

Para hacer la clasificación mediante el SMR para mecanismos en cuña, se sugiere que se realice en forma independiente a cada plano que forma el bloque. Los datos necesarios para proceder son las direcciones del echado y echados del talud y los planos los cuales corresponden a:

TL = 061/72, J2 = 088 67 Y J3 = 017/83.

J2

- Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f = 88^\circ - 61^\circ = 27^\circ$; una dirección del echado favorable. Valor = 0.40
- Factor F2 = $\psi_p - 67^\circ$; un echado muy desfavorable. Valor = 1.0
- Factor F3 = $\psi_p - \psi_f = 67^\circ - 72^\circ = -5^\circ$; un echado desfavorable. Valor = -50
- Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal. Valor = 0

J3

- Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f = 17^\circ - 61^\circ - 44^\circ$; dirección del echado muy favorable. Valor = 0.15
- Factor F2 = $\psi_p = 83^\circ$; un echado muy desfavorable. Valor = 1.0
- Factor F3 = $\psi_p - \psi_f = 83^\circ - 72^\circ = 9^\circ$; un echado favorable. Valor = -6
- Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal. Valor = 0

Por regla general del SMR se toman los valores más bajos, en este caso se clasificará respecto a J3:

$$\begin{aligned} \text{SMR} &= \text{RMR} + (F1 \times F2 \times F3) + F4 \\ \text{SMR} &= (76) + [(0.15)(1.0)(-6)] + (0) \\ \text{SMR} &= 76 + (-6) \end{aligned}$$

$$\text{SMR} = 70$$

Clase II Buena Estabilidad del Talud.

4.5.1.2 Talud #2 (Km. 29+080)

Esta cortando en una caliza micrítica con una resistencia a la compresión uniaxial de 230 MPa. Las mediciones para obtener el índice de recuperación arrojaron valores de 82%. Las discontinuidades presentes corresponden en primer término a la estratificación (J1) que tiene espesores masivos de entre 0.5 y 2.5 m con intercalaciones de arcillas y calcita cristalizada además de estilolitas paralelas a la estratificación. Los demás planos son diaclasas de planos lisos sin relleno. La continuidad de estos planos es relativo a la estratificación.

Rock Mass Rating (RMR):

- Resistencia a la Compresión Uniaxial – 230 MPa Valor = 12
- Índice de Calidad de la Roca RQD = 82% Valor = 17
- Espaciamiento entre Discontinuidades: = 0.5 – 2.5 m Valor = 15
- Estado de las Discontinuidades:

- Continuidad: 1 – 3 m Valor = 4
- Separación de planos de juntas: 1 – 5 mm Valor = 1
- Rugosidad de los planos: Lisos Valor = 0
- Relleno de las juntas: Sin relleno Valor = 6
- Grado de alteración: ligero Valor = 5

- Flujo de Agua: Seco Valor = 16
- Valor = 15

Suma de los Parámetros = 12 + 17 + 15 + 16 + 15 = **75** .

Valor total de la Clasificación RMR = 75

Clase II Roca de Buena Calidad.

Slope Mass Rating (SMR):

De acuerdo al análisis cinemático, se tiene en este talud un mecanismo de vuelco de bloques.

Los datos necesarios para proceder son las direcciones del echado y echados del talud y los planos los cuales corresponden a: TL = 323/85, J3 = 152/75 Y J4 = 161/82.

J3

- Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f - 180^\circ = 152 - 323 - 180 = 9^\circ$; desfavorable. Valor = 0.85
- Factor F2 = $\psi_p = 75^\circ$; muy desfavorable. Valor = 1.0
- Factor F3 = $\psi_p + \psi_f = 75^\circ + 85^\circ = 160^\circ$; normal. Valor = -25
- Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal. Valor = 0

J4

- Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f - 180^\circ = 161 - 323 - 180 = 18^\circ$; normal. Valor = 0.70
- Factor F2 = $\psi_p = 82^\circ$; muy desfavorable. Valor = 1.0
- Factor F3 = $\psi_p + \psi_f - 82^\circ + 85^\circ = 167^\circ$; normal. Valor = -25
- Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal. Valor = 0

Por regla general del SMR se toman los valores mas bajos, en este caso se clasificara respecto a J3:

$$SMR = RMR + (F1 \times F2 \times F3) + F4$$

$$SMR = (75) + [(0.85)(1.0)(-25)] + (0)$$

$$SMR = 75 + (-21)$$

SMR = 54

Clase III Regular Estabilidad del Talud.

4.5.1.3 Talud #3 (Km. 29+306)

Para objeto de la clasificación RMR de este talud, se tomará la anterior, ya que litológicamente se encuentran en la misma Formación rocosa. El factor que cambia es la orientación de las discontinuidades con respecto al talud.

Rock Mass Rating (RMR):

▪ Resistencia a la Compresión Uniaxial = 230 MPa	Valor = 12
▪ Índice de Calidad de la Roca RQD = 82%	Valor = 17
▪ Espaciamiento entre Discontinuidades: = 0.5 – 2.5 m	Valor = 15
▪ Estado de las Discontinuidades:	
○ Continuidad: 1 – 3 m	Valor = 4
○ Separación de planos de juntas: 1 – 5 mm	Valor = 1
○ Rugosidad de los planos: lisos	Valor = 0
○ Relleno de las juntas: sin relleno	Valor = 6
○ Grado de alteración: ligero	Valor = 5
	Valor = 16
▪ Flujo de Agua: Seco	Valor = 15
Suma de los Parámetros = 12 + 17 + 15 + 16 + 15 = <u>75</u>	

Valor total de la Clasificación RMR = 75

Clase II Roca de Buena Calidad.

Slope Mass Rating (SMR):

Para hacer la clasificación mediante el SMR para mecanismo presente de cuña, se aplicará el criterio de clasificación a cada plano. Los datos necesarios para proceder son las direcciones del echado y echados del talud además de los planos de discontinuidades, los cuales corresponden a: TL = 313/85, J1 = 260/36 Y J2 = 054/50.

J1

▪ Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f = 260^\circ - 313^\circ - 53^\circ$; muy favorable.	Valor = 0.15
▪ Factor F2 = $\psi_p = 36^\circ$; un echado desfavorable.	Valor = 0.85
▪ Factor F3 = $\psi_p - \psi_f = 36^\circ - 85^\circ = -49^\circ$; muy favorable.	Valor = 0
▪ Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal.	Valor = 0

J3

▪ Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f = 054^\circ - 313^\circ = 259^\circ$; echado muy favorable.	Valor = 0.15
▪ Factor F2 = $\psi_p = 50^\circ$; un echado muy desfavorable.	Valor = 1.0
▪ Factor F3 = $\psi_p - \psi_f = 50^\circ - 85^\circ = -35^\circ$; muy desfavorable.	Valor = -60
▪ Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal.	Valor = 0

Por regla general del SMR se toman los valores mas bajos, en este caso se clasificara respecto a J1:

$$\begin{aligned} \text{SMR} &= \text{RMR} + (F1 \times F2 \times F3) + F4 \\ \text{SMR} &= (75) + [(0.15)(0.85)(0)] + (0) \\ \text{SMR} &= 75 + (-9) \end{aligned}$$

SMR = 66

Clase II Buena Estabilidad del Talud.

4.5.1.4 Talud #4 (Km. 31+280)

El talud esta conformado por una caliza micrítica de resistencia a la compresión uniaxial de 230 MPa, estratificada en espesores de 0.5 a 1.5 m intercalados por capas de arcilla y calcita. Las mediciones in situ de la calidad de la roca nos da un valor RQD de 78%. Las diaclasas se encuentran rellenas de arcilla roja con signos de alteración y disolución con una apertura de 2 mm, las paredes de los planos están lisas y se encuentran muy soldadas con espaciamiento de 0.1 a 0.5 m, mientras que otro tipo de fracturas tiene planos lisos sin ningún relleno con un espaciamiento de 0.4 a 0.6 m. También se observan estilolitas dentro de las capas, siendo paralelas a la estratificación. El mecanismo analizado cinemáticamente corresponde a cuñas.

Rock Mass Rating (RMR):

▪ Resistencia a la Compresión Uniaxial = 230 MPa	Valor = 12
▪ Índice de Calidad de la Roca RQD = 78%	Valor = 17
▪ Espaciamiento entre Discontinuidades: - 0.1 - 0.5 m	Valor = 10
▪ Estado de las Discontinuidades:	
○ Continuidad: 1 - 3 m	Valor = 4
○ Separación de planos de juntas: 1 - 5 mm	Valor = 1
○ Rugosidad de los planos: lisos	Valor = 0
○ Relleno de las juntas: rellenos suaves >5mm	Valor = 2
○ Grado de alteración: moderada	Valor = 3
	Valor = 10
▪ Flujo de Agua: Seco	Valor = 15

$$\text{Suma de los Parámetros} = 12 + 17 + 15 + 10 + 15 = 64$$

Valor total de la Clasificación RMR = 64

Clase II Roca de Buena Calidad

Slope Mass Rating (SMR):

Para hacer la clasificación mediante el SMR para mecanismo presente de cuña, se aplicará el criterio de clasificación a cada plano. Los datos necesarios para proceder son las direcciones del echado y echados del talud además de los planos de discontinuidades, los cuales corresponden a: TL = 309 81, J3 = 340 78 Y J5 = 256/80.

J3

▪ Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f = 340^\circ - 309^\circ - 31^\circ$; muy favorable.	Valor = 0.15
▪ Factor F2 = $\psi_p - 78^\circ$; un echado muy desfavorable.	Valor = 1.0
▪ Factor F3 = $\psi_p - \psi_f = 78^\circ - 81^\circ = -3^\circ$; desfavorable.	Valor = -50

- Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal. Valor = 0

J5

- Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f - 256^\circ - 309^\circ = 53^\circ$; muy favorable. Valor = 0.15
- Factor F2 = $\psi_p = 80^\circ$; muy desfavorable. Valor = 1.0
- Factor F3 = $\psi_p - \psi_f = 80^\circ - 81^\circ = -1^\circ$; desfavorable. Valor = -50
- Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal. Valor = 0

Por regla general del SMR se toman los valores mas bajos, en este caso ambas juntas tienen el mismo factor de reducción:

$$\begin{aligned} \text{SMR} &= \text{RMR} + (\text{F1} \times \text{F2} \times \text{F3}) + \text{F4} \\ \text{SMR} &= (64) + [(0.15)(1.0)(-50)] + (0) \\ \text{SMR} &= 64 + (-8) \end{aligned}$$

$$\text{SMR} = 56$$

Clase III Regular Estabilidad del Talud.

4.5.1.5 Talud #5 (Km. 31+300)

Está comprendido dentro de calizas arcillosas con una resistencia a la compresión uniaxial de 170 MPa, con un índice de calidad de la roca de 73%. La estratificación tiene espesores de 0.3 a 0.5 m con intercalaciones de lutitas y arcillas. Las fracturas tienen un espaciamiento de 0.1 a 0.25 m, encontrándose poco alteradas con rellenos de calcita en algunos casos y con paredes lisas. La continuidad de éstas es pequeña, teniendo como longitudes de 1 m. No se aprecian corrientes o flujos de agua.

Rock Mass Rating (RMR):

- Resistencia a la Compresión Uniaxial = 170 MPa Valor = 12
 - Índice de Calidad de la Roca RQD = 73% Valor = 17
 - Espaciamiento entre Discontinuidades: 0.1 – 0.25 m Valor = 10
 - Estado de las Discontinuidades:
 - Continuidad: 1 m Valor = 6
 - Separación de planos de juntas: 1 – 5 mm Valor = 1
 - Rugosidad de los planos: Lisos Valor = 0
 - Relleno de las juntas: Rellenos suaves >5mm Valor = 2
 - Grado de alteración: Ligero Valor = 5
 - Flujo de Agua: Seco Valor = 14
- Suma de los Parámetros – 12 + 17 + 15 + 14 + 15 = 73

Valor total de la Clasificación RMR = 73
Clase II Roca de Buena Calidad

Slope Mass Rating (SMR):

De acuerdo al análisis cinemático se obtuvo que el mecanismo de falla corresponde a deslizamiento planar, entonces la clasificación se tomará como referencia el plano que desliza. Los datos necesarios para proceder son las direcciones del echado y echados del talud además del plano de deslizamiento, los cuales corresponden a: TL = 280 70, J1 = 271/46.

J1

- | | |
|---|--------------|
| ▪ Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f = 271^\circ - 280^\circ = 9^\circ$; desfavorable. | Valor = 0.85 |
| ▪ Factor F2 = $\psi_p - 46^\circ$; muy desfavorable. | Valor = 1.0 |
| ▪ Factor F3 = $\psi_p - \psi_f = 46^\circ - 70^\circ = -24^\circ$; muy desfavorable. | Valor = -60 |
| ▪ Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal. | Valor = 0 |

$$\begin{aligned} \text{SMR} &= \text{RMR} + (F1 \times F2 \times F3) + F4 \\ \text{SMR} &= (73) + [(0.85)(1.0)(-60)] + (0) \\ \text{SMR} &= 68 + (-51) \end{aligned}$$

SMR = 22

Clase II Mala Inestabilidad del Talud.

4.5.1.6 Talud #6 (Km. 31+770)

Se ubica dentro de la misma formación rocosa del talud anterior, así que tomaremos los mismos parámetros para la clasificación.

Rock Mass Rating (RMR):

- | | |
|--|------------|
| ▪ Resistencia a la Compresión Uniaxial = 170 MPa | Valor = 12 |
| ▪ Índice de Calidad de la Roca RQD = 73% | Valor = 17 |
| ▪ Espaciamiento entre Discontinuidades: 0.1 – 0.25 m | Valor = 10 |
| ▪ Estado de las Discontinuidades: | |
| ○ Continuidad: 1 m | Valor = 6 |
| ○ Separación de planos de juntas: 1 – 5 mm | Valor = 1 |
| ○ Rugosidad de los planos: Lisos | Valor = 0 |
| ○ Relleno de las juntas: Rellenos suaves >5mm | Valor = 2 |
| ○ Grado de alteración: Ligero | Valor = 5 |
| | Valor = 14 |
| ▪ Flujo de Agua: Seco | Valor = 15 |

Suma de los Parámetros = 12 + 17 + 15 + 14 + 15 = 73

Valor total de la Clasificación RMR = 73
Clase II Roca de Buena Calidad

Slope Mass Rating (SMR):

De acuerdo al análisis cinemático se obtuvo que el mecanismo de falla corresponde a deslizamiento planar, entonces la clasificación se tomará como referencia el plano que desliza. Los datos necesarios para proceder son las direcciones del echado y echados del talud además del plano de discontinuidad, los cuales corresponden a: TL = 280 40, J1 = 267/27.

J1

- Factor F1 = $\alpha_p - \alpha_f = 267^\circ - 280^\circ = 13^\circ$; normal. Valor = 0.70
- Factor F2 = $\psi_p = 27^\circ$; un echado favorable. Valor = 0.4
- Factor F3 = $\psi_p - \psi_f = 27^\circ - 40^\circ = -13^\circ$; muy desfavorable. Valor = -60
- Factor F4 = Se excavó el talud por medio de voladura normal. Valor = 0

$$\begin{aligned} \text{SMR} &= \text{RMR} + (F1 \times F2 \times F3) + F4 \\ \text{SMR} &= (73) + [(0.7)(0.4)(-60)] + (0) \\ \text{SMR} &= 73 + (-17) \end{aligned}$$

SMR = 56

Clase III de Regular Estabilidad del Talud.

4.6 Zonificación de Unidades Litológicas

— El agrupamiento de zonas homogéneas que tiene como objetivo la realización de la Carta Ingeniero Geológica anexada a este trabajo, tuvo como base primeramente la descripción litológica de cada una de las Formaciones geológicas, además de sus características estructurales y mecánicas, de acuerdo a las recomendaciones de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISMR, 1981). Para definir el grado de intemperismo se aplicó la clasificación de Einsele *et al* (1985), donde define desde el rango W0 para rocas masivas con poco fracturamiento si ningún tipo de alteración, W1 para rocas con dos o mas familias de fracturamiento ligeramente alteradas, W2 para rocas con poco espaciamiento entre discontinuidades ligeramente alteradas, W3 para roca fracturada con signos de alteración, W4 para roca desintegrada con signos de alteración y, W5 denominado a rocas completamente desintegradas como apariencia de suelo.

Zona Homogénea I *Calizas masivas*

Se agrupan las Formaciones Novillo, Zuloaga, Tamaulipas Inferior y Tamaulipas Superior. Se incluye a la Formación Otates por encontrarse dentro de las calizas Tamaulipas y su espesor no influye en el comportamiento general de la zona. Normalmente afloran en estratos gruesos a masivos con pequeñas intercalaciones de arcillas. Algunas de estas Formaciones presentan carsticidad y canales de disolución. El diaclasamiento muestra una continuidad que es interrumpida sólo por el espesor de los estratos con rellenos principalmente de arcillas con bajos signos de alteración. Normalmente cuentan con una resistencia a la compresión uniaxial de entre 190 y 230 MPa. Tiene un grado de intemperismo (W0) a (W1).

Zona Homogénea II *Rocas clásticas*

Se agrupan dentro de esta zona las Formaciones Huizachal, La Joya, Olvido y Méndez. Están compuestas de intercalaciones ó bancos de conglomerados, areniscas, limolitas y lutitas, en estratos laminares a medianos. Corresponden a macizos de baja a media calidad en cuanto a la resistencia se refiere. Contienen poco fracturamiento tectónico sin ningún tipo de alteración. Muestra un grado de intemperismo en fragmentos de roca de (W1) a (W2).

Zona Homogénea III *Calizas con intercalaciones*

En esta zona están agrupadas las Formaciones La Casita, Taraises, Cuesta del Cura, Agua Nueva y San Felipe. Generalmente presentan una estratificación delgada a media con intercalaciones de otro material como lutitas ya arcillas. En sí, los bancos de caliza son arcillosos ó arenosos, de calidad media a buena, mientras que las intercalaciones son fácilmente intemperizables, produciendo mecanismos de descalce. La resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta para calizas arcillosas es de 170 MPa. Presenta grado de intemperismo (W3).

Zona Homogénea IV *Coluvión*

Se tienen espesores de este material de ladera hasta de 8 m, esta formado por fragmentos angulosos a subangulosos de composición calcárea principalmente, con diámetros variables, inmersos en un cementante arcilloso. Este material es fácilmente intemperizable y muestra canales de erosión pluvial además de agrietamientos. Se encuentra dentro del rango de intemperismo (W5).

5. ANALISIS DE ESTABILIDAD

5.1. Introducción

Ya que se ha identificado el mecanismo de falla potencial mediante el análisis cinemático y que se ha definido la resistencia al corte del macizo rocoso en función de la resistencias de la roca intacta y las discontinuidades presentes, el siguiente capítulo se enfoca a realizar el **Análisis de Estabilidad** para determinar la potencialidad de deslizamiento de los bloques de roca en función de los parámetros anteriormente descritos. Existen diferentes métodos para realizar el cálculo de estabilidad de un talud en roca como el Métodos Tenso – Deformacionales y la Teoría de Bloques. Para este trabajo de tesis, se ha optado utilizar el Método de Equilibrio Límite debido a su mayor difusión y practicidad al momento de aplicarlos (Hoek y Bray, 1981). Esta metodología determina el grado de seguridad por medio de un coeficiente denominado Factor de Seguridad F.S., que se define como el cociente entre la resistencia al corte en la superficie de deslizamiento y la necesaria para mantener el equilibrio estricto de la masa deslizante (Ayala-Carcedo et. al., 1987), la cual podemos definir en la siguiente ecuación (Kliche, 1999):

$$F.S. = \frac{\text{Fuerzas que se oponen al deslizamiento}}{\text{Fuerzas que inducen al deslizamiento}}$$

que especifica si se tiene un equilibrio de fuerzas el valor será $F.S. = 1.0$, es decir, si el valor del F.S. es menor que 1.0 entonces indica la certeza de que el talud fallará, mientras que para valores superiores a 1.0 significa que son mayores los esfuerzos que contrarrestan el deslizamiento que los que lo provocan, manteniendo la estabilidad.

