

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:

$$\beta = \phi$$

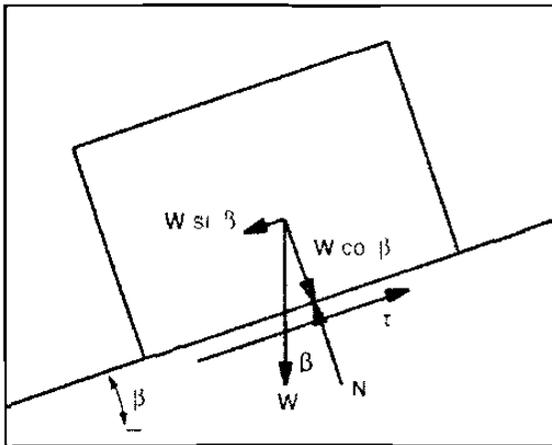


Fig. 5.1 Diagrama de cuerpo libre mostrando las fuerzas que actúan en un bloque reposando sobre un plano inclinado. W corresponde al peso del bloque, β ángulo de inclinación del plano, $W \sin \beta$ al vector resultante de W paralelo al plano, $W \cos \beta$ al vector resultante perpendicular, τ resistencia 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 Kilche, 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 ó 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:

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

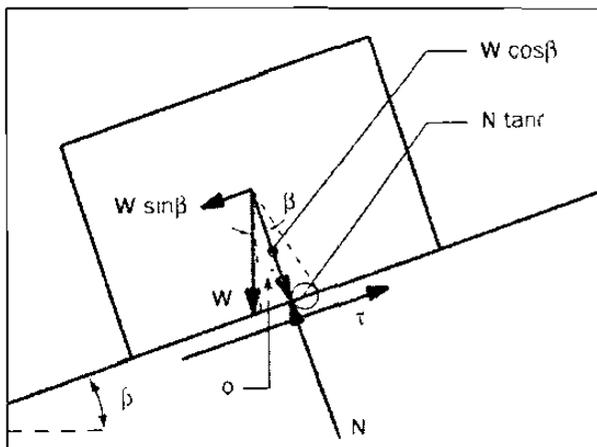
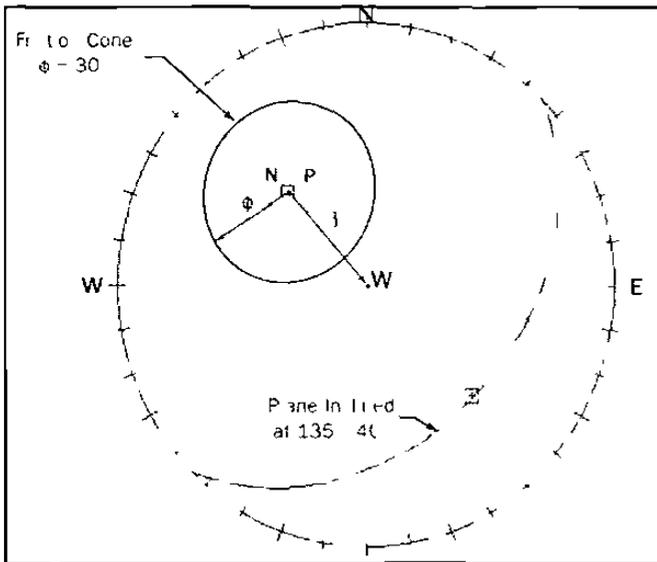


Fig. 5.2 Cono de Fricción de un bloque en Equilibrio Límite. El triángulo representa ángulo de fricción f . Si el vector W se encuentra fuera del cono el deslizamiento ocurrirá, la ubicación dentro o fuera dependerá de la inclinación del plano porque el cono y W no cambiarán sus dirección vectorial.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

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:

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

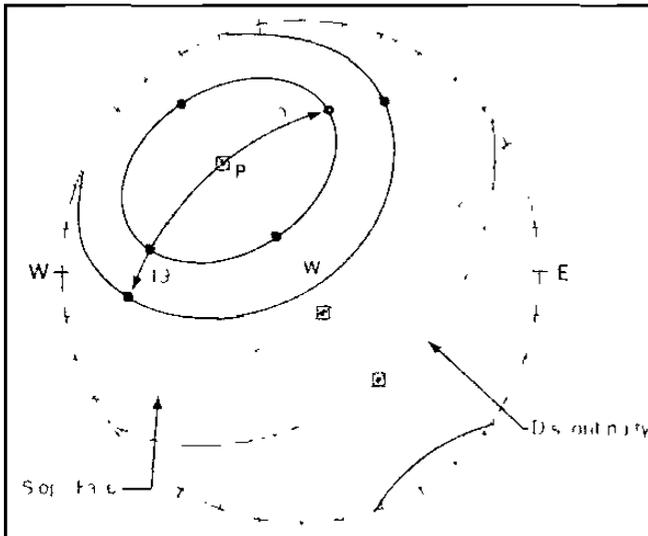


Fig. 5.4 Proyección estereográfica del ángulo de fricción aparente. Sobre el mismo polo P se proyecta un círculo máximo, sobre el cual se medirá a partir de P el ángulo ϕ_a en ambas direcciones, al igual que paralelo al echado del plano. En el ejemplo se muestra $\phi_a = 49^\circ$ y $\phi = 30^\circ$. 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.

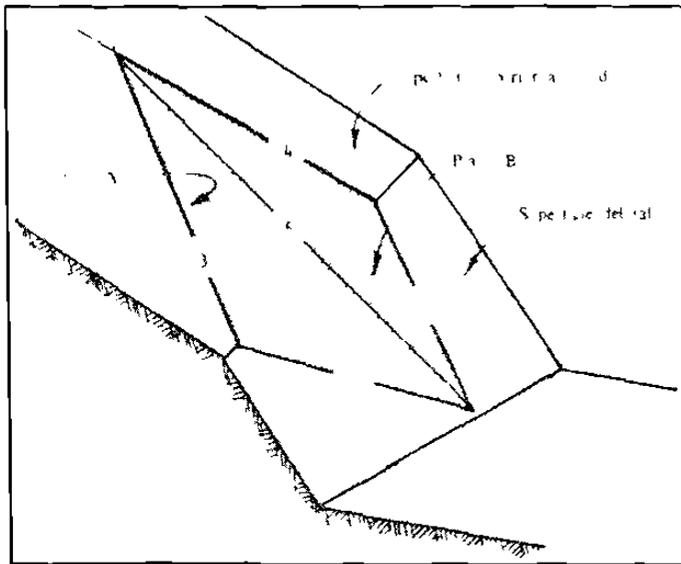


Fig. 5.5 Geometría de la Cuña. Las líneas 1 y 3 corresponden a las delimitaciones del plano A, 2 y 4 al plano B y, 5 a la línea de intersección de dichos planos, (Ayala *et al*, 1987).

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

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

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:

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

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

Donde:

ψ_a, ψ_b = echados de los planos A y B

ψ_5 inclinación de la recta 5

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

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

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).

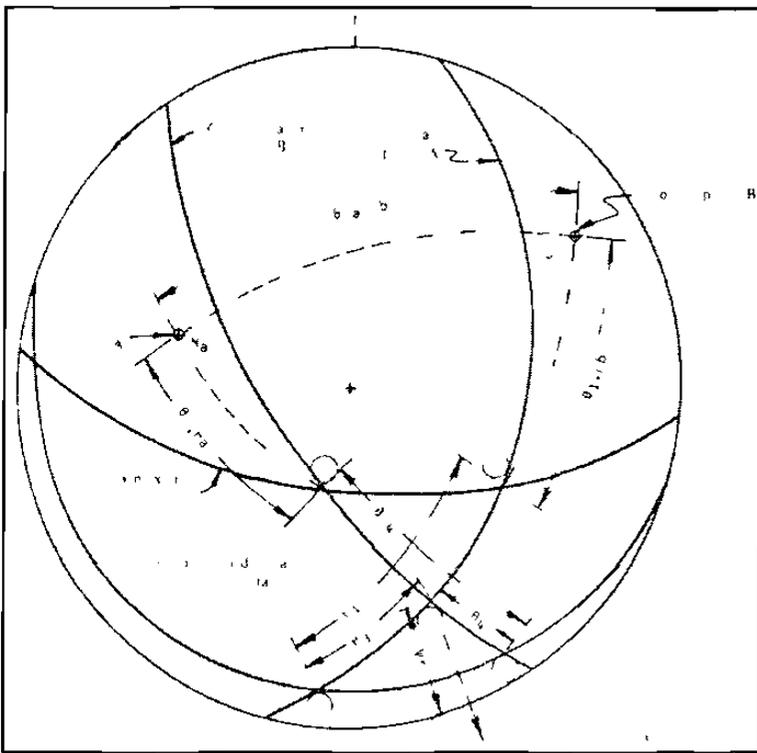


Fig. 5.6 Diagrama esquemático para la obtención de las dimensiones angulares de las líneas mediante estereofalsilla. (Hoek y Bray, 1981).