5.1.1 Deslizamiento debido a carga gravitacional (Hoek y Bray, 1981)

Consideremos que se tiene un bloque de peso W descansando sobre una superficie plana la cual es inclinada a cierto ángulo β con respecto a la horizontal. El bloque es afectado sólo por la gravedad y por lo tanto el peso W actúa verticalmente hacia abajo. (Fig. 5.1). La parte resultante de W , la cual actúa sobre el plano y tiende a deslizar el bloque es la componente $W \sin \beta$. La componente que actúa a través del plano y el cual tiende a estabilizar el talud es $W \cos \beta$. El esfuerzo normal σ que actúa a través de la superficie potencial de deslizamiento está dado por:

$$\sigma = \frac{W \cos \beta}{A} \quad (5a)$$

donde A es el área de la base del bloque. Asumiendo que la resistencia al corte de esta superficie es definida por la ecuación 4a, y sustituyendo el esfuerzo normal por la ecuación 5a definimos que:

$$\tau = c + \frac{W \cos \beta}{A} \times \tan \phi$$

$$\text{ó} \quad R = cA + W \cos \beta \times \tan \phi$$

donde $R = \tau A$, es la fuerza cortante que se resiste al deslizamiento bajo el plano. El bloque estará en el punto de deslizamiento ó en una condición de *Equilibrio Limite* cuando la fuerza que induce al deslizamiento es exactamente igual a la fuerza que se resiste:

$$W \sin \beta = cA + W \cos \beta \times \tan \phi \quad (5b)$$

Si la cohesión $c = 0$, la condición de equilibrio límite definida por la ecuación 5b se simplifica:

$$\beta = \phi$$

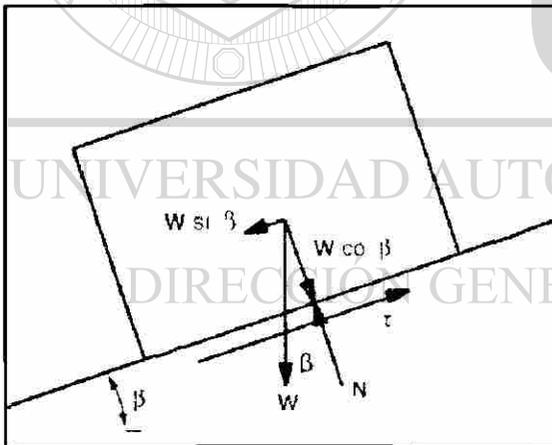


Fig. 5.1 Diagrama de cuerpo libre mostrando las fuerzas que actúan en un bloque reposando sobre un plano inclinado. W corresponde al peso del bloque, β ángulo de inclinación del plano, $W \sin \beta$ al vector resultante de W paralelo al plano, $W \cos \beta$ al vector resultante perpendicular, τ resistencia a cortante sobre el plano y N esfuerzo normal resultante por el peso mismo del bloque, (Kliche, 1999).

5.2 Análisis de Estabilidad para Diferentes Mecanismos de Falla

5.2.1 Mecanismo Planar

Una técnica para realizar el análisis de estabilidad de un deslizamiento planar se conoce como el Método de Cono de Fricción (John, 1968; Markland, 1972, en Kliche, 1999). Este método es la combinación de análisis cinemático y cinético. Este análisis es una forma conveniente de determinar las fuerzas normales al plano y la que actúa bajo la superficie potencial de deslizamiento en una reproducción gráfica vaciada en la red estereográfica de Schmidt. Después de la resolución de las fuerzas dentro de la red estereográfica en forma de un cono de fricción, la posición del peso de la masa W , con respecto al extremo del cono de fricción indica si es o no potencialmente inestable.

Para visualizar la teoría del cono de fricción, se debe apreciar al diagrama del bloque descansando en un plano inclinado (Fig. 5.2), así como también su representación estereográfica (Fig. 5.3), proyectando en la estereofalsilla un círculo máximo que represente al plano, y su normal N representada por el polo P . Si asumimos que la cohesión es cero, las fuerzas resistentes son:

$$N \tan \phi = (W \cos \beta) \tan \phi$$

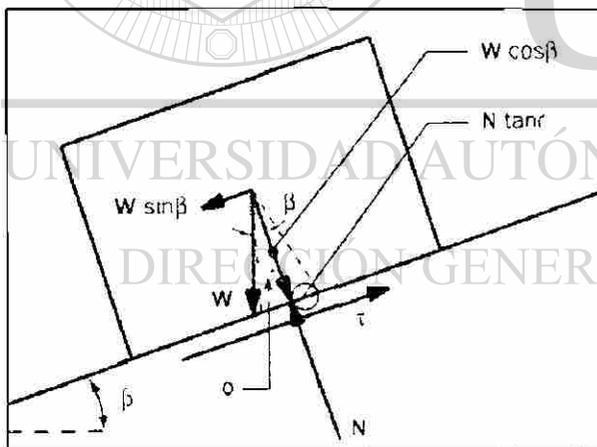
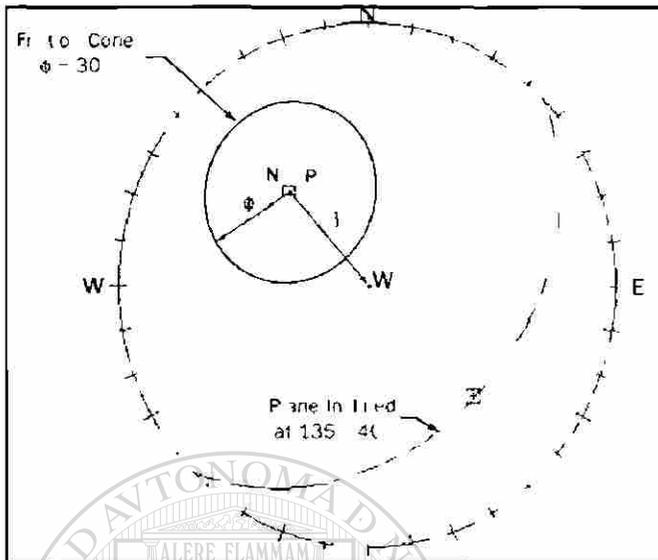


Fig. 5.2 Cono de Fricción de un bloque en Equilibrio Límite. El triángulo representa ángulo de fricción ϕ . Si el vector W se encuentra fuera del cono de deslizamiento ocurrirá, la ubicación dentro o fuera dependerá de la inclinación del plano porque el cono y W no cambiarán sus dirección vectorial. (Kliche, 1999).

Si N es normal al plano, entonces el ángulo de fricción ϕ forma un cono alrededor de N de radio igual a $N \tan \phi$ (Fig. 5.2). En la proyección estereográfica (Fig. 5.3), un círculo de fricción esta formado alrededor de P con radio ϕ . Hay que notar que el círculo de fricción puede no ser realmente circular en su forma por la proyección estereográfica. Para redes estereográficas de

Schmidt (empleada en este trabajo de tesis) el círculo de fricción tendrá como su centro el polo P del plano (Kliche, 1999).



5.3 Representación estereográfica de las fuerzas actuantes sobre el bloque y el cono de fricción. P es el polo del plano que tiene la misma dirección de N y W que es el peso del bloque que siempre será el centro de la falsilla porque la gravedad siempre se ejerce verticalmente, (Kliche, 1999).

La fuerza que induce al deslizamiento en el plano se resuelve como $W \sin \beta$ (eq. 5b.). Si asumimos que W actúa verticalmente hacia abajo del plano, entonces W es representado como el punto central del pivote de la proyección estereográfica (Fig. 5.3). La fuerza inductora al deslizamiento, desde un análisis vectorial, es representada por el ángulo P-W en la proyección.

En equilibrio límite, las fuerzas que se resisten al deslizamiento son iguales a la que lo inducen, ó también se puede definir como:

$$N \tan \phi = W \sin \beta$$

La cual puede ser expresada como:

$$(W \cos \beta) (\tan \phi) = W \sin \beta$$

En la proyección estereográfica esto es representado como:

$$P-W = \phi$$

en equilibrio límite. El polo P es proyectado en la medida del ángulo del echado β . Desde el punto central de la red, W es proyectado en dirección opuesta a la dirección del echado del círculo máximo que representa la discontinuidad. Este ángulo P-W representa ψ en la proyección estereográfica. Por esto, en equilibrio límite:

$$\beta - \phi$$

Si se interpreta en vectores, como equilibrio límite llega a ser:

$$(W \cos \beta) (\tan \phi) = W \sin \beta$$

ó

$$\tan \phi = \frac{W \sin \beta}{W \cos \beta}$$

ó

$$\tan \phi = \tan \beta$$

para una factor de seguridad de 1.0 en equilibrio límite.

La ecuación general del factor de seguridad llega a ser:

$$FS = \frac{\tan \phi}{\tan \beta} \quad (5c)$$

La ecuación 5c que es una forma simplificada de la ecuación 4a, asumiendo que $c = 0$.

Recapitulando la ecuación 4a, esta puede ser escrita como:

$$FS = \frac{cA + W \cos \beta \times \tan \phi}{W \sin \beta}$$

Si $c = 0$, entonces $cA = 0$, y la ecuación 4.a llega a ser 5.c.

Considerando la cohesión

Con la adición de la cohesión, la ecuación aplicable para la fuerza que se resiste al deslizamiento del bloque es:

$$\text{Magnitud de la fuerza que se resiste} = cA + W \cos \beta \times \tan \phi$$

Donde:

A – área del bloque que descansa en la superficie

W – magnitud del peso

Esta expresión se reordena de la siguiente forma:

$$\text{magnitud de la fuerza que se resiste} = \left[\frac{cA}{W \cos \beta} \right] + \tan \phi$$

refiriéndose al deslizamiento planar (Fig. 5.1, sin considerar el cono de fricción), notamos que cA es el componente de la resistencia a cortante a través del plano de deslizamiento y que $W \cos \beta$ es

el componente normal, así $cA/(W \cos \beta)$ llega a ser un ángulo tangente equivalente. Agregando a este ángulo tangente equivalente, la tangente del ángulo de fricción interno, se obtiene un ángulo de fricción aparente ϕ_a , dado por:

$$\tan \phi_a = \left[\frac{cA}{W \cos \beta} \right] + \tan \phi$$

éste ángulo de fricción aparente incorporando ϕ y la cohesión c , puede ser representado en la red estereográfica como un nuevo cono de fricción alrededor de la normal P . El nuevo factor de seguridad puede ser determinado por la siguiente expresión:

$$FS = \frac{\tan \phi_a}{\tan \beta}$$

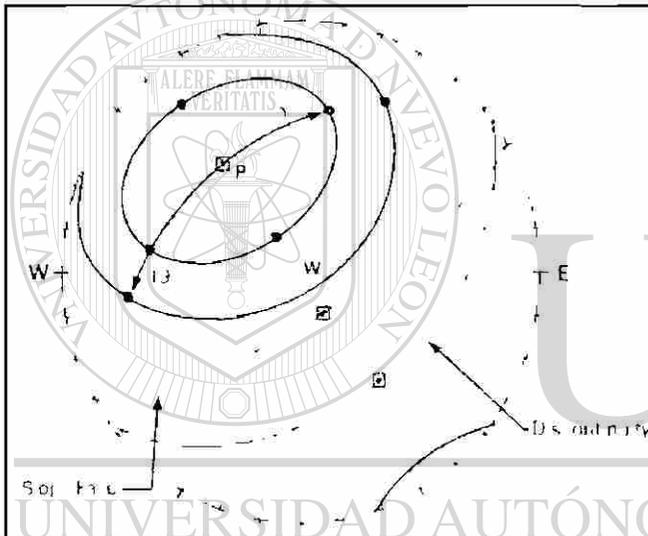


Fig. 5.4 Proyección estereográfica del ángulo de fricción aparente. Sobre el mismo polo P se proyecta un círculo máximo, sobre el cual se medirá a partir de P el ángulo ϕ_a en ambas direcciones, al igual que paralelo al echado del plano. En el ejemplo se muestra $\phi_a = 49^\circ$ y $\phi = 30^\circ$. W queda fuera del cono considerando sólo la fricción de ϕ lo cual indica inestabilidad, mientras que si consideramos la cohesión definida por ϕ_a , W queda dentro del cono indicando estabilidad por cohesión, (Kliche, 1999).

5.3 Análisis de Estabilidad para Mecanismos en Cuñas

Hoek y Bray (1981), propusieron un análisis para cuñas por medio de la definición de las relaciones angulares que guardan las líneas de intersección de todos los planos que delimitan la cuña respecto al balance de fuerzas que actúan sobre ella. Este análisis requiere que sea definida la geometría de la cuña por la localización y orientación de cuando menos cinco superficies limitantes. Estas incluyen las dos discontinuidades que se intersectan para formar la cuña, la cara del talud, la superficie superior del talud (Fig. 5.5), por convención el plano A será aquel que tenga menor echado y B el mayor. El tamaño de la cuña está definido por la distancia vertical desde la cresta del talud a la línea de intersección de los planos.

Un factor que se considera también en este análisis es la presión intersticial pero no se tomará en cuenta la acción sísmica y se supone que no hay grieta de tracción. Se puede apreciar que en este análisis no se impone ninguna restricción a la dirección del plano superior de la cresta del talud. Al momento de considerar el efecto del agua se asume que la cuña es impermeable y la infiltración se produce por las líneas 3 y 4, y el drenaje por las líneas 1 y 2, la presión intersticial vale 0 a lo largo de las líneas mencionadas y alcanza su valor máximo a lo largo de la línea de intersección de los planos ó línea 5. Estas condiciones de presión intersticial representan las circunstancias extremas provocadas por altas precipitaciones.

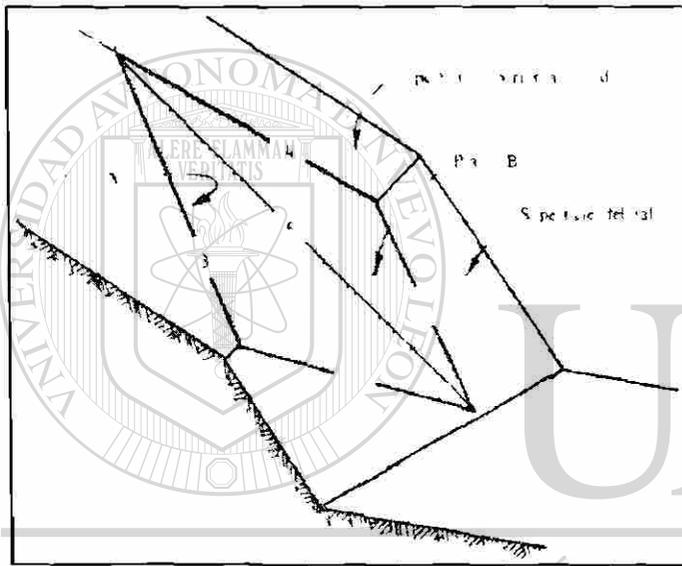


Fig. 5.5 Geometría de la Cuña. Las líneas 1 y 3 corresponden a las delimitaciones del plano A, 2 y 4 al plano B y, 5 a la línea de intersección de dichos planos, (Ayala *et al*, 1987).

De acuerdo a las hipótesis presentadas, el factor de seguridad tiene la expresión (Hoek *et al*, 1973):

$$FS = \frac{3}{\gamma H} (c_A \times X + c_B \times Y) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times X\right) \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times Y\right) \tan \phi_B$$

donde:

γ = peso específico de la roca

γ_w = peso específico del agua

H = altura total de la cuña, medida por la línea de intersección

X, Y, A, B = factores adimensionales que dependen de la geometría de la cuña y se obtienen mediante las siguientes expresiones:

$$X = \frac{\text{sen} \theta_{24}}{\text{sen} \theta_{45} \times \cos \theta_{2na}}$$

$$Y = \frac{\text{sen}\theta_{13}}{\text{sen}\theta_{35} \times \cos\theta_{1na}}$$

$$A = \frac{\cos\psi_a - \cos\psi_b \times \cos\theta_{nanb}}{\text{sen}\psi_5 \times \text{sen}^2\theta_{nanb}}$$

$$B = \frac{\cos\psi_b - \cos\psi_a \times \cos\theta_{nanb}}{\text{sen}\psi_5 \times \text{sen}^2\theta_{nanb}}$$

Donde:

ψ_a, ψ_b = echados de los planos A y B

ψ_5 inclinación de la recta 5

Los valores angulares pueden obtenerse mediante la proyección estereográfica de los polos y círculos máximos del plano del talud, del plano de la cresta y de los planos A y B (Fig. 5.6).

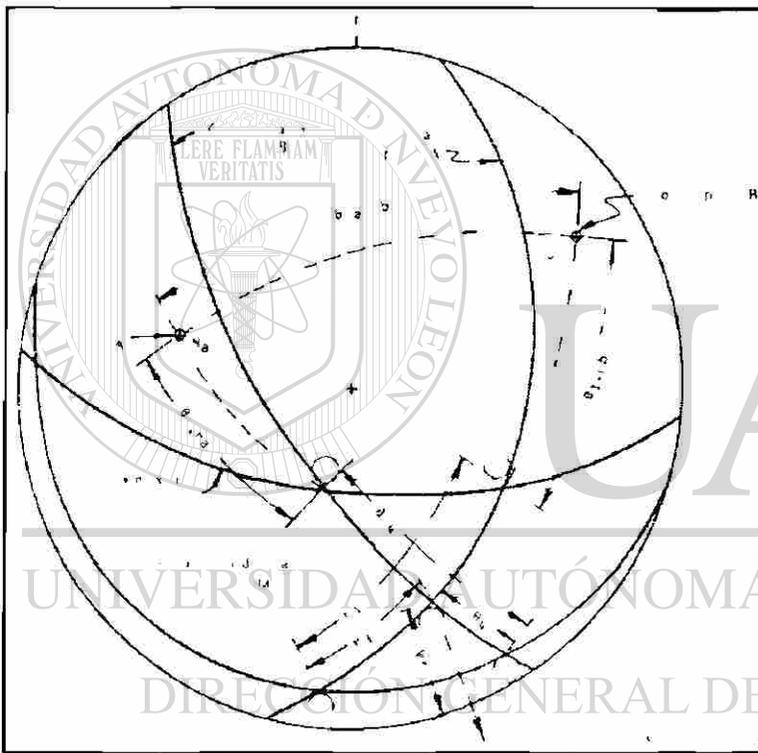


Fig. 5.6 Diagrama esquemático para la obtención de las dimensiones angulares de las líneas mediante estereofalsilla. (Hoek y Bray, 1981).