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

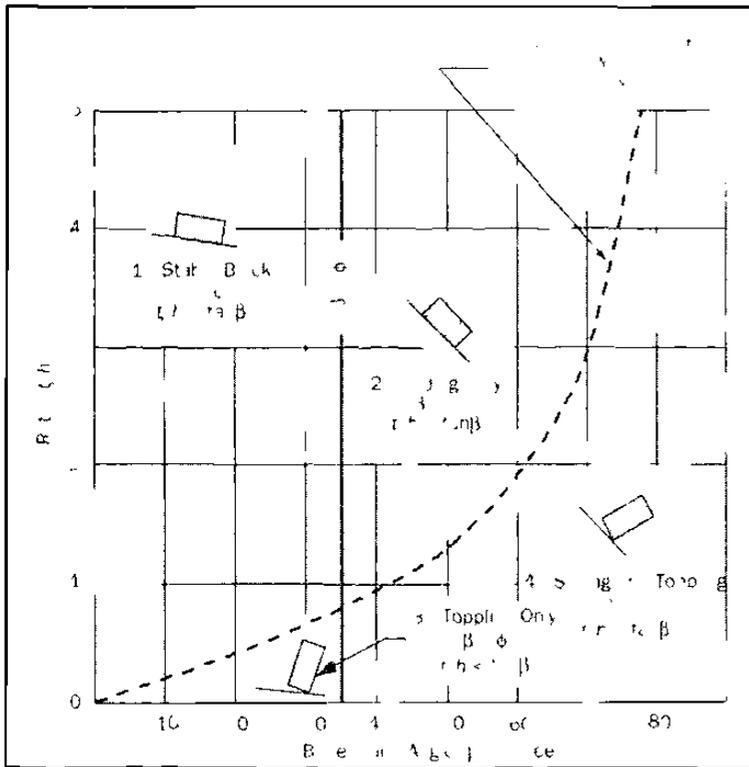


Fig. 5.7 Condiciones para el deslizamiento y vuelco de un bloque sobre un plano, relacionada con el rango (t/h) que define la relación de esbeltez versus el ángulo de inclinación del plano base. La curva punteada define el límite del deslizamiento y vuelco del bloque. (Hoek y Bray, 1981).

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.

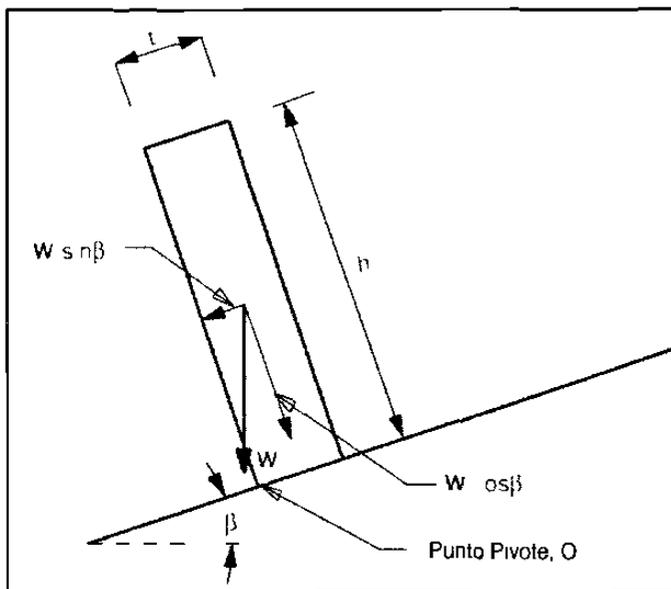


Fig. 5.8 Representación de fuerzas para un bloque en condiciones de vuelco. (Modificado de Kliche, 1999).

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

- Tiene que haber una superficie inclinada donde el bloque descansa.
- 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:

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

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

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

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.