En caso de que se considere el terreno seco y cohesión $c = 0$, la expresión del factor de seguridad será:

$$FS = A \tan \phi_A + B \tan \phi_B$$

En esta expresión se puede notar que en el valor de FS obtenido, es independiente de la altura de la cuña y de las direcciones de los planos de la cara y cresta del talud.

5.3 Análisis de Estabilidad para roturas en Vuelco

El vuelco es posible cuando un sistema de discontinuidades bien desarrollado u ortogonal, tiene un echado en forma escalonada hacia el talud (Piteau y Martín, 1982). En este tipo de roturas, columnas ó bloques de roca son rotados sobre un punto pivote localizado en la esquina baja del bloque. Las condiciones básicas para el deslizamiento y vuelco de un bloque sobre un plano inclinado, fueron descritas por Hoek y Bray (1981). En la Fig. 5.7 se muestra una gráfica de las condiciones en la cual un bloque de roca de dimensiones $t =$ ancho

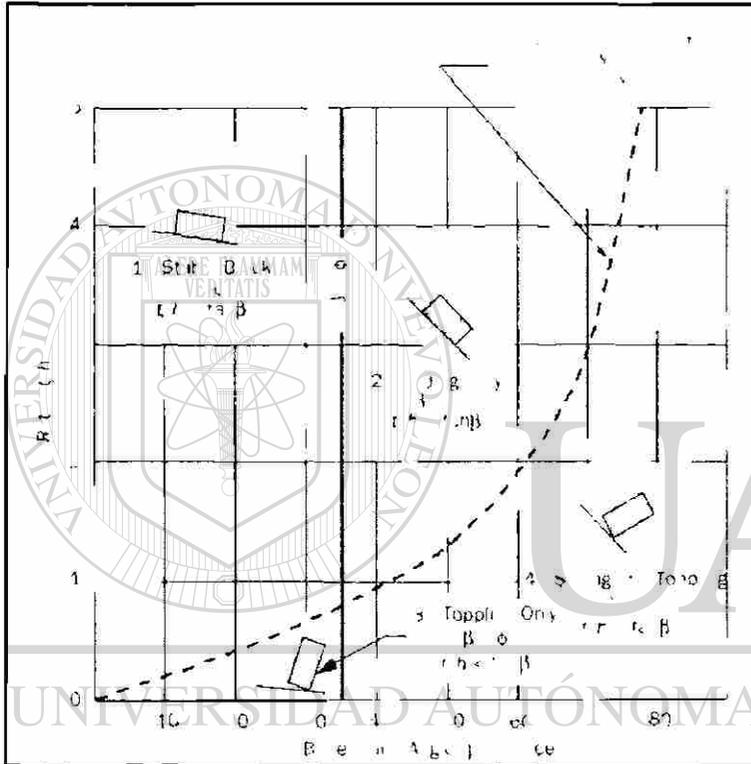


Fig. 5.7 Condiciones para el deslizamiento y vuelco de un bloque sobre un plano, relacionada con el rango (t/h) que define la relación de esbeltez versus el ángulo de inclinación del plano base. La curva punteada define el límite del deslizamiento y vuelco del bloque. (Hoek y Bray, 1981).

y $h =$ altura, puede tener diferentes tipos de mecanismos de falla. En ésta se toman como factores la relación entre el ancho y la altura del bloque (t/h) y el echado β de la base plana en la cual descansa el bloque. La gráfica está dividida en cuatro regiones que son delimitadas por las relaciones siguientes: 1) la línea que representa la igualdad entre el echado de la discontinuidad y el ángulo de fricción (es decir, $\beta = \phi$) y, 2) la curva que separa la región donde los métodos de equilibrio límite pueden ser usados para el análisis de estabilidad (la región izquierda de la curva) y la región derecha indica las condiciones en las cuales se tendrán que aplicar análisis de vuelco. Las cuatro regiones son definidas como sigue:

Región 1: $\beta < \phi$ y $t/h > \tan \beta$; el bloque es estable y no tenderá a deslizarse ó volcarse.

Región 2: $\beta > \phi$ y $t/h > \tan \beta$; el bloque se deslizará pero no volcará.

Región 3: $\beta < \phi$ y $t/h < \tan \beta$; el bloque volcará pero no deslizará.

Región 4: $\beta > \phi$ y $t/h < \tan \beta$; el bloque puede deslizar y volcarse simultáneamente.

En otras palabras, el factor que gobierna el vuelco de un bloque es la localización del vector de su peso W , con respecto al punto pivote del bloque. Si el rango t/h es menor que $\tan \beta$, entonces la fuerza resultante debida al peso del bloque se situará fuera del pie del bloque, y un momento volcador se desarrollará sobre el punto pivote (Fig. 5.8). El factor gobernante para el deslizamiento, por otro lado, es la relación entre β y ϕ ; si $\beta > \phi$ el deslizamiento puede ocurrir. Si la condición existente es $\beta > \phi$ y $t/h < \tan \beta$, entonces ambos deslizamiento y vuelco serán posibles.

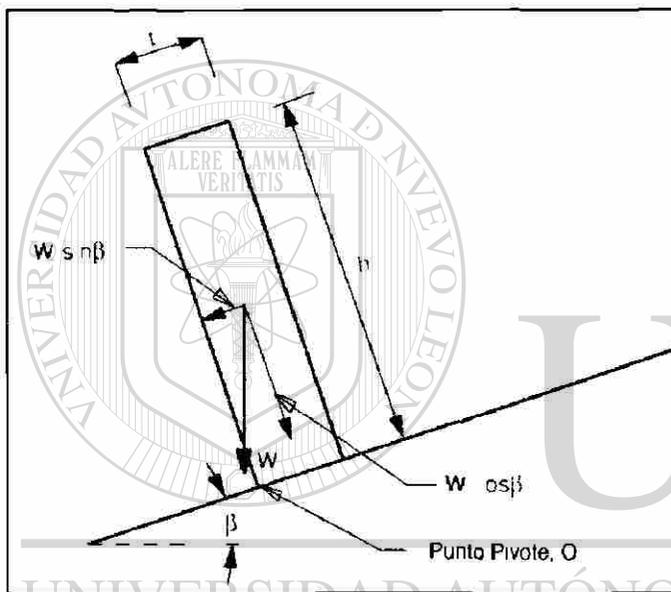


Fig. 5.8 Representación de fuerzas para un bloque en condiciones de vuelco. (Modificado de Kliche, 1999).

Para que cinemática y cinéticamente sea posible el vuelco, deben de existir las siguientes

condiciones:

- Tiene que haber una superficie inclinada donde el bloque descanse.
- Debe de existir un juego de juntas aproximadamente perpendicular a la superficie inclinada para que socaven y delimiten los bloques.
- $\beta < \phi$ y $t/h < \tan \beta$

Se puede determinar el factor de seguridad FS tomando en consideración los momentos que actúan sobre el punto pivote O (Fig. 5.8), en equilibrio limite estarían:

$$\sum M_O - W \cos \beta \times (t/2) - W \sin \beta \times (h/2) = 0$$

de acuerdo a esta expresión se puede definir el factor de seguridad como:

$$F.S. = \frac{\Sigma \text{momentos que resisten}}{\Sigma \text{momentos que inducen}} = \frac{W \cos \beta \times (t/2)}{W \sin \beta \times (h/2)} = \frac{t/h}{\tan \beta}$$

Análisis de Equilibrio Límite

Este análisis fue desarrollado por Goodman y Bray (1976), y modificado después por Zambak (1983). En esta metodología se asume que el talud está compuesto de bloques de roca rectangulares y apoyados sobre una base escalonada con lo que la superficie basal media no es en general perpendicular a las caras laterales de los bloques. Con esta disposición cada bloque está sometido no sólo a fuerzas propias del mismo como en el caso del bloque aislado, sino que también a las transmitidas por los bloques superior e inferior. El suponer la base escalonada permite emplear exclusivamente consideraciones de equilibrio estático. Si la superficie basal es plana, el vuelco no es cinemáticamente posible sin considerar los desplazamientos del centro de rotación del bloque (Zambak, 1983).

Al momento de la rotura se pueden distinguir tres conjuntos de bloques: 1) bloques deslizantes en el pie del talud, 2) bloques estables en la parte superior y, 3) un conjunto intermedio de bloques volcadores (Fig. 5.9). Estos bloques se enumeran por convención en forma ascendente desde el pie del talud hacia la cresta, en este análisis corresponderá la letra (n) al bloque volcador, (n+1) al bloque estable y (n-1) al bloque deslizante. Otro aspecto a considerar es el ángulo de fricción entre los bloques ϕ_{cc} y el ángulo de fricción entre los bloques y las base ϕ_{cb} .

En este análisis se supone que no existe cohesión en las juntas, lo cual, además de ser lo más probable queda del lado de la seguridad.

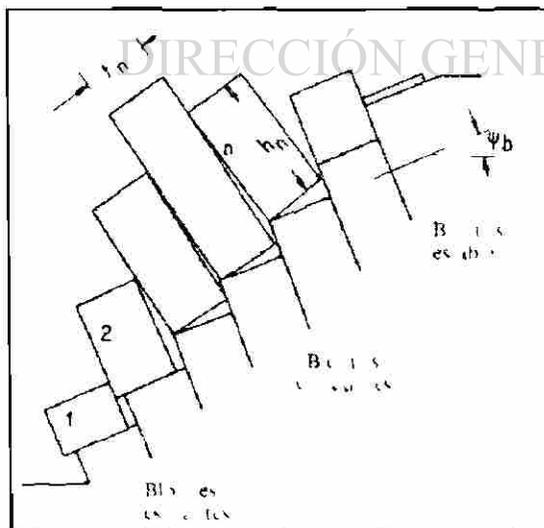


Fig. 5.9. Clasificación de los bloques a analizar de acuerdo a mecanismo en el cual se presentarán. (Ayala *et al*, 1987).

1) **Equilibrio del bloque volcador.** Cuando el bloque tiende a volcar, los puntos de aplicación de las fuerzas actuantes son conocidos. La reacción normal de la base R_n se concentra en el centro de rotación ($K_n - O$) y la fuerza normal entre dos bloques P_n , se concentra en el punto más alto de la superficie común a ambos bloques, punto en el que coincidirá con un vértice de cada uno de ellos. En las caras laterales del bloque se alcanza el equilibrio límite al deslizamiento. Es decir:

$$Q_{n+1} = P_{n+1} \times \tan \phi_{cc}$$

$$Q_n = P_n \times \tan \phi_{cc}$$

Siendo Q_{n+1} y Q_n las fuerzas tangenciales entre el bloque n y los bloques $n+1$ y $n-1$ respectivamente. Aplicando el equilibrio de momentos respecto al centro de rotación O se obtiene:

$$P_{n,v} = \frac{1}{l_n} \left[P_{n+1} (m_n - t_n \times \tan \phi_{cc}) + \frac{W_n}{2} (h_n \sin \psi_b - t_n \cos \psi_b) + M_{U1n} + M_{U2n} - M_{U3n} \right]$$

donde:

ψ_b = echado de la base del bloque

$P_{n,v}$ = fuerza normal entre los bloques n y $n-1$, necesaria para evitar el vuelco del bloque n

P_{n+1} = fuerza normal entre los bloques $n+1$ y n

W_n = peso del bloque n

t_n = espesor del bloque n

h_n = altura del bloque n

m_n = brazo respecto O de la fuerza P_{n+1}

l_n = brazo respecto O de la fuerza P_n

$M_{U1n}, M_{U2n}, M_{U3n}$ = Momentos respecto de O de las presiones de agua $U1n, U2n$ y $U3n$

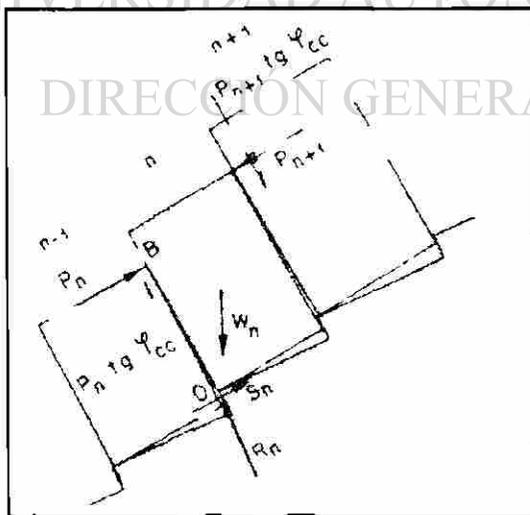


Fig. 5.10 Fuerzas que actúan en Equilibrio Límite para un bloque volcador (Hoek y Bray, 1981).

Si se supone una distribución triangular para U_{2n} y U_{3n} , y trapezoidal para U_{1n} con alturas de agua h_{wn} y h_{wn+1} a ambos lados del bloque (Fig. 5.x) y teniendo γ_w como peso específico del agua, se obtiene:

$$U_{2n} = \frac{\gamma_w}{2} h_{wn+1}^2 ; M_{U_{2n}} = \frac{\gamma_w}{6} h_{wn+1}^3$$

$$U_{3n} = \frac{\gamma_w}{2} h_{wn}^2 ; M_{U_{3n}} = \frac{\gamma_w}{6} h_{wn}^3$$

$$U_{1n} = \frac{\gamma_w}{2} t_n (h_{wn} + h_{wn+1}) ; M_{U_{1n}} = \frac{\gamma_w}{6} t_n^2 (h_{wn} + 2h_{wn+1})$$

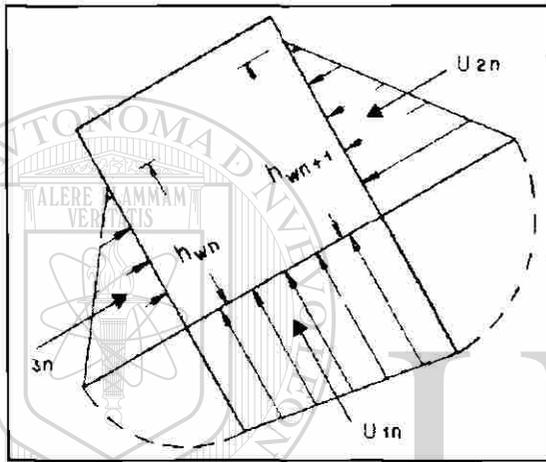


Fig. 5.11 Diagrama de presiones intersticiales que actúan sobre el bloque. (Ayala *et al*, 1987).

2) Equilibrio de un bloque deslizando. La condición de equilibrio límite al deslizamiento en la base del bloque nos da:

$$S_n = R_n \tan \phi_{cb}$$

En este caso Q_n , Q_{n+1} , l_n y m_n tienen valores desconocidos. Se asume que toman el valor límite definitivo en el caso 1) sin que el error cometido por ello sea importante. La distancia K_n también es desconocida pero su valor no es necesario. Aplicando el equilibrio de fuerzas paralelas y perpendiculares a la base se obtiene:

$$P_{n,d} = P_{n+1} + \frac{W_n (\sin \psi_b - \cos \psi_b \tan \phi_{cb}) + U_{1n} \tan \phi_{cb} + (U_{2n} - U_{3n})}{1 - \tan \phi_{cc} \tan \phi_{cb}}$$

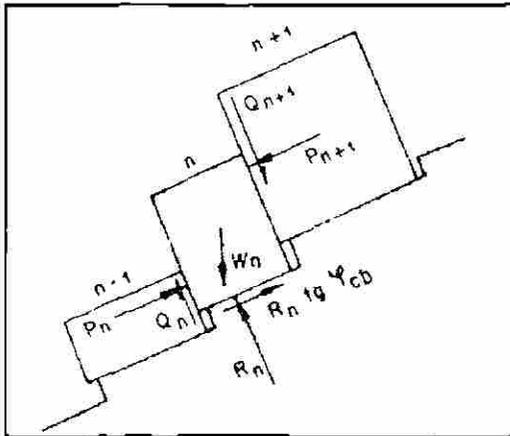


Fig. 5.12 Diagrama de fuerzas que actúan sobre un bloque deslizante. (Hoek y Bray, 1981).

El procedimiento de cálculo se describe a continuación. Se parte de la hipótesis que $f_{cb} > y_b$ pues en caso contrario todo el sistema de bloques sería inestable al deslizamiento.

1. Se define la geometría del problema (orientación de las discontinuidades, dimensiones de cada bloque, altura del escalón de cada bloque, nivel del agua en las juntas, etc.) y se enumeran los bloques comenzando por el pie del talud.
2. Se inicia el cálculo por el bloque superior (último de la numeración) determinándose las fuerzas $P_{n,v}$ y $P_{n,d}$. Si ambas son negativas o cero, el bloque será estable y no transmitirá fuerza alguna al bloque siguiente: $P_n = 0$. Si al menos una es positiva pueden darse dos casos. 1) Si $P_{n,v} > P_{n,d}$ el bloque n tiende a volcar y la fuerza P_n transmitida por el bloque n a su inmediato inferior $n-1$ será $P_{n,v}$. 2) Si $P_{n,d} > P_{n,v}$ el bloque n tiende a deslizar y $P_n =$

$P_{n,d}$. Si el bloque tiende a volcar se debe comprobar la condición, impuesta en este análisis, de que el centro de rotación permanece inmóvil, para lo cual se ha de cumplir (Hoek y Bray, 1981):

$$R_n > 0$$

$$|S_n| < R_n \tan \phi_{cb}$$

R_n y S_n se obtienen fácilmente aplicando el equilibrio de fuerzas paralelas y perpendiculares a la base del bloque

3. Conocido P_n se repite el punto anterior para el bloque inmediato inferior y así sucesivamente hasta el bloque 1.
4. La estabilidad general del talud se puede definir mediante la fuerza P_1 que se debe ejercer sobre el bloque 1 para asegurar la estabilidad general. Si $P_1 < 0$ el talud es estable; si $P_1 = 0$ el talud está en equilibrio estricto y si $P_1 > 0$ el talud es inestable.

5.3 Análisis de Estabilidad de los Taludes en Estudio

5.3.1 Talud #1 (Km. 26+890)

Al realizarse el análisis cinemático a este talud, se definió que el mecanismo de falla es por medio de desprendimientos de cuñas (Fig. 3.15), delimitadas éstas por diaclasas que tienen orientaciones de 088/67 que corresponderá al plano A por tener menor echado, y 017/83 para el plano B. Por medio de la estereofalsilla se representaron las condiciones geométricas de la cuña con respecto al talud (Fig. 5.13). Los valores para la cohesión y el ángulo de fricción son tomados de los resultados de aplicar el Criterio de Barton y Choubey (1977) (apartado 4.3.2). El valor de $c_A = 37.88 \text{ KPa}$ (3863.76 Kg/m^2) y $c_B = 44.11 \text{ KPa}$ (4499.22 Kg/m^2), con ángulos de fricción $\phi_A = 31^\circ$ y $\phi_B = 32^\circ$. La altura del talud es de 10 m, con una orientación de 061/72. La densidad de la roca es de 2400 Kg/m^3 . La línea de intersección tiene un rumbo de 090/67.