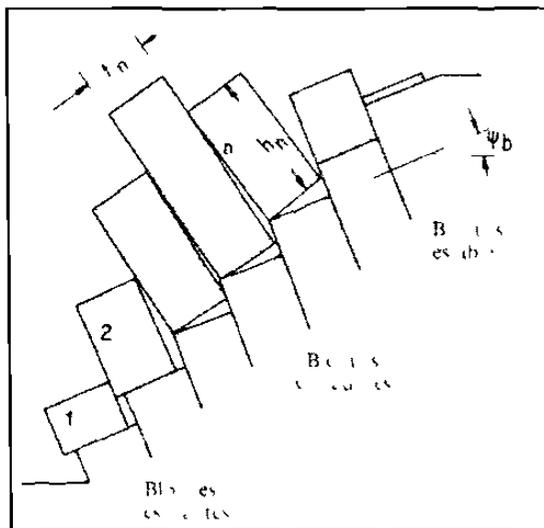


Fig. 5.9. Clasificación de los bloques a analizar de acuerdo a mecanismo en el cual se presentarán. (Ayala *et al*, 1987).

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 ($K_n - 0$) 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 $U3n$

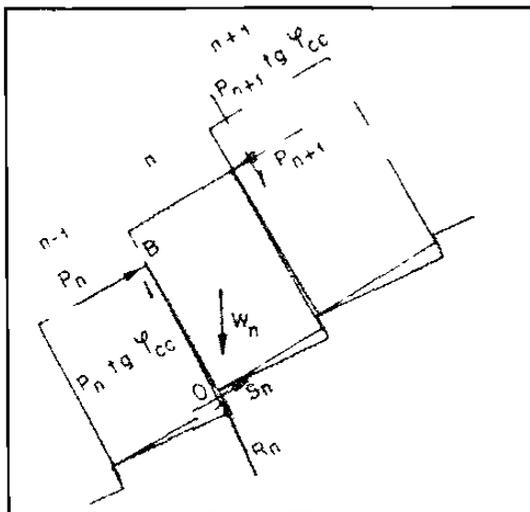


Fig. 5.10 Fuerzas que actúan en Equilibrio Límite para un bloque volcador (Hoek y Bray, 1981).

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:

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

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

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

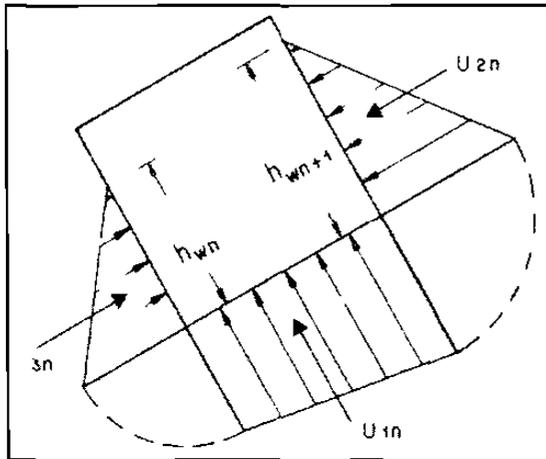


Fig. 5.11 Diagrama de presiones intersticiales que actúan sobre el bloque. (Ayala *et al*, 1987).

2) Equilibrio de un bloque deslizante. 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:

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

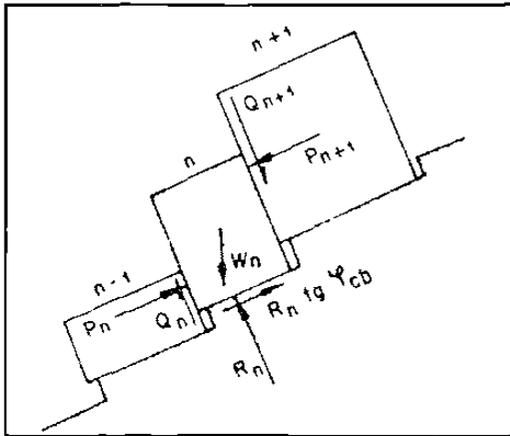


Fig. 5.12 Diagrama de fuerzas que actúan sobre un bloque deslizante. (Hoek y Bray, 1981).

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 deslizarse 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.