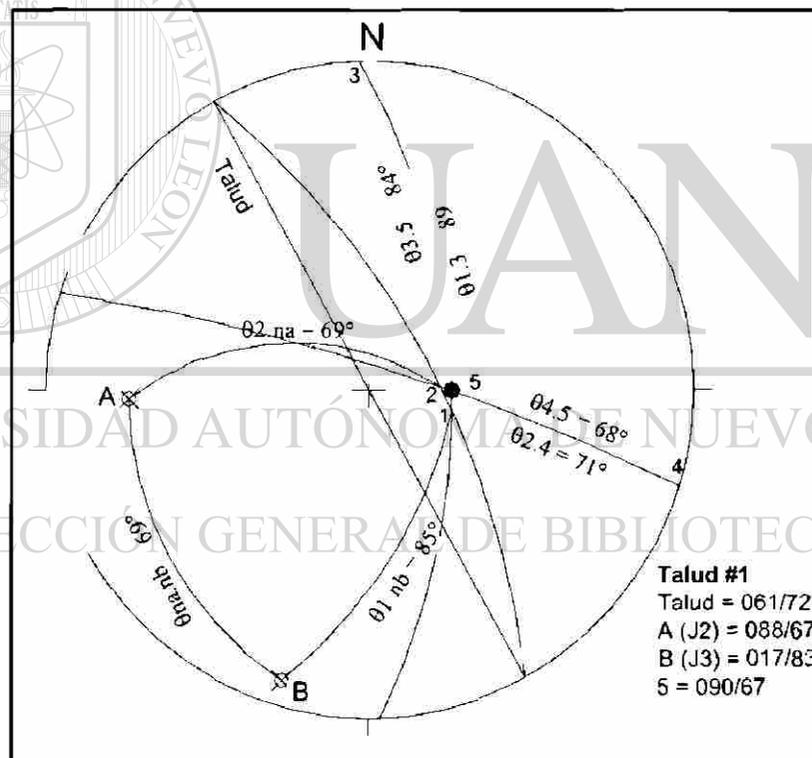


Fig. 5.13 Representación estereográfica de las dimensiones angulares de las líneas que delimitan la cuña para el Talud #1.

Tabla de Análisis de Estabilidad para Cuñas:

Datos de Entrada	Valores de la Función	Cálculo de Relaciones
$\psi_a = 67^\circ$ $\psi_b = 83^\circ$ $\psi_s = 67^\circ$ $\theta_{na nb} = 69^\circ$	$\cos \psi_a = 0.390$ $\cos \psi_b = 0.121$ $\sin \psi_s = 0.920$ $\cos \theta_{na nb} = 0.358$ $\sin \theta_{na nb} = 0.933$	$A = \frac{\cos \psi_a - \cos \psi_b \times \cos \theta_{na nb}}{\sin \psi_s \times \sin^2 \theta_{na nb}} = \frac{0.390 - 0.121 \times 0.358}{0.920 \times 0.128} = 0.4333$ $B = \frac{\cos \psi_b - \cos \psi_a \times \cos \theta_{na nb}}{\sin \psi_s \times \sin^2 \theta_{na nb}} = \frac{0.121 - 0.390 \times 0.358}{0.920 \times 0.8757} = 0.024$
$\theta_{24} = 71^\circ$ $\theta_{45} = 68^\circ$ $\theta_{2 na} = 86^\circ$	$\sin \theta_{24} = 0.945$ $\sin \theta_{45} = 0.927$ $\cos \theta_{2 na} = 0.069$	$X = \frac{\sin \theta_{24}}{\sin \theta_{45} \times \cos \theta_{2 na}} = \frac{0.945}{0.927 \times 0.069} = 14.62$
$\theta_{13} = 84^\circ$ $\theta_{35} = 89^\circ$ $\theta_{1 nb} = 85^\circ$	$\sin \theta_{13} = 0.994$ $\sin \theta_{35} = 0.999$ $\cos \theta_{1 nb} = 0.087$	$Y = \frac{\sin \theta_{24}}{\sin \theta_{45} \times \cos \theta_{2 na}} = \frac{0.994}{0.999 \times 0.087} = 11.41$
$\phi_A = 31^\circ$ $\phi_B = 32^\circ$ $\gamma = 2400$ Kg/m^3 $\gamma_w = 1000$ Kg/m^3 $cA = 3863.76$ Kg/m^2 $cB = 4499.22$ Kg/m^2 $H = 10$ m	$\tan \phi_A = 0.600$ $\tan \phi_B = 0.624$ $\gamma_w / 2\gamma = 0.208$ $3cA / \gamma H = 0.48$ $3cB / \gamma H = 0.56$	$FS = \left(\frac{3cA}{\gamma H} \times X \right) + \left(\frac{3cB}{\gamma H} \times Y \right) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times X \right) \times \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times Y \right) \times \tan \phi_B$ <p> $FS = 0.7 + 0.63 + 1.97 - 1.65 = 1.65$ <i>Considerando cohesión y saturación.</i> $FS = 0.0 + 0.0 + 0.276 - 0.014 = 0.261$ <i>Considerándolo seco y sin cohesión</i> $FS = 0.0 + 0.0 + 0.1379 - 0.1578 = 0.0$ <i>Considerando sólo saturación.</i> </p>

5.3.2 Talud #2 (Km. 29+080)

El análisis cinemático (Fig. 3.17) definió un mecanismo planar, teniendo como plano de deslizamiento a J1 con una orientación de 316/25. El ángulo de fricción y la cohesión se tomaron del ensaye realizado a dicha discontinuidad (apartado 4.3.3), que arrojó valores de $\phi_p = 35^\circ$ y $c = 39.60$ KPa (4039 Kg/m²). El talud tiene una orientación de 323/85 con una altura de 16 m. La densidad de la roca es de 2400 Kg/m³.

Factor de Seguridad del Talud seco y sin considerar cohesión:

$$FS = \frac{\tan \phi}{\tan \beta} = \frac{\tan(35^\circ)}{\tan(25^\circ)} = \frac{0.7002}{0.4663} = 1.5$$

Factor de Seguridad del Talud considerando sólo la cohesión:

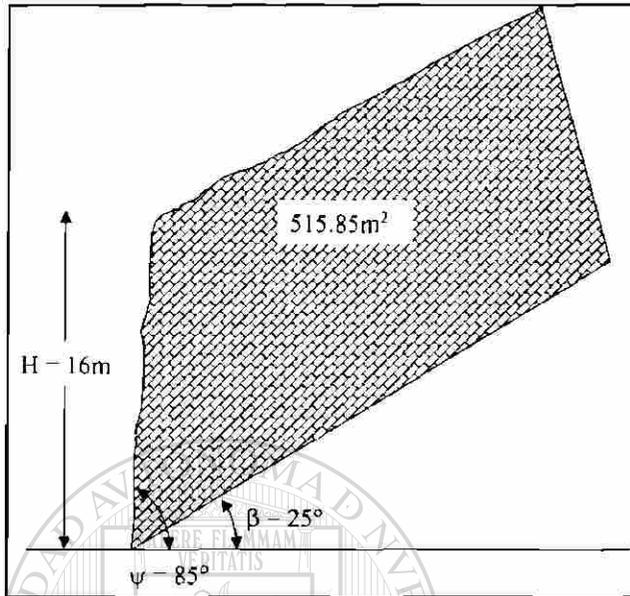


Fig. 5.14. Dimensiones del Talud #2.

$H = 16\text{ m.}$
 $A = 1514\text{ m}^2.$
 $b = 6.52\text{ m.}$

Estimación de ángulo de fricción aparente para el desarrollo del análisis estereográfico (Fig. 5.15):

$$\tan \phi_a = \tan \phi + \frac{cA}{W \cos \beta}$$

$$\tan \phi_a = \tan(35) + \frac{(4039)(1514)}{(49521600)\cos(25)} = 0.7002 + \frac{6115046}{44881811} = 0.8364$$

$$\phi_a = \arctan(0.8364) = 40^\circ$$

Cálculo del Factor de Seguridad estimando solo la cohesión entre planos:

$$FS = \frac{cL + W \cos \beta \times \tan \phi}{W \sin \beta}$$

$$FS = \frac{(4039)(37.85) + (49521600)(0.9063)(0.7002)}{(49521600)(0.4226)} = \frac{31579120}{20927785}$$

$$FS = 1.50$$

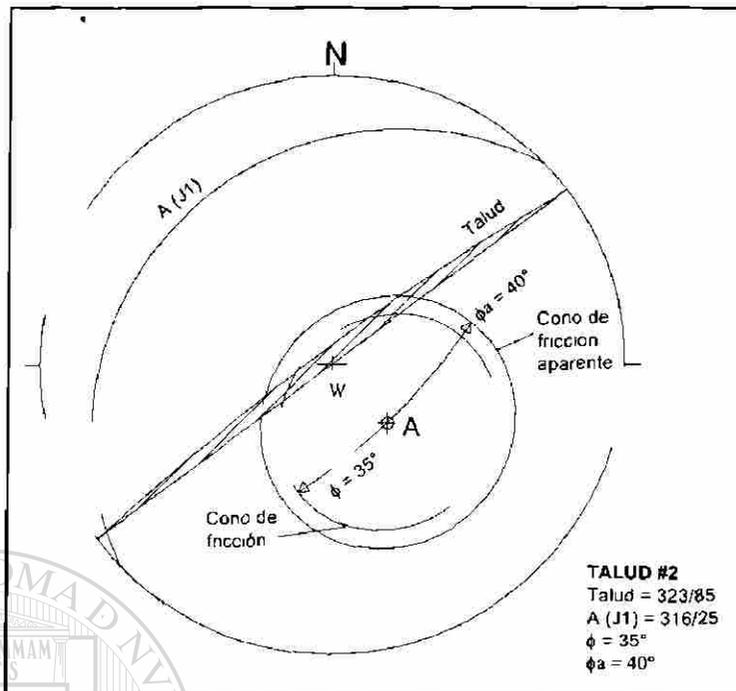


Fig. 5.15 Análisis estereográfico de estabilidad para el Talud #2. El vector del peso W correspondiente al centro de la falsilla, queda dentro de la envolvente del ángulo de fricción aparente $\phi_a = 40^\circ$, lo cual indica condiciones de estabilidad por cohesión.

5.3.3 Talud #3 (Km. 29+360)

El mecanismo de falla para este talud, de acuerdo al análisis cinemático (Fig. 3.20), es por cuñas. Estas están delimitadas por los planos J1 que tiene orientación de 260/36 y se considera que es plano A por tener el menor ángulo de echado, y por J2 orientado por 054/50 correspondiendo al plano B. La cohesión y el ángulo de fricción tienen valores para $c_A = 39.60$ KPa (4039 Kg/m^2), $c_B = 63.02$ KPa (6446 Kg/m^2), $\phi_a = 35^\circ$ y $\phi_b = 34^\circ$. La altura del talud es de 15 m con una orientación de 313 85 (Fig. 5.16). La línea de intersección de los planos tiene una inmersión de 334/13. la densidad considerada para la roca es de 2400 Kg/m^3 .

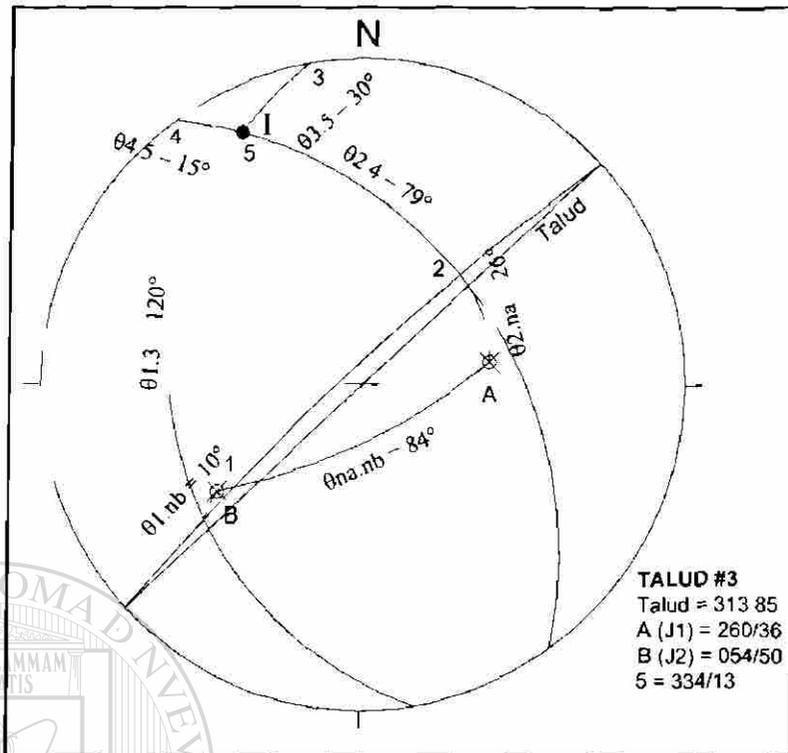


Fig. 5.16 Representación estereográfica de las dimensiones angulares de la geometría de la cuña.

Tabla para cálculo de Factor de Seguridad:

Datos de Entrada	Valores de la Función	Cálculo de Relaciones
$\psi_a = 36^\circ$ $\psi_b = 50^\circ$ $\psi_s = 13^\circ$ $\theta_{na,nb} = 84^\circ$	$\cos \psi_a = 0.587$ $\cos \psi_b = 0.642$ $\sin \psi_s = 0.224$ $\cos \theta_{na,nb} = 0.104$ $\sin \theta_{na,nb} = 0.994$	$A = \frac{\cos \psi_a \cdot \cos \psi_b \times \cos \theta_{na,nb}}{\sin \psi_s \times \sin^2 \theta_{na,nb}} = \frac{0.587 \cdot 0.642 \times 0.104}{0.224 \times 0.989} = 2.340$ $B = \frac{\cos \psi_b - \cos \psi_a \times \cos \theta_{na,nb}}{\sin \psi_s \times \sin^2 \theta_{na,nb}} = \frac{0.642 - 0.587 \times 0.104}{0.224 \times 0.989} = 2.613$
$\theta_{24} = 79^\circ$ $\theta_{45} = 15^\circ$ $\theta_{2,na} = 26^\circ$	$\sin \theta_{24} = 0.945$ $\sin \theta_{45} = 0.258$ $\cos \theta_{2,na} = 0.898$	$X = \frac{\sin \theta_{24}}{\sin \theta_{45} \times \cos \theta_{2,na}} = \frac{0.945}{0.258 \times 0.898} = 4.065$
$\theta_{13} = 120^\circ$ $\theta_{35} = 20^\circ$ $\theta_{1,nb} = 10^\circ$	$\sin \theta_{13} = 0.866$ $\sin \theta_{35} = 0.342$ $\cos \theta_{1,nb} = 0.984$	$Y = \frac{\sin \theta_{13}}{\sin \theta_{35} \times \cos \theta_{1,nb}} = \frac{0.866}{0.342 \times 0.984} = 2.571$
$\phi_A = 35^\circ$ $\phi_B = 34^\circ$ $\gamma = 2400$ Kg/m^3 $\gamma_w = 1000$ Kg/m^3 $c_A = 4039$ Kg m^2 $c_B = 6446$ Kg/m^2 $H = 15 \text{ m}$	$\tan \phi_A = 0.700$ $\tan \phi_B = 0.674$ $\gamma_w / 2\gamma = 0.208$ $3c_A / \gamma H = 0.33$ $3c_B / \gamma H = 0.53$	$FS = \left(\frac{3c_A}{\gamma H} \times X \right) + \left(\frac{3c_B}{\gamma H} \times Y \right) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times X \right) \times \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times Y \right) \times \tan \phi_B$ <p> $FS = 1.3 + 1.36 + 1.04 + 1.40 = 5.1$ <i>Considerando cohesión y saturamiento.</i> $FS = 0.0 + 0.0 + 284 + 1.76 = 4.6$ <i>Considerándolo seco y sin cohesión.</i> $FS = 0.0 + 0.0 + 1.04 + 1.40 = 1.44$ <i>Considerando sólo la saturación de agua.</i> </p>

5.3.4 Talud #4 (Km. 30+280)

El mecanismo de falla analizado cinemáticamente (Fig. 3.21), es por medio de cuñas. Los planos que las delimitan están dados por las orientaciones 340/78 y 256 80, correspondiendo el primero al plano A (Fig. 5.17). La línea de intersección de dichos planos tiene un rumbo 304/76. la altura del talud es de 15 m. La cohesión dada en el apartado 4.3.4 es para ambos planos $c = 30.70 \text{ KPa}$ (3131.4 Kg/m^2), con un ángulo de fricción de 32° . La orientación de la cara del talud es de 309/81. La densidad de la roca es de 2400 Kg/m^3 .

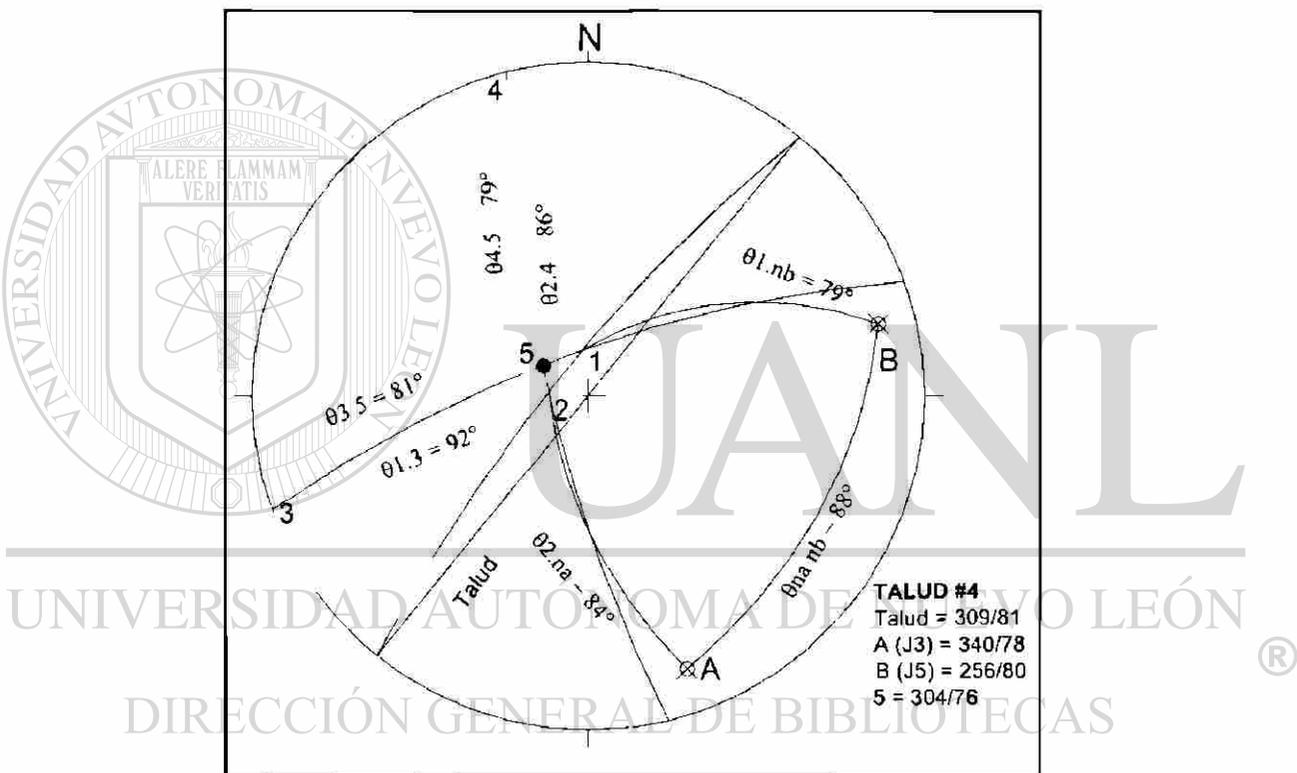


Fig. 5.17 Representación estereográfica de las dimensiones angulares de acuerdo a la geometría de la cuña, correspondientes al Talud #4.

Tabla para cálculo del Factor de Seguridad

Datos de Entrada	Valores de la Función	Cálculo de Relaciones
$\psi_a = 78^\circ$ $\psi_b = 80^\circ$ $\psi_s = 76^\circ$ $\theta_{na nb} = 88^\circ$	$\cos \psi_a = 0.207$ $\cos \psi_b = 0.173$ $\sin \psi_s = 0.970$ $\cos \theta_{na nb} = 0.034$ $\sin \theta_{na nb} = 0.999$	$A = \frac{\cos \psi_a - \cos \psi_b \times \cos \theta_{na nb}}{\sin \psi_s \times \sin^2 \theta_{na nb}} = \frac{0.207 - 0.173 \times 0.034}{0.970 \times 0.998} = 0.208$ $B = \frac{\cos \psi_b - \cos \psi_a \times \cos \theta_{na nb}}{\sin \psi_s \times \sin^2 \theta_{na nb}} = \frac{0.173 - 0.207 \times 0.034}{0.970 \times 0.998} = 0.171$
$\theta_{24} = 86^\circ$ $\theta_{45} = 79^\circ$ $\theta_{2 na} = 84^\circ$	$\sin \theta_{24} = 0.997$ $\sin \theta_{45} = 0.981$ $\cos \theta_{2 na} = 0.104$	$X = \frac{\sin \theta_{24}}{\sin \theta_{45} \times \cos \theta_{2 na}} = \frac{0.997}{0.981 \times 0.104} = 9.724$
$\theta_{13} = 92^\circ$ $\theta_{35} = 81^\circ$ $\theta_{1 nb} = 79^\circ$	$\sin \theta_{13} = 0.999$ $\sin \theta_{35} = 0.987$ $\cos \theta_{1 nb} = 0.190$	$Y = \frac{\sin \theta_{13}}{\sin \theta_{35} \times \cos \theta_{2 na}} = \frac{0.999}{0.987 \times 0.190} = 5.303$
$\phi_A = 32^\circ$ $\phi_B = 32^\circ$ $\gamma = 2400$ Kg/m^3 $\gamma_w = 1000$ Kg/m^3 $c_A = 3131$ Kg m^2 $c_B = 3131$ Kg m^2 $H = 15 \text{ m}$	$\tan \phi_A = 0.624$ $\tan \phi_B = 0.624$ $\gamma_w/2\gamma = 0.208$ $3c_A/\gamma H = 0.260$ $3c_B/\gamma H = 0.260$	$FS = \left(\frac{3c_A}{\gamma H} \times X \right) + \left(\frac{3c_B}{\gamma H} \times Y \right) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times X \right) \times \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times Y \right) \times \tan \phi_B$ <p> $FS = 2.53 + 1.37 - 2.39 - 1.44 = 0.17$ <i>Considerando cohesión y saturamiento.</i> $FS = 0.0 + 0.0 + 0.130 + 0.177 = 0.237$ <i>Considerándolo seco y sin cohesión.</i> $FS = 0.0 + 0.0 + -1.13 - 0.58 = 0.0$ <i>Considerando sólo la saturación de agua.</i> </p>

5.3.5 Talud #5 (Km. 31+300)

El mecanismo resultante del análisis cinemático para este talud, es por medio de deslizamiento planar a través de la estratificación (Fig. 3.23), que tiene una orientación de 271/46. La cohesión para dicho plano es de 2170 Kg/m² (apartado 4.3.5) con un ángulo de fricción de 31°. La orientación del talud es de 260/70, con una altura de 23 m (Fig. 5.18).

Factor de Seguridad en condiciones secas y sin cohesión entre juntas:

$$FS = \frac{\tan \phi}{\tan \beta} = \frac{\tan(31^\circ)}{\tan(46^\circ)} = \frac{0.6008}{1.0355} = 0.58$$

Estimación de ángulo de fricción aparente para el desarrollo del análisis estereográfico (Fig. 5.19):

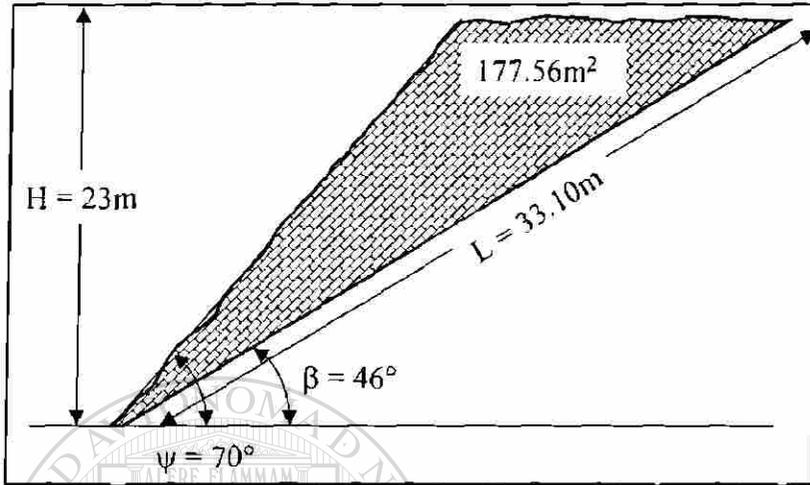


Fig. 5.18. Dimensiones del Talud #5.

$$\tan \phi_a = \tan \phi + \frac{cA}{W \cos \beta}$$

$$\tan \phi_a = \tan(31) + \frac{(2170)(33.10)(10)}{(4261440) \cos(46)} = 0.6008 + \frac{718270}{2960244} = 0.8483$$

$$\phi_a = \arctan(0.8483) = 40.1^\circ$$

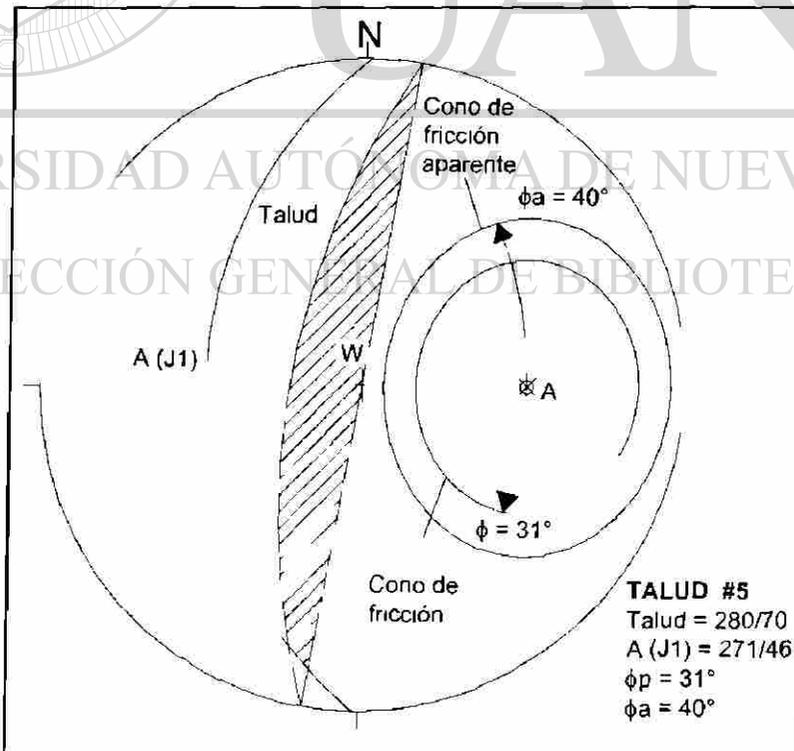


Fig. 5.19 Análisis estereográfico de estabilidad correspondiente al Talud #5. El vector W queda fuera de la envolvente del ángulo de fricción aparente, señalando inestabilidad de la masa rocosa.

Cálculo del Factor de Seguridad estimando sólo la cohesión entre planos:

$$FS = \frac{cL + W \cos \beta \times \tan \phi}{W \sin \beta}$$

$$FS = \frac{(2170)(33.10) + (4261440)(0.69)(0.6008)}{(4261440)(0.7193)} = \frac{1812812}{3065253}$$

$$FS = 0.59$$

5.3.6 Talud #6 (Km. 31+770)

El análisis cinemático muestra que se tiene un mecanismo de falla por deslizamiento planar para este talud (Fig. 3.25). El plano de deslizamiento está dado por la estratificación que tiene una orientación de 267/27. La cohesión es de 2170 Kg/m² con un ángulo de fricción de 31°. La orientación del talud es de 280/40, con una altura de 20 m (Fig. 5.20).

Factor de Seguridad en condiciones secas y sin cohesión entre juntas:

$$FS = \frac{\tan \phi}{\tan \beta} = \frac{\tan(31^\circ)}{\tan(27^\circ)} = \frac{0.6008}{0.5095} = 1.17$$

Estimación de ángulo de fricción aparente para el desarrollo del análisis estereográfico (Fig. 5.21):

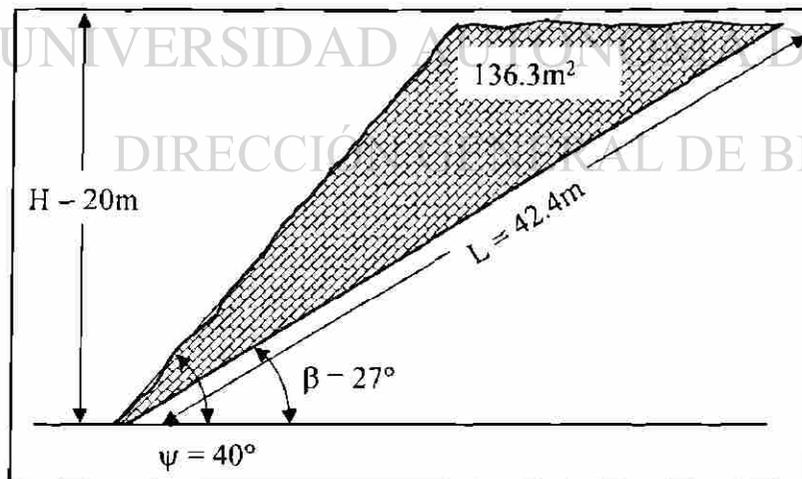


Fig. 5.20 Dimensiones del Talud #6.

$$\tan \phi_a = \tan \phi + \frac{cA}{W \cos \beta}$$

$$\tan \phi_a = \tan(31) + \frac{(2170)(42.43)(10)}{(3271200)\cos(27)} = 0.6008 + \frac{920731}{2914660} = 0.9166$$

$$\phi_a = \arctan(0.9166) = 42.5^\circ$$

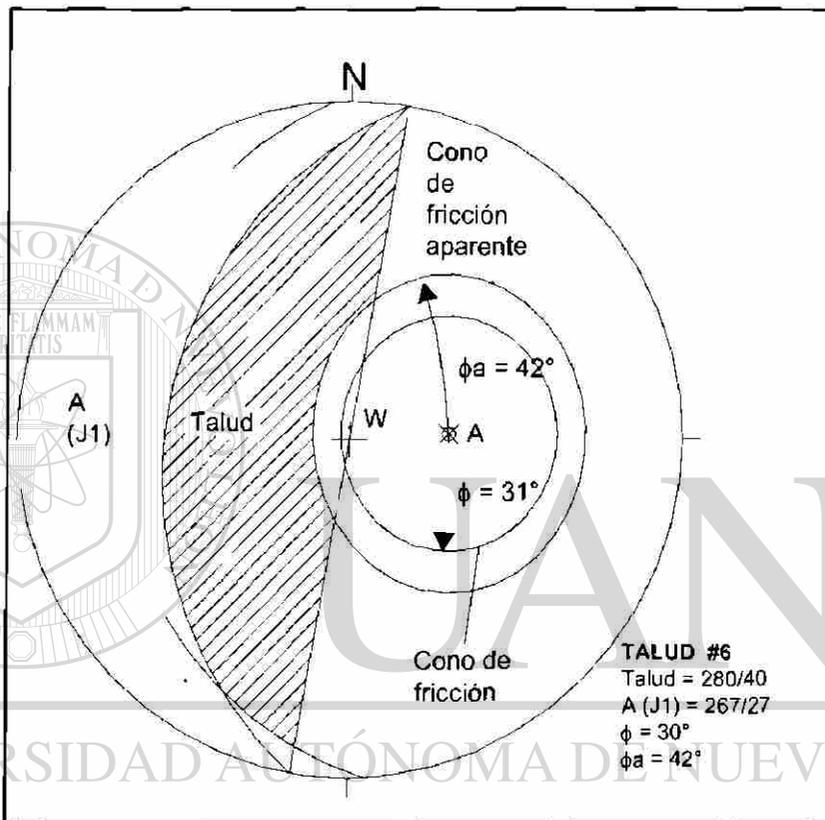


Fig. 5.21 Análisis de estabilidad estereográfica del Talud #6. La envolvente del ángulo de fricción aparente engloba al vector W, que indica estabilidad por cohesión entre los planos de la superficie de deslizamiento

Cálculo del Factor de Seguridad estimando solo la cohesión entre planos:

$$FS = \frac{cL + W \cos \beta \times \tan \phi}{W \sin \beta}$$

$$FS = \frac{(2170)(42.43) + (3271200)(0.8910)(0.6008)}{(3271200)(0.4539)} = \frac{1843188}{1484797}$$

$$FS = 1.24$$

6. DISCUSION

6.1 Introducción

En este capítulo se hace referencia al significado de los resultados que se obtuvieron, haciendo énfasis a la aportación de la investigación realizada. Se presenta una discusión por cada capítulo y al final se expone ésta en forma general de acuerdo al procedimiento empleado.

6.2 Análisis Cinemático

Al realizarse el análisis cinemático a cada talud, se comprobó la eficiencia y simplicidad sugerida por Markland (1972) para la identificación del mecanismo potencial de falla. Un aspecto importante a considerar es el inventario de los datos estructurales, los cuales deben de cumplir los siguientes aspectos: en primer orden el número de datos levantados, los cuales deben ser representativos del macizo rocoso debido a que las fracturas muestran una heterogeneidad en cuanto a las orientaciones que presentan, por lo cual al momento de hacer el conteo estadístico, la concentración máxima debe mostrar el patrón representativo a dichas discontinuidades; otro factor importante es la identificación del tipo de fractura al momento de hacer el inventario estructural, esto es, reconocer en campo el origen de ésta ya que por lo regular cuando se tienen cortes realizados artificialmente, es fácil de confundir las diaclasas tectónicas con fracturamiento producido por los mismos métodos de excavación, como por ejemplo el uso de voladuras ó excavación mecánica.

Otro aspecto muy importante a considerar es la comparación del mecanismo de falla[®] obtenido por el análisis estereográfico, con el mecanismo observado en campo. Ejemplo claro de esto fue el análisis hecho al Talud #2, donde inicialmente el mecanismo observado en campo fue el de vuelco de bloques, pero al vaciar los datos en la estereofalsilla se demostró que se tiene un deslizamiento planar contrario a lo anterior como mecanismo dominante. El Markland's Test demostró también en el Talud #1, que el deslizamiento de la cuña ocurre a través del plano J2 y no por la línea de intersección.

Para realizar cualquier proyecto de ingeniería en el cual intervengan cortes en el macizo rocoso, se debe de contemplar las condiciones geológicas presentes. Esto conlleva a hacer primeramente una cartografía geológica estructural del área, para reconocer los diferentes tipos de roca en los cuales se realizarán los cortes, además de reconocer la ó las estructuras principales donde

se vaya a ubicar la obra y determinar el tipo de fracturamiento que en cierta forma servirá para predecir los posibles mecanismos de inestabilidad. En este trabajo de tesis se encontró una relación geométrica entre el fracturamiento presente en cada uno de los taludes con la cinemática para evaluar las condiciones anteriormente descritas, que sirvió como punto de partida para el análisis de estabilidad.

La metodología empleada demuestra tener ciertas limitantes ya que no considera presiones intersticiales de agua ni cohesión entre los planos, lo cual conlleva a decir que la resolución de la estabilidad es mediante relaciones geométricas, así como también de orientación de las discontinuidades en forma desfavorable al talud. En base a este postulado afirmamos que se debe considerar esta técnica para identificar el mecanismo potencial de falla, para posteriormente realizar un análisis de estabilidad considerando los factores antes descritos en el capítulo anterior.

6.3 Caracterización Geomecánica

En este capítulo se buscó la forma de estimar la resistencia al corte del macizo, para determinar las fuerzas que se oponen al deslizamiento de los bloques. La búsqueda de datos cuantitativos llevó a aplicar las tres principales técnicas: ensayos directos en roca mediante pruebas triaxiales, aplicación del criterio empírico de Barton y Choubey (1977), además de la metodología que se enfoca a la observación y descripción de las propiedades de las discontinuidades presentes en el macizo mediante el Rock Mass Rating de Bieniawski (1976) y la interacción de estos resultados con la orientación de las discontinuidades según el Slope Mass Rating de Romana (1985).

Talud	Ensayo Triaxial		Criterio Barton y Choubey		Rock Mass Rating		Slope Mass Rating	
	c	ϕ	C	ϕ	c	ϕ	Descripción	Tratamiento
Talud #1	94.292	32.023°	37.88	31°	300-400	35-45°	Estable	Ocasional
Talud #2	108.936	39.355°	39.60	35°	300-400	35-45°	Parcialmente	Sistemático
Talud #3	108.936	39.355°	39.60	35°	300-400	35-45°	Estable	Ocasional
Talud #4	108.779	39.276°	30.70	35°	300-400	35-45°	Parcialmente	Sistemático
Talud #5	90.361	30.058°	2.17	31°	300-400	35-45°	Inestable	Corrección
Talud #6	90.361	30.058°	2.17	31°	300-400	35-45°	Parcialmente	Sistemático

Tabla 6.1. Valores obtenidos mediante las diferentes técnicas aplicadas para caracterización geomecánica de cada talud (valores de cohesión en KPa).

Los resultados obtenidos de las tres presentan discrepancia en cuanto a resultados (Tabla 6.1). Primeramente la clasificación geomecánica RMR está directamente relacionada a las

observaciones en campo y los datos que resultan de ella presentan un margen demasiado amplio. En comparación con los ángulos de fricción ϕ obtenidos por el Criterio de Barton y Choubey (1977), estos quedan dentro del margen del RMR, salvo los taludes #5 y #6 donde se tiene otra litología distinta. Los valores de la cohesión difieren entre ambos métodos, en RMR se observan valores altos porque se aplica de manera generalizada y en el criterio se puede decir que se hace un ensayo de corte a esfuerzo bajo, por lo cual este valor es más preciso que el anterior. Algo que es muy notable es el aumento del ángulo de fricción respecto a la rugosidad de J1 (estratificación) en el Talud #1, ya que presenta juntas estilolíticas, comprobándose así la eficiencia del criterio.

El ensayo triaxial a muestras de roca intacta, proporciona datos certeros de las propiedades de la roca intacta, sin considerar las discontinuidades. Sin embargo es un método muy completo del cual se puede derivar la estimación de otros parámetros geomecánicos como cohesión, ángulo de rozamiento interno, resistencia a la compresión uniaxial, resistencia a la tracción y tensión. Estas referencias fueron empleadas al momento de la elaboración de la Carta de Zonas Homogéneas. En razón de que la estabilidad de los taludes estudiados está gobernada por el fracturamiento presente, la implementación del Criterio de Barton y Choubey (1977) que analiza la resistencia al corte directamente en las juntas, permite la determinación de la cohesión y ángulos de fricción para el análisis de estabilidad.

6.4 Análisis de Estabilidad

Con la identificación del mecanismo de falla mediante el análisis cinemático y la estimación de la cohesión y ángulos de fricción de las discontinuidades, se procedió a realizar la resolución de fuerzas actuantes en los taludes, para identificar su probabilidad de falla calculando factores de seguridad. La metodología empleada se basó en las propuestas de Hoek y Bray (1981) para análisis de cuñas y el Cono de Fricción de John (1968) para deslizamiento planar.

Los factores de seguridad para cuñas se obtuvieron bajo tres condiciones diferentes: 1) talud con saturación de agua y cohesión entre planos, 2) talud en seco y sin cohesión, detenido sólo por fricción entre planos y, 3) talud saturado sin cohesión. El primero refleja las características presentes del talud en situaciones normales, el segundo caso muestra sólo el factor de seguridad analizando condiciones geométricas y de orientaciones desfavorables de las discontinuidades respecto al talud, mientras que el tercero representa al talud en las peores condiciones posibles: saturación completa de agua y sin cohesión entre planos. Para el mecanismo planar se analizó la estabilidad con: 1)

condición seca considerando sólo el ángulo de fricción, y 2) considerando sólo la cohesión entre planos.

Talud	Mecanismo	FS cohesión y agua	FS sólo saturación	FS sólo fricción	FS sólo cohesión
Talud #1	Cuñas	1.65	0.0	0.26	-----
Talud #2	Planar	-----	-----	1.50	1.50
Talud #3	Cuñas	5.10	1.44	4.60	-----
Talud #4	Cuñas	0.17	0.0	0.23	-----
Talud #5	Planar	-----	-----	0.58	0.59
Talud #6	Planar	-----	-----	1.17	1.24

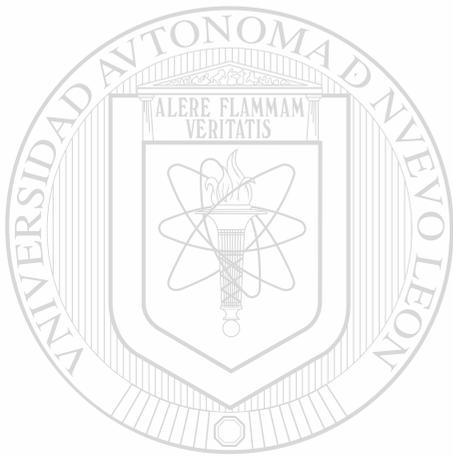
Tabla 6.2 Valores obtenidos del Factor de Seguridad en condiciones diferentes para cada talud.

Los valores de FS en los taludes para mecanismo de cuñas (Tabla 6.2), reflejan la disminución de las fuerzas que resisten en condiciones extremas de precipitación. Para el Talud #4 se conserva el Factor de Seguridad en dichas condiciones debido a que el ángulo de inmersión de la línea de intersección es bajo ($\phi = 13^\circ$). En los taludes con mecanismo planar, los factores calculados en ambas condiciones muestran poca diferencia. No se calcularon con saturación de agua por la falta de instrumentación necesaria para cuantificarla. A pesar de que algunos valores son mayores a 1.0, no se puede descartar la posibilidad de falla de los taludes porque el margen entre 1.0 y los resultados es pequeño. De acuerdo al índice de precipitación que se tiene en esta zona que es de 1429 mm/año, se puede considerar que están sometidos a condiciones extremas, lo que lleva a tomar la determinación de que algunas condiciones presentes se tienen que modificar para obtener un grado de seguridad de estos cortes. En este mismo capítulo se determinaron para factor de seguridad en condiciones de saturación un valor de 0.0 para los Taludes #1 y #4, ya que representan valores menores a este número

En la literatura consultada (Hoek y Bray, 1981; Kliche, 2000) se menciona que la falla de los taludes no necesariamente tiene que originarse de manera espontánea. Normalmente los rellenos de las fracturas van siendo erosionados con el paso del tiempo hasta que las condiciones de cohesión y fricción son vencidas por el peso mismo de los bloques de roca y la presión intersticial existente entre ellas. Cabe señalar que los factores de seguridad obtenidos en si son bajos y no por ello significa que los taludes debieron estar ya fallados al momento de hacer su reconocimiento. Es por eso que las medidas de remediación recomendadas en el capítulo siguiente, se toman como manera provisoria de controlar la falla y no estabilizar en si las condiciones presentes, ya que estas no se

pueden modificar por las condiciones actuales de funcionamiento, pero una supervisión óptima de mantenimiento permite controlar los desprendimientos hasta que el talud encuentre por si solo su equilibrio natural.

Gili (1990), recomienda que los taludes donde la estabilidad de estos dependa sobre vidas humanas, el rango del Factor de Seguridad debe de encontrarse entre 1.7 – 1.8 en condiciones de saturación de agua, de lo cual podemos afirmar que ninguno de los taludes estudiados se encuentra dentro de este rango de seguridad, para lo cual obras de saneamiento deben ser implementados.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

7. PROPUESTA DE SANEAMIENTO PARA TALUDES

7.1 Introducción

La aplicación de medidas correctoras de saneamiento puede realizarse sobre taludes en construcción, ó bien ya construidos con pendientes más fuertes para su estabilización, para un factor de seguridad predeterminado, ó para estabilizar fenómenos de rotura, en aquellos en que constructivamente sea posible. En el área de estudio las medidas se enfocan al saneamiento de un trazo carretero, en el cual la rotura debe ser solucionada de la forma más segura, sin perjuicio del costo económico que ello suponga (González de Vallejo *et al*, 2002).

Cuando un talud es inestable ó su estabilidad resulta baja, una forma de actuar sobre él es modificando su geometría para obtener una nueva configuración que resulte estable. Esta modificación busca obtener al menos uno de los dos efectos siguientes (Ayala *et al*, 1987):

- ✓ Disminuir las fuerzas que tienden al movimiento de la masa, es decir, reduciendo el volumen de material de la parte superior del talud.
- ✓ Aumentar la resistencia al corte del terreno mediante el incremento de las tensiones normales en zonas convenientes de la superficie de rotura, es decir, incrementar el volumen de material en el pie del mismo.

Las formas de actuar sobre la geometría del talud para mejorar su estabilidad, generalmente son:

- ✓ Eliminar la masa inestable ó potencialmente inestable.
- ✓ Descabezamiento del talud.
- ✓ Construcción de tacones de tierra ó escollera.
- ✓ Construcción de bermas intermedias, en taludes altos.

Otra forma de propiciar la estabilidad del talud, cuando se tienen bloques de roca deslizantes, es el sostenimiento de ellos por medio de anclajes ó cables. Estos trabajan a tracción y colaboran en dos formas (Ayala *et al*, 1987):

- ✓ Proporcionan una fuerza contraria al movimiento del bloque deslizante.
- ✓ Producen un incremento de las tensiones normales en la existente ó potencial superficie de rotura, lo que provoca un aumento de la resistencia al corte de dicha superficie ($\tau - c + \sigma \tan \phi$).

7.2 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #1 (Km. 29+890)

✖ Considerando la orientación de la línea de intersección de la cuña con respecto al talud, una forma viable de mejorar la inestabilidad presente es cambiar el rumbo del talud de corte para que la dirección de deslizamiento de la cuña quede dentro de la cara del talud, pero considerando que el trazo de la carretera no se puede modificar por las condiciones de funcionamiento actuales, otra solución sería abatir la cara del talud hasta que su ángulo de inclinación sea menor al ángulo de inmersión de la línea de intersección, para que el deslizamiento sea contrarrestado por fricción. En este caso el nuevo ángulo de inclinación sería menor a 57° considerando un margen de seguridad de -10° respecto a la inmersión de la línea de deslizamiento.

✖ Aplicar un sistema de ademe por medio de anclas cementadas, de tal forma que para estimar la capacidad de carga que debe de tener cada una de ellas se puede resolver mediante la siguiente ecuación (Hoek y Brown, 1980):

$$T = \frac{W(FS \times \sin \psi - \cos \psi \times \tan \phi) - cA}{\cos \theta \times \tan \phi + FS \times \sin \theta}$$

donde:

T = Capacidad de carga del ancla.

W = Peso de la cuña.

A = Área de base de la superficie de deslizamiento.

ψ = Inmersión de la línea de deslizamiento.

θ = Ángulo entre la inclinación del ancla y la normal de la línea de deslizamiento.

c = Cohesión de la superficie de deslizamiento.

ϕ = Ángulo de fricción de la superficie de deslizamiento.

Para poder calcular el ángulo de inclinación del ancla, Hoek y Brown (1980), indican que para estimar el factor de seguridad más alto se obtendrá cuando el ángulo entre la línea de intersección y el ángulo de inclinación del ancla sea igual al ángulo de fricción ϕ . El valor de la inclinación línea de intersección es de 67° , al cual le sumamos $\phi = 32^\circ$, $67+32 = 99^\circ$ (ángulo medido desde la vertical hacia arriba), (Fig. 7.1).

El volumen de la cuña, para poder estimar el peso de ésta, se calcula de la siguiente manera (Kliche, 2000):

1) Se calcula la longitud de la línea de intersección, considerando que el fracturamiento que acuña los bloques, es en forma continua desde la cresta del talud hasta su base:

$$L_5 = \frac{H}{\sin \psi} = \frac{10}{\sin 67^\circ} = 10.86 \text{ m}$$

2) Se determinan la altura de la cuña en los planos A y B, en base a las dimensiones angulares que se obtuvieron en el capítulo 5:

$$h_A = \frac{L_5}{\left(\frac{1}{\tan \theta_{1-5}} + \frac{1}{\tan \theta_{3-5}} \right)} = \frac{10.86}{\left(\frac{1}{\tan(5^\circ)} + \frac{1}{\tan(84^\circ)} \right)} = \frac{10.86}{11.53} = 0.94$$

$$h_B = \frac{L_5}{\left(\frac{1}{\tan \theta_{2-5}} + \frac{1}{\tan \theta_{4-5}} \right)} = \frac{10.86}{\left(\frac{1}{\tan(3^\circ)} + \frac{1}{\tan(68^\circ)} \right)} = \frac{10.86}{19.48} = 0.55$$

3) Se calcula el área del plano A:

$$A_A = \frac{h_A L_5}{2} = \frac{(0.94) \times (10.86)}{2} = 5.10$$

4) La altura de d, desde el ápex del plano B (el punto de intersección de las líneas 2 y 4) normal al plano A:

$$d = h_b \times \sin(\theta_{na nb}) = 0.55 \times \sin(69^\circ) = 0.51$$

5) El volumen y peso de la cuña están dados por:

$$V_w = \frac{A_A \times d}{3} = \frac{5.10 \times 0.51}{3} = 0.867$$

$$W_w = V_w \times \gamma = (0.867)(2400) = 2080 \text{ Kg}$$

6) La capacidad de carga del ancla será de:

$$T = \frac{W(FS \times \sin \psi - \cos \psi \times \tan \phi) - cA}{\cos \theta \times \tan \phi + FS \times \sin \theta} = \frac{2080(0.01 \times (\sin(67) - \cos(67) \times \tan(31)) - (3863)(5.1))}{\cos(99) \times \tan(31) + (0.01) \times \sin(99)}$$

$$T = \frac{1969}{0.1037} = 18.9 \text{ ton, instalada con una dirección paralela y un ángulo de inclinación de } 32^\circ$$

respecto a la línea de inmersión.

7) El espaciamiento entre discontinuidades medido para la clasificación geomecánica RMR a este talud (apartado 4.4.1), indica la distancia en que se debe trazar la plantilla de anclaje, que es de 1.0 m entre un plano y otro, suponiendo que se tienen dos sistemas, se aplicará cada 2.0 m horizontalmente y 1.0 m verticalmente por ser el valor promedio de los espesores de la

estratificación que delimitan los bloques en ese sentido. Para la longitud del ancla se toma en cuenta tres veces el espaciamiento (Hoek y Brown, 1980) para poder auto sujetarse, si estimamos que se tiene 2.0 m de espaciamiento para la cuña, se recomienda una longitud de 6.0 m (Fig. 7.1). Se debe colocar malla ciclónica como contención de pequeños caídos que puedan caer hacia la carretera, aprovechando la sujeción del anclaje.

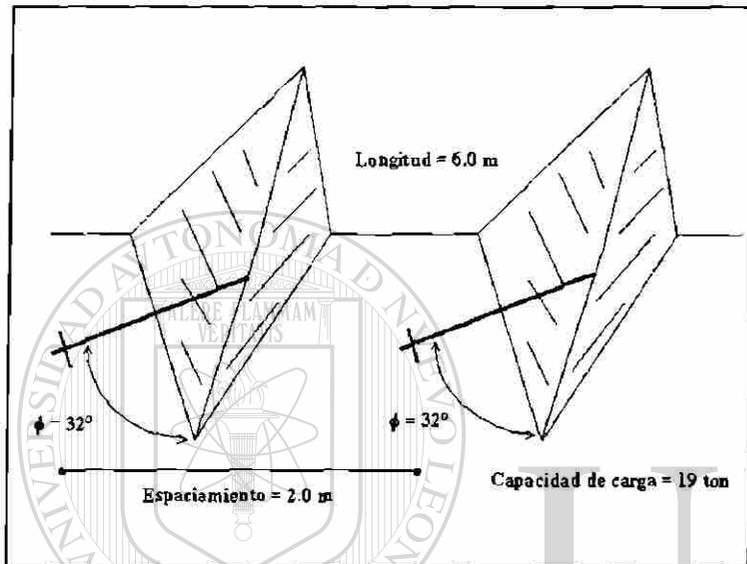


Fig. 7.1 Especificaciones de ademado mediante anclaje sistemático, para el Talud #1.

7.3 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #2 (Km. 29+080)

- ✘ Siguiendo la orientación del plano de deslizamiento respecto al talud, se recomienda cambiar la dirección del echado del talud de corte a un rumbo azimutal menor ó igual a 296°. Otra forma de contrarrestar la inestabilidad por cinemática es abatiendo la inclinación del talud hasta un valor menor de 25° que corresponde al plano de deslizamiento.
- ✘ La altura del talud es crítica y de acuerdo a las dimensiones del corte, la implementación de bermas para el mejor control de los deslizamientos potenciales es una solución factible. Para este corte se recomienda modificar la geometría del talud de acuerdo al siguiente gráfico (Fig. 7.2). El criterio para el diseño de las bermas, fue en base al ángulo de rozamiento del plano de deslizamiento, además de la posición geométrica de las diaclasas ortogonales que delimitan bloques que tenderán a deslizar:

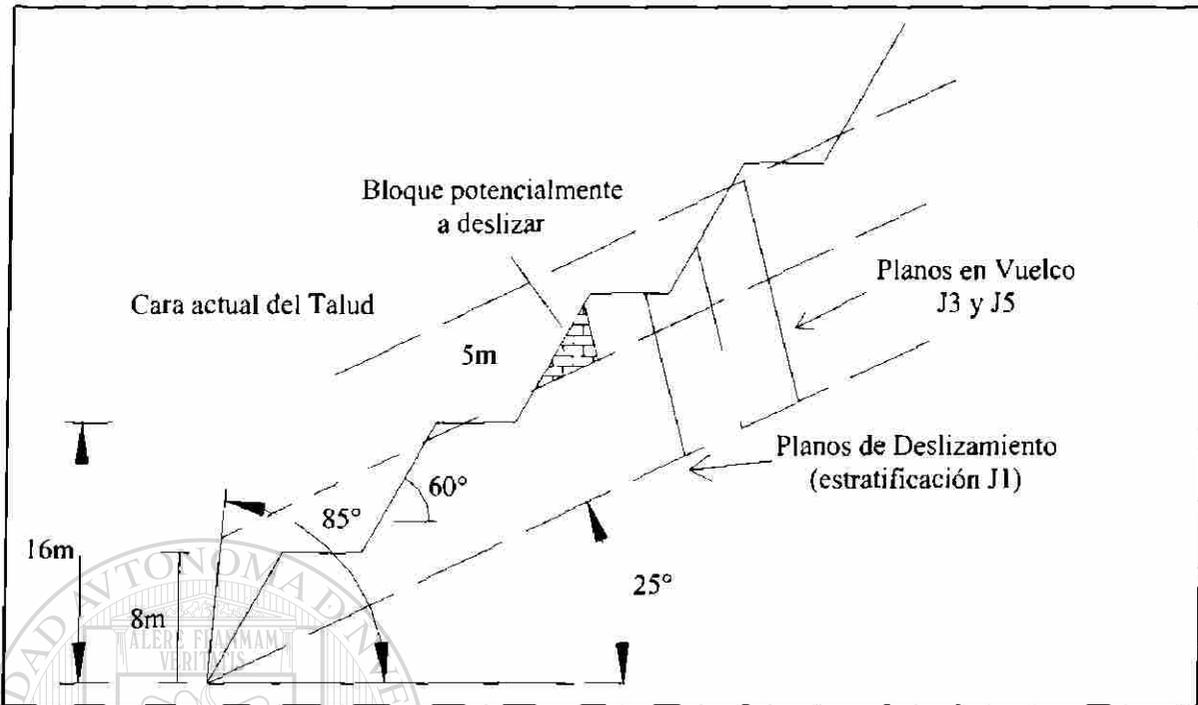


Fig. 7.2 Dimensiones de las bermas para el control de los deslizamientos del Talud #2.

7.4 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #3 (Km. 29+360)

✘ Una solución viable para disminuir la probabilidad de falla del talud, es reducir la altura de este por medio de bermas de 5 m de altura con ancho de banco de 10 m para poder controlar los deslizamientos de los bloques, teniendo como ángulo de inclinación de los bancos un valor menor a 47°, siendo el rango que por fricción (34°) sumando la inmersión de la línea de intersección, no tenderá a deslizarse la cuña.

✘ Aplicar un sistema de ademe por medio de anclaje. Para estimar la capacidad de carga del ancla que soportará las cuñas, se hicieron los siguientes cálculos:

1) El ángulo de inclinación del ancla: El valor de la inclinación línea de intersección es de 13° , al cual le sumamos $\phi = 34^\circ$, $13+32 = 45^\circ$ (medido desde la vertical hacia arriba), (Fig. 7.3).

2) Longitud de la línea de intersección: considerando que el fracturamiento que acuña los bloques, es el espesor de la estratificación para la Formación Tamaulipas Inferior es de 3 m:

$$L_5 = \frac{H}{\sin \psi_1} = \frac{3}{\sin 13^\circ} = 13.33 \text{ m}$$

2) Altura de la cuña en los planos A y B, en base a las dimensiones angulares que se obtuvieron en el capítulo 5, para este talud:

$$h_A = \frac{L_5}{\left(\frac{1}{\tan \theta_{1,5}} + \frac{1}{\tan \theta_{3,5}} \right)} = \frac{13.33}{\left(\frac{1}{\tan(90^\circ)} + \frac{1}{\tan(30^\circ)} \right)} = \frac{13.33}{1.74} = 7.61$$

$$h_B = \frac{L_5}{\left(\frac{1}{\tan \theta_{2,5}} + \frac{1}{\tan \theta_{4,5}} \right)} = \frac{13.33}{\left(\frac{1}{\tan(64^\circ)} + \frac{1}{\tan(15^\circ)} \right)} = \frac{13.33}{4.21} = 3.16$$

3) Área del plano A:

$$A_A = \frac{h_A L_5}{2} = \frac{(7.61) \times (13.33)}{2} = 50.72$$

4) La altura de d, desde el ápex del plano B (el punto de intersección de las líneas 2 y 4) normal al plano A:

$$d = h_B \times \sin(\theta_{na nb}) = 3.16 \times \sin(84^\circ) = 3.14$$

5) El volumen y peso de la cuña:

$$V_w = \frac{A_A \times d}{3} = \frac{50.72 \times 3.14}{3} = 53.08 \text{ m}^3$$

$$W_w = V_w \times \gamma = (53.08)(2400) = 127,408 \text{ Kg}$$

6) Capacidad de carga del ancla, de acuerdo al factor de seguridad estimado:

$$T = \frac{W(FS \times \sin \psi - \cos \psi \times \tan \phi) - cA}{\cos \theta \times \tan \phi + FS \times \sin \theta} = \frac{127408(1.44 \times (\sin(13) - \cos(13) \times \tan(34))) - (4039)(3.14)}{\cos(45) \times \tan(34) + (1.44) \times \sin(45)}$$

$$T = \frac{77085}{1.5} = 51 \text{ ton, instalada con una dirección paralela y un ángulo de inclinación de } 34^\circ$$

respecto a la línea de inmersión.

7) El espaciamiento entre discontinuidades (apartado 4.4.3) para esta talud es de 2.5 m, suponiendo que se tienen dos sistemas que delimitan la cuña, se aplicará cada 5.0 m horizontalmente y 3.0 m verticalmente por ser el valor promedio de los espesores de la estratificación que delimitan los bloques en ese sentido. La longitud del ancla es determinada en base al espaciamiento entre las discontinuidades aumentada por 3 veces, entonces la longitud del

ancla necesaria para el sostenimiento del bloque será de 7.5m (Fig. 7.3). La implementación de malla ciclónica además del ademe anterior, será de utilidad como contención de desprendimientos que puedan proyectarse hacia la carretera.

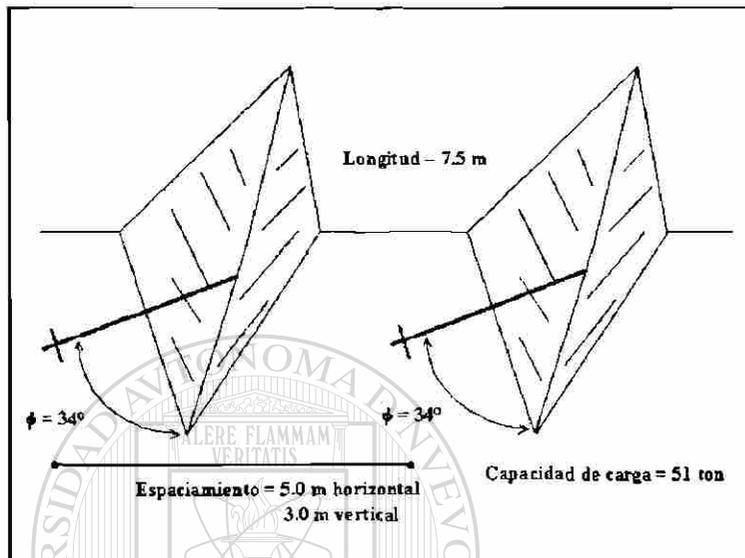


Fig. 7.3 Especificaciones de adomado sistemático de cuñas para el Talud #3, empleando anclas cementadas.

7.5 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #4 (Km. 30+280)

✘ Una solución viable para disminuir la probabilidad de falla del talud, es reduciendo la altura de este por medio de bermas de 5 m de altura con ancho de banco de 10 m para poder controlar los deslizamientos de los bloques, teniendo como ángulo de inclinación de los bancos un valor menor a 47° , siendo el rango que por fricción (34°) sumando la inmersión de la línea de intersección, no tenderá a deslizarse la cuña cinemáticamente hablando.

✘ Aplicar un sistema de ademe por medio de anclaje para sostenimiento de los bloques acuñados, de acuerdo a las siguientes especificaciones:

- 1) El ángulo de inclinación del ancla respecto a la línea de intersección de 76° junto con el ángulo de fricción $\phi = 32^\circ$, es de: $76+32 = 108^\circ$ (respecto a la vertical), (Fig. 7.4).

2) Longitud de la línea de intersección, considerando que las dimensiones de la cuña esta delimitada por es el espesor de la estratificación para la Formación Tamaulipas Superior es de 3 m:

$$L_5 = \frac{H}{\sin \psi_1} = \frac{3}{\sin 76^\circ} \approx 3.09 \text{ m}$$

3) La altura de la cuña en los planos A y B, en base a las dimensiones angulares que se obtuvieron en el capítulo 5:

$$h_A = \frac{L_5}{\left(\frac{1}{\tan \theta_{1,5}} + \frac{1}{\tan \theta_{3,5}} \right)} = \frac{3.09}{\left(\frac{1}{\tan(11^\circ)} + \frac{1}{\tan(81^\circ)} \right)} = \frac{3.09}{5.30} = 0.58$$

$$h_B = \frac{L_5}{\left(\frac{1}{\tan \theta_{2,5}} + \frac{1}{\tan \theta_{4,5}} \right)} = \frac{3.09}{\left(\frac{1}{\tan(7^\circ)} + \frac{1}{\tan(79^\circ)} \right)} = \frac{3.09}{8.33} = 0.37$$

4) Área del plano A:

$$A_A = \frac{h_A L_5}{2} = \frac{(0.58) \times (3.09)}{2} = 0.89$$

5) La altura de d, desde el ápex del plano B (el punto de intersección de las líneas 2 y 4) normal al plano A:

$$d = h_b \times \sin(\theta_{na, nb}) = 0.37 \times \sin(88^\circ) = 0.36$$

6) Volumen y peso de la cuña:

$$V_w = \frac{A_A \times d}{3} = \frac{0.89 \times 0.36}{3} = 0.10 \text{ m}^3$$

$$W_w = V_w \times \gamma = (0.10)(2400) = 240 \text{ Kg}$$

7) Capacidad de carga del ancla:

$$T = \frac{W(FS \times \sin \psi - \cos \psi \times \tan \phi) - cA}{\cos \theta \times \tan \phi + FS \times \sin \theta} = \frac{240(-1.71 \times (\sin(76) - \cos(76) \times \tan(32))) - (3131)(0.89)}{\cos(108) \times \tan(32) + (-1.71) \times \sin(108)}$$

$$T = \frac{-3122}{-1.81} = 1.7 \text{ ton, instalada con una dirección paralela y un ángulo de inclinación de } 32^\circ$$

respecto a la línea de inmersión.

8) El espaciamiento entre fracturas (apartado 4.4.4) nos indica la distancia en que se debe trazar la plantilla de anclaje, que es de 2.5 m entre un plano y otro, suponiendo que se tienen dos

sistemas, se aplicará cada 5.0 m horizontalmente y 3.0 m verticalmente por el valor de la estratificación que delimita la cuña verticalmente. La longitud del ancla se calcula de acuerdo a la dimensión del bloque que es de 5 m, para lo cual se agrega la mitad de dicha dimensión como rango de seguridad, resultando una longitud de 7.5 m (Fig. 7.4). Se debe colocar malla ciclónica para controlar desprendimientos menores que las anclas no sujetarán.

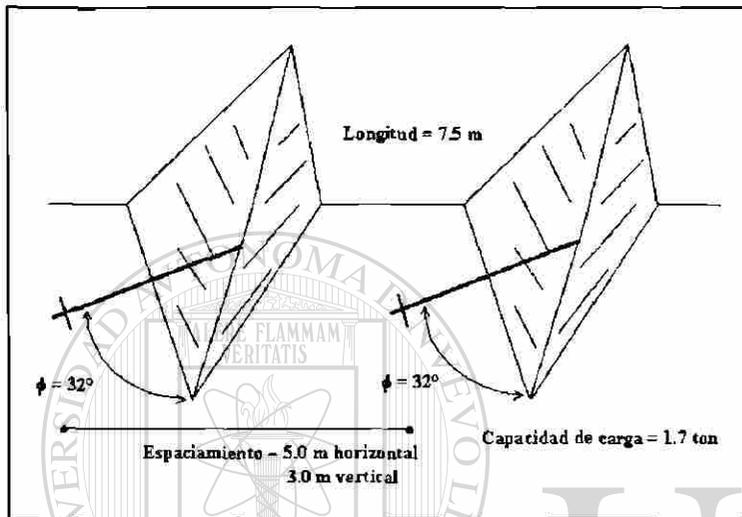


Fig. 7.4 Especificaciones de la aplicación de anclaje sistemático embebido en cemento para el sostenimiento de cuñas del Talud #4.

7.6 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #5 (Km. 31+300)

- ✘ Abatir el talud hasta alcanzar un ángulo menor de 46° , para que por fricción evitar el deslizamiento, ó cambiar el rumbo del corte a una dirección de 291° para que cinemáticamente no se produzca el mecanismo.
- ✘ Realizar bermas para controlar los deslizamientos, con las dimensiones que en la Fig. 7.5 se muestran, además de colocar malla ciclónica para evitar que los desprendimientos caigan sobre el trazo carretero. El diseño de la geometría de las bermas fue en base a la dimensión del macizo potencialmente deslizable, incluyendo además el ángulo de fricción del plano de deslizamiento, tomando en cuenta que a dicho ángulo de inclinación de la cara de la berma, cinemáticamente se tendrán condiciones estables. También como medida preventiva, se debe de instalar dentro de los bancos un sistema de drenaje por medio de acequias, para evitar la saturación del talud.

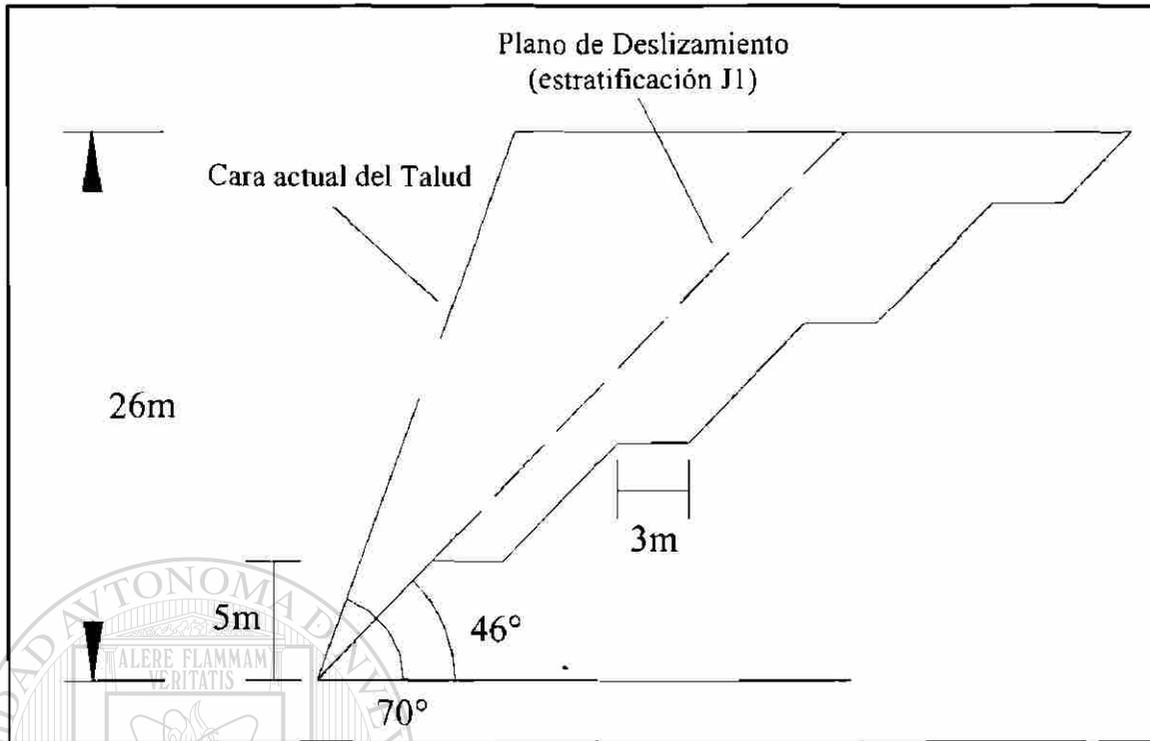


Fig. 7.5 Dimensiones del sistema de bermas para control de la estabilidad del Talud #5.

7.7 Recomendaciones de Saneamiento para el Talud #6 (Km. 31+770)

✳ Cinemáticamente este talud se encuentra estable, ya que el ángulo de inclinación de éste es menor que el ángulo de fricción del plano de deslizamiento, pero ocurren desprendimientos y deslizamientos. Para poder controlar estos mecanismos de falla, se recomienda realizar una berna para controlar dichos bloques, de acuerdo al croquis siguiente (Fig. 7.6):

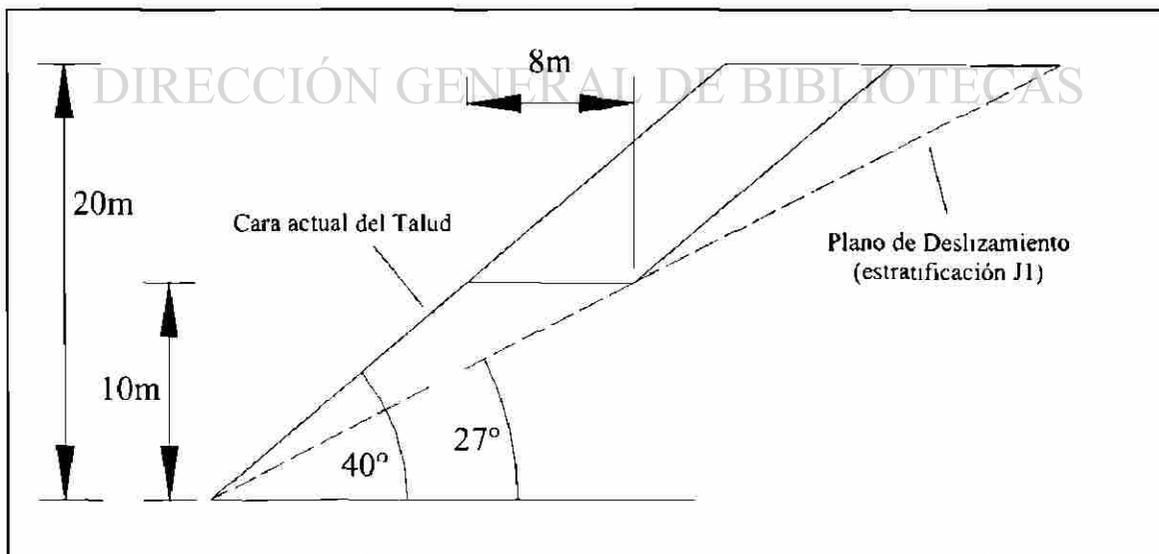


Fig. 7.6 Implementación de bermas para el control de los deslizamientos de bloques para el Talud #6.

8. CONCLUSIONES

- En el Valle de Huizachal aflora a un secuencia heterogénea con edades desde el Triásico Tardío hasta el Cretácico Tardío. La estructura principal en el área cartografiada está formada por un anticlinal con rumbo de inmersión 316° , con una inmersión de 11° , de donde la zona estudiada comprendió parte de la charnela y sus flancos.
- La secuencia La Joya – Novillo – Olvido – Zuloaga, indican tres ciclos de sedimentación, primeramente una transgresión a partir de La Joya hasta Novillo, después se tiene un ciclo regresivo en corto tiempo con la sedimentación de Olvido y un segundo ciclo transgresivo con la depositación de Zuloaga.
- El fracturamiento preferencial es del tipo $hk0$ con la orientación del pliegue, el cual es generador de mecanismos de inestabilidad, principalmente en la formación de cuñas y delimitación de bloques deslizantes.
- La estratificación juega un papel importante en los mecanismos planares, ya que los cortes ubicados en el flanco del anticlinal, por la posición estructural de ésta, son potencialmente inestables, atendiendo al buzamiento y orientación del talud.
- Se demostró que la dirección de los cortes en los taludes respecto a la orientación y tipo de fracturamiento es el factor principal para originar mecanismos de falla, las fracturas ac son las que permiten cortes de taludes estables cuando son paralelos a ellas, además es posible darles una buena altura.
- La ubicación del talud respecto a la estructura geológica principal, influye en el mecanismo de falla presente, esto conlleva a poder predecir las zonas de inestabilidad, para mejorar la planeación de obras de este tipo.
- Las clasificaciones geomecánicas en si, son una forma práctica de estimar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, pero aún así su aplicación directa al análisis de estabilidad debe ser junto con otra técnica mas completa como el ensayo a discontinuidades.
- Los factores de seguridad obtenidos muestran que los cortes presentan inestabilidad bajo condiciones de saturación, encontrándose fuera de los rangos de seguridad recomendados para este tipo de obras , por lo cual es necesario proponer obras de control y saneamiento.

- Ninguno de los procedimientos y técnicas anteriores pueden ser aplicados individualmente, ya que los parámetros obtenidos en su conjunto, muestran el comportamiento real que se tiene del macizo rocoso.
- La certeza de los resultados obtenidos depende en gran manera del criterio al momento de hacer la toma de datos, es decir, se tendrá mayor posibilidad de representar las condiciones presentes cuando los valores se asemejen a lo observado.
- Se demostró la importancia de hacer la correlación entre las condiciones geológico-estructurales y el análisis de estabilidad. El sistema de fracturamiento que define la orientación y forma del mecanismo en el cual fallarán los bloques de roca, combinado con la descripción litológica y su comportamiento geomecánico, se puede emplear para predecir las condiciones de inestabilidad que tendrían los taludes durante la etapa de anteproyecto. Ubicadas las áreas de riesgo, se puede tener una mejor planeación de las obras además de disminuir los costos por mantenimiento y control de los cortes.
- Con este trabajo, finalmente se presenta una metodología con el objetivo de analizar problemáticas similares para resolver problemas de estabilidad de taludes en trazos carreteros, anticipándonos al comportamiento del macizo rocoso desde la etapa de planeación de los mismos, y extrapolar esta para la realización de obras civiles que requieren de elaborar cortes con una geometría definida.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

9. BIBLIOGRAFIA

ADATTE T., STINNESBECK, W., HUBBERTEN, H., Y REMANE, J. (1994) Nuevos Datos Sobre el Límite Jurásico-Cretácico en el Noreste y Centro de México. *Bol. Soc. Geól. Mex.* V. 52, pp: 10-14.

ALVA-NIÑO, E., (1995). Datos base y metodología para elaboración de una Carta Ingeniero-Geológica de la Zona Metropolitana de Monterrey, Nuevo León, México. *Tesis de licenciatura.* Universidad Autónoma de Nuevo León. Linares, N.L., México.

AYALA, F.J., (1984). Análisis y propuesta de estabilización de un posible desprendimiento en yeso en Lodosa (Navarra). *S.E.M.R. VIII Simposio Nacional. Reconocimiento de Macizos Rocosos.* Madrid.

AYALA-CARCEDO, F.J., ANDREU, F.J., (1987). Manual de Ingeniería de Taludes. *Instituto Tecnológico Geoméniero de España.* EPTISA. España. 456p.

BARTON, N.R., (1973). Review of a New Shear Strength Criterion for Rock Joints. *Engineering Geology.* V. 7, pp : 287-332.

BARTON, N.R., BANDIS, S., BAKHTAR, K., (1985). Strength, deformation and conductivity coupling of rock joints. *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. & Geomec. Abstr.* V. 22, No. 3.

BARTON, N.R., LIEND, R. & LUNDE, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. *Rock Mechanics.* VI (4): 183 – 236.

BARTON, N.R., V. CHOUBEY, (1977). The Shear Strength of Rock Joints in Theory and Practice. *Rock. Mech.*, V.10, pp : 1-54.

BIENIAWSKI, Z.T. (1976). Classification of Jointed Rock Masses. *Transactions, South African Institution of Civil Engineering.* XV (12): 335 – 344.

BROWN, E.T., (1981). Rock characterization testing and monitoring: ISRM Suggested Methods. *Commission on Testing Methods, International Society of Rock Mechanics*. Pergamon Press. New York.

CARRILLO BRAVO, J. (1961). Geología del Anticlinorio Huizachal – Peregrina al noroeste de Ciudad Victoria, Tamps. *Bol. Asoc. Méx. Geól. Petr.*, XIII (1-2): 1-99.

CASTILLO-RODRÍGUEZ, H., (1988). Kristallinen Grundgebirges der Sierra Madre Oriental insbesondere des Granjeno-schiefer-Komplexes-im Südteil des Huizachal-Peregrina Anticlinorium (Raum Ciudad Victoria, Bundesstaat Tamaulipas, México). *Diplomarbeit*. Univ. Münster. Alemania.

CHAPA – GUERRERO, J.R., (1993). Massenbewegungen an Steilhängen der Sierra Madre Oriental im Großraum Monterrey, Mexico. *Mitt. Ing. -u. Hydrogeol.* LIV. Aachen.

COSSIO-TORRES, T., (1986). Zur geologie des kristallinen grundgebirges des Sierra Madre Oriental, insbesondere des Novillo-Gneiss Komplexes, im südteil des Huizachal-Peregrina-Anticlinorium (Raum Ciudad Victoria, Bundesstaat Tamaulipas México). *Diplomarbeit*. Univ. Münster.

CSERNA, Z. (1959). Age and correlation of Huizachal Group (Mesozoic), State of Tamaulipas, México. *Amer. Assoc. Petrol. Geol. Bull.*, XLIII (4): 2499 – 2500.

DEERE, D.U. (1964). Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes. *Rock Mech. Eng. Geol.*, V. 1, pp: 17-22.

EINSELE, G., K.H. HEITFELD, CH. LEMPP, K. SCHETELIG, (1985). Auflockerung und Verwitterung in der Ingenieurgeologie: Übersicht, Feldanprache, Klassifikation (Verwitterungsprofile) – Einleitender Beitrag. *Ingenieur-geologische Probleme im Grenzbereich zwischen Locker-und Festgesteinen*. Springer-Verlag Berlin Heidelberg, pp: 2-23.

EGUILUZ, S. ARANDA, M. MARRETT, R. (2000). Tectónica de la Sierra Madre Oriental, México. *Bol. Soc. Geol. Mex.* LIII: 1 – 26.

FASTOVSKY, D.E., S.A. BOWRING y O.D. HERMES. (1998). Radiometric age dates for the La Boca vertebrate assemblage (late Early Jurassic). *Avances en Investigación: Paleontología de Vertebrados*. Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo, p.15-18.

GAMPER, MARIA A. (1977). Estratigrafía y Microfacies Cretácicas del Anticlinorio Huizachal – Peregrina (Sierra Madre Oriental). *Bol. Soc. Geol. Mex.* XXXVIII: 1 – 17.

GONZALEZ DE VALLEJO, L.I., M. FERRER, L. ORTUÑO, C. OTEO (2002). Ingeniería Geológica. Pearson Educación, Madrid. 744p.

GONZALEZ, H. M. G.; MIRANDA, P. L. R., y Flores, L. R., 1986, La carta de terrenos estratotectónicos de la República Mexicana. *Revista de Geografía*, v. 1, p. 27-44.

GOODMAN, RICHARD E. (1976). *Methods of Geological Engineering*. Ed. West Publishing Co. USA. 472p.

GOODMAN, R.E., J.W. BRAY, (1976). Toppling of Rock Slopes. In *Proceedings of Speciality Conference Rock Engineering for Foundations and Slopes*. Vol. II. New York. American Society of Civil Engineers.

GORKA, T. (2002). Standsicherheitsuntersuchungen von Böschungen entlang der Straßen Neubaustrecke Cd. Victoria – Jaumave (Carretera Rumbo Nuevo), Tamaulipas, México. Diplomarbeit. Inédito. Univ. Bochum. Alemania.

GÖTTE, M. (1990). Halotektonische Deformatioprozesse der Minas Viejas Formation (Ober-Jura) in der Sierra Madre Oriental, Norost México. *Dipl. Geol. Diss. Fachbereich Geowissenschaften und Geographie der Technischen Hochschule Darmstad*: 1-270.

HANCOCK, P.L., (1985). Brittle microtectonics: principles and practice. *J. Struct. Geol.*, V. 7, pp: 437-458.

HEIM, A., (1926). Notes on the Jurassic of Tamazunchale (Sierra Madre Oriental, Mexico). *Ecologiae Geol. Helvetiae*, Vol. 63, pp: 1201-1220.

HEIM, A., (1940). The front ranges of Sierra Madre Oriental, Mexico, from Ciudad Victoria to Tamazunchale. *Ecologiae Geol. Helv.*, V. 33 pp: 313-352.

HOEK, E. (2000). Rock Engineering – Course notes by Evert Hoek. *Sitio web:* <http://www.rocsciencie.com/roc/Hoek/Hoeknotes2000.htm>

HOEK, E., BRAY, J.W., (1981). Rock Slope Engineering. *Ed. Institution of Mining and Metallurgy*. Third Edition. London. 358p.

HOEK, E., BROWN, E.T. (1980). Excavaciones Subterráneas en Roca. *McGraw-Hill Book Co.* Primera Edición. México. 634p.

HUMPREY, W.E., DIAZ, T., (1956). Jurassic and Lower Cretaceous stratigraphy and tectonics of northeastern Mexico. Unpublished manuscript.

INEGI, Carta Topográfica Cd. Victoria, F-14-A-29.

INEGI, (2003). Información Geográfica del Estado de Tamaulipas. Aspectos Generales. Sitio Web: <http://www.inegi.gob.mx/geo/default.asp?c=124&e=28>.

INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA. (1987). Manual de Ingeniería de Taludes. *Ed. Ministerio de Industria, Comercio y Turismo. Secretaría General de Energía y Recursos Minerales de España*. Madrid. 456p.

IMLAY, R.W., (1936). Geology of the western part of the Sierra de Parras. *Geol. Soc. Am. Bull.*, V. 47, pp: 1091-1152.

IMLAY, R.W., (1938). Studies of the Mexican Geosyncline. *Bull. Geol. Soc. Am.*, V. 49, pp: 1657-1662.

IMLAY, R.W. (1943). Jurassic Formations of gulf region. *Amer. Assoc. Petrol. Geol. Bull.*, V.27, pp: 1407-1533.

IMLAY, R.W., CEPEDA, E., ALVAREZ, M., DIAZ, T. (1948). Stratigraphic Relations of Certain Jurassic Formations in Eastern Mexico. *Bull. Amer. Assoc. Petrol. Geol.*, Vol. 32, pp: 1750-1761.

ISMR (1981). Suggested methods for rock characterization, testing and monitoring. *ISMR Suggested methods*. Ed. E.T. Brown. Pergamon Press.

JAEGER, J.C., COOK, N.G.W., (1979). Fundamentals of Rock Mechanics. 3rd Edition. Chapman and Hall. London.

JOHN, K.W., (1968). Graphical stability analysis of slopes in jointed rock. *Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division*. V. 2, pp: 497-526.

KLICHE, C.A., (1999). Rock Slope Stability. *Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.* U.S.A. 253p.

LOPEZ-INFANZON, M., (1986). Estudio Petrogenético de las Rocas Ígneas en las Formaciones Huizachal y Nazas. *Bol. Soc. Geól. Mex.* V. XLVII, pp: 2-38.

MARKLAND, J T. (1972). A useful technique for estimating the stability of rock slopes when the rigid wedge sliding type of failure is expected. *Imperial College Rock Mechanics Research Report*: 19.

- MEDINA – BARRERA, F. (1989). Sicherheitsanalyse und Risikobewertung von Massenbewegungen fuer die Stadt Rayones, Nuevo León, Sierra Madre Oriental, Mexiko. *Diplom-Arbeit*. No publicada. Darmstadt, Alemania.
- MEDINA – BARRERA, F. (1996). Kleintektonische Untersuchungen und Standsicherheitsberechnungen mit Hilfe der Backanalysis an Strassenböschungen der Sierra Madre Oriental, Mexiko. (Curvatura von Monterrey im Staat Nuevo León, Strasse La Palma – Rayones). *Mitt. Ing. –u. Hydrogeol.* 62. Aachen.
- MILLER, R.P., (1965). Engineering classification and index properties for intact rock. *Ph. D. Thesis*. Univ. of Illinois, USA.
- MIXON, R. (1958). Geology of Huizachal Redbeds, Sierra Madre Oriental, Mexico. Louisiana State University and Agricultural and Mechanical Collage. Louisiana, USA.
- MIXON, R.B., G.E. MURRAY, T.G. DIAZ. (1959). Age and correlation of Huizachal Group (Mesozoic) State of Tamaulipas Mexico. *Amer. Assoc. Petrol. Geol. Bull.*, XLIII: 757-771.
- MONTELLANO-BALLESTEROS, M., HERNÁNDEZ-RIVERA, R. CLARK, J.M., FASTOVSKY, D.E., REYNOSO-ROSALES, V.H., STRATER, N.H., HOPSON, J.A. (1996). Avances en el Estudio de la Fauna de Vertebrados Jurásicos del Cañón del Huizachal, Tamaulipas, México. *Bol. Soc. Geol. Mex.*, V. 52, pp: 11-20.
- MUIR, J.M., (1936). Geology of the Tampico region, México. *Tulsa, Oklahoma, Am. Ass. Of Petr. Geol.*, V. 19, pp: 200.
- PADILLA Y SÁNCHEZ, R.J. (1985). Las Estructuras de la Curvatura de Monterrey, Estados de Coahuila, Nuevo León, Zacatecas y San Luis Potosí. *Revista Mexicana de Ciencias Geológicas*. V. 6, pp: 1-20.

PALMSTROM, A., (1982). The volumetric joint count – A useful and simple measure of the degree of rock mass jointing. *Proc. 4th Conf. Int. Assoc. Eng. Geol.*, V. 5, New Delhi, pp: 221-228.

PANET, M., (1969). Discussion on graphical stability analysis of slopes in jointed rock by K.W. John. *Journal Soil Mechanics and Foundation Div.*, ASCE. Vol. 95, pp: 685-686.

PEDRAZA-RODRÍGUEZ, U.M., (1997). Movimientos en masa, origen y consecuencias en el área de Iturbide, Nuevo León, Sierra Madre Oriental, México. *Tesis de Maestría*. Universidad Autónoma de Nuevo León. Linares, N.L.. 95p.

PITEAU, D.R., (1972). Engineering geology considerations and approach in assessing the stability of rock slopes. *Bulletin of the Association of Engineering Geologist*. Vol. 9, pp: 301-320.

PITEAU, D.R., D.C. MARTIN (1982). Mechanics of Rock Slope Failure. In *Stability in Surface Mining*. Vol. 3. Edited by C.O. Brawner. New York: Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers.

PITEAU, D.R., PECKOVER, F.L., (1978). Engineering of rock slopes. In Special Report 176: *Landslides: Analysis and Control* (R.L. Schuster and R.J. Krizek, eds.), TBR. National Research Council, Washington D.C., pp: 192-234.

ROMANA, M. (1985). Clasificación SMR para taludes. *Servicios Técnicos de Mecánica de Rocas*, sitio web: www.stmr.com.

ROMANA, M. (1985). Índice SMR para taludes. *Servicios Técnicos de Mecánica de Rocas*, sitio web: www.stmr.com.

RUEDA-GAXIOLA, J. (1991). El Alogruppo Los San Pedros (=Alogruppo La Joya) del Noroeste de México y sus relaciones Tectono – Estratigráficas y Paleogeográficas. *Bol. Soc. Geol. Mex.* LI: 11 – 14.

RUEDA-GAXIOLA, J., M.A. DUEÑAS, J.L. RODRÍGUEZ, M. MINERO, G. URIBE. (1993). Los Anticlinorios de Huizachal-Peregrina y de Huayacocotla: Dos partes de la Fosa de Huayacocotla-El Alamar.

SANCHEZ-CARLÍN, E., (2001). Riesgos Geológicos en la porción NW del Cerro de la Silla, Monterrey, Nuevo León, México. *Tesis de licenciatura*. Universidad Autónoma de Nuevo León. Linares, N.L.

SEEMES, D.R., (1921). Cretaceous Section exposed at El Huizachal Central Tamaulipas. Informe Geol. PEMEX. Inédito.

TALOBRE, J. (1957). La Mécanique des Roches. Dunod, Paris.

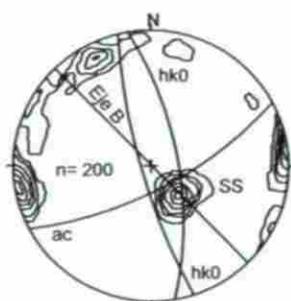
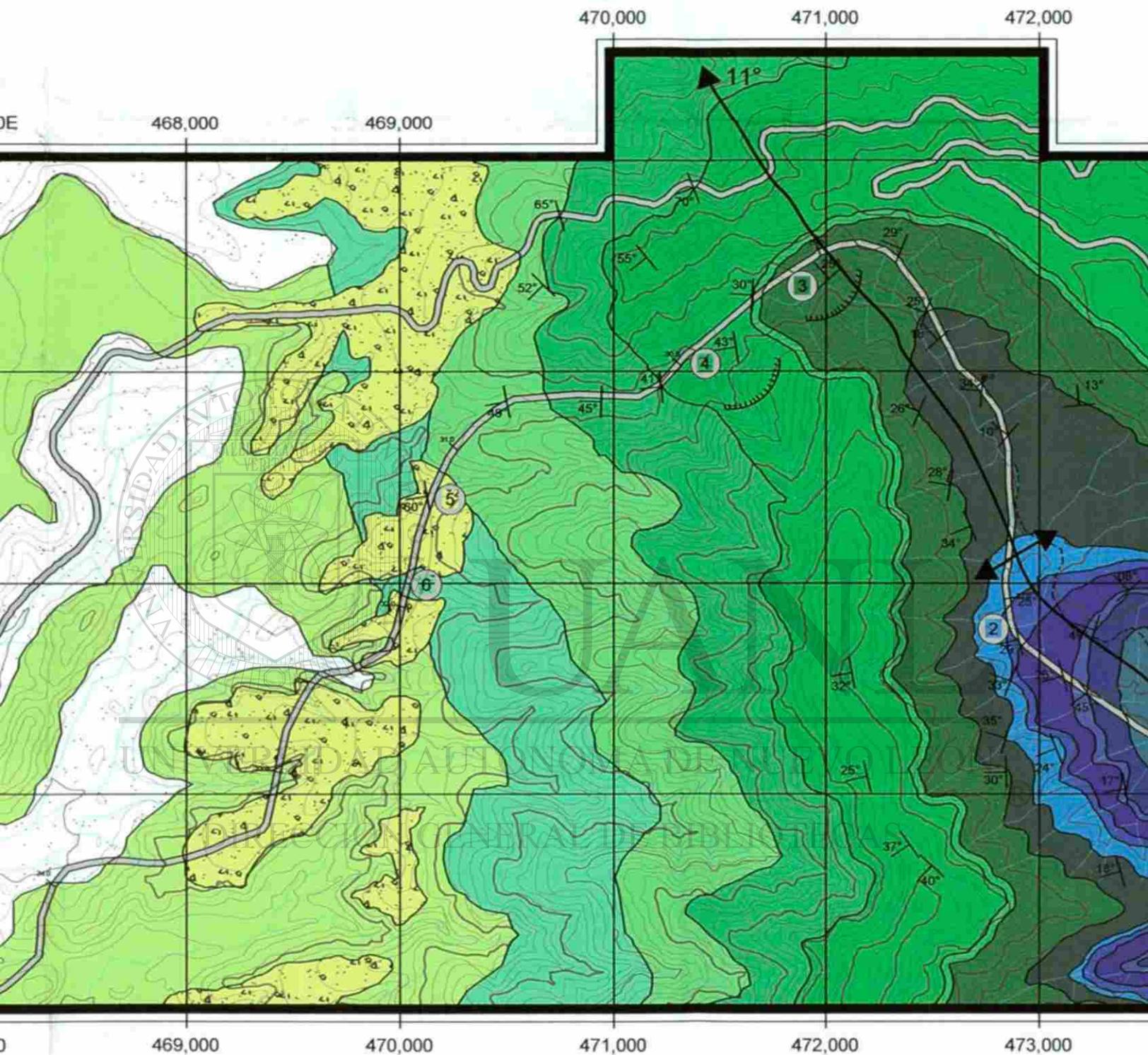
TIPPENS, P.E., (1988). Física Conceptos y Aplicaciones. Tercera Edición. McGraw-Hill. México. 934p.

TURNER, A.K., SCHUSTER, R.L., (1996). Landslides: Investigation and Mitigation, Special Report 247. *Transport Research Board, National Research Council*. 673p.

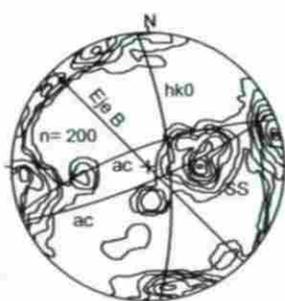
ZANBAK, C., (1983). Charts for Rock Slopes Susceptible to Toppling. *Journal of Geotechnical Engineering*. V. 109, pp: 1039-1062.

Geológica Estructural del Valle de Hu

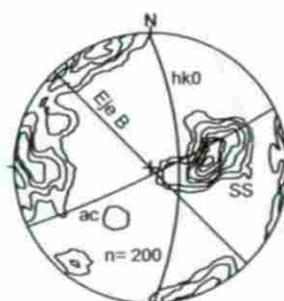
Carretera Rumbo Nuevo, Tamps.



Afloramiento 3
Fm. Tamps. Inf.



Afloramiento 4
Fm. Tamps. Sup.



Afloramiento 5
Fm. San Felipe



Afloramiento 6
Fm. San Felipe

Carta Ingeniero-Geológica del Valle de Huixtla Carretera Rumbo Nuevo, Tamps.