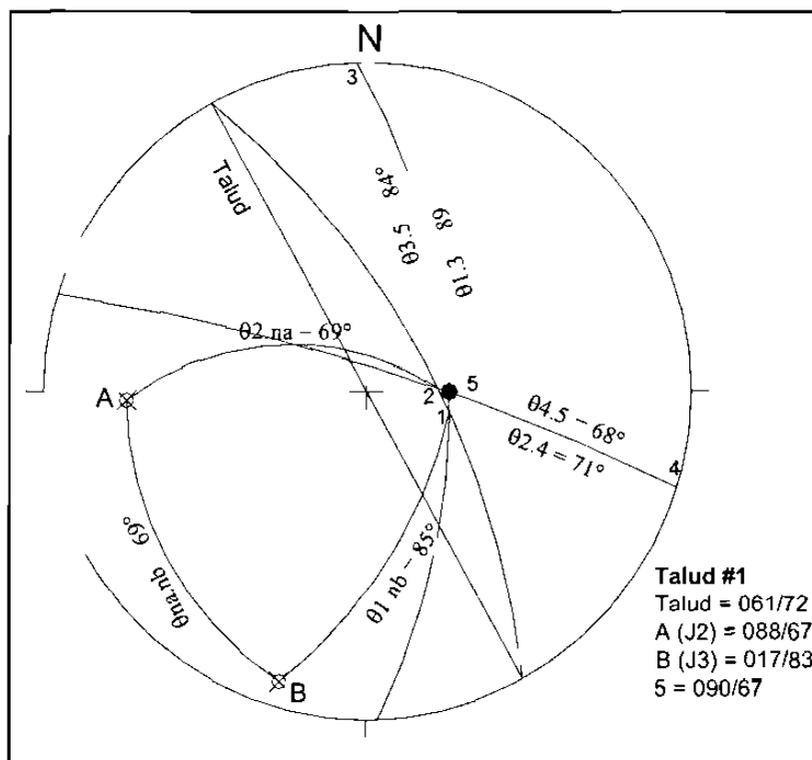


Fig. 5.13 Representación estereográfica de las dimensiones angulares de las líneas que delimitan la cuña para el Talud #1.

Tabla de Análisis de Estabilidad para Cuñas:

Datos de Entrada	Valores de la Función	Cálculo de Relaciones
$\psi_a = 67^\circ$ $\psi_b = 83^\circ$ $\psi_5 = 67^\circ$ $\theta_{na nb} = 69^\circ$	$\cos \psi_a = 0.390$ $\cos \psi_b = 0.121$ $\sin \psi_5 = 0.920$ $\cos \theta_{na nb} = 0.358$ $\sin \theta_{na nb} = 0.933$	$A = \frac{\cos \psi_a - \cos \psi_b \times \cos \theta_{na nb}}{\sin \psi_5 \times \sin^2 \theta_{na nb}} = \frac{0.390 - 0.121 \times 0.358}{0.920 \times 0.128} = -0.4333$ $B = \frac{\cos \psi_b - \cos \psi_a \times \cos \theta_{na nb}}{\sin \psi_5 \times \sin^2 \theta_{na nb}} = \frac{0.121 - 0.390 \times 0.358}{0.920 \times 0.8757} = 0.024$
$\theta_{24} = 71^\circ$ $\theta_{45} = 68^\circ$ $\theta_{2 na} = 86^\circ$	$\sin \theta_{24} = 0.945$ $\sin \theta_{45} = 0.927$ $\cos \theta_{2 na} = 0.069$	$X = \frac{\sin \theta_{24}}{\sin \theta_{45} \times \cos \theta_{2 na}} = \frac{0.945}{0.927 \times 0.069} = -14.62$
$\theta_{13} = 84^\circ$ $\theta_{35} = 89^\circ$ $\theta_{nb} = 85^\circ$	$\sin \theta_{13} = 0.994$ $\sin \theta_{35} = 0.999$ $\cos \theta_{1 nb} = 0.087$	$Y = \frac{\sin \theta_{24}}{\sin \theta_{45} \times \cos \theta_{2 na}} = \frac{0.994}{0.999 \times 0.087} = 11.41$
$\phi_A = 31^\circ$ $\phi_B = 32^\circ$ $\gamma = 2400$ Kg/m^3 $\gamma_w = 1000$ Kg/m^3 $cA = 3863.76$ Kg/m^2 $cB = 4499.22$ Kg/m^2 $H = 10 \text{ m}$	$\tan \phi_A = 0.600$ $\tan \phi_B = 0.624$ $\gamma_w / 2\gamma = 0.208$ $3cA / \gamma H = 0.48$ $3cB / \gamma H = 0.56$	$FS = \left(\frac{3cA}{\gamma H} \times X \right) + \left(\frac{3cB}{\gamma H} \times Y \right) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times X \right) \times \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times Y \right) \times \tan \phi_B$ <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 $c = 39.60 \text{ KPa}$ (4039 Kg/m^2). El talud tiene una orientación de 323/85 con una altura de 16 m. La densidad de la roca es de 2400 Kg/m^3 .

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:

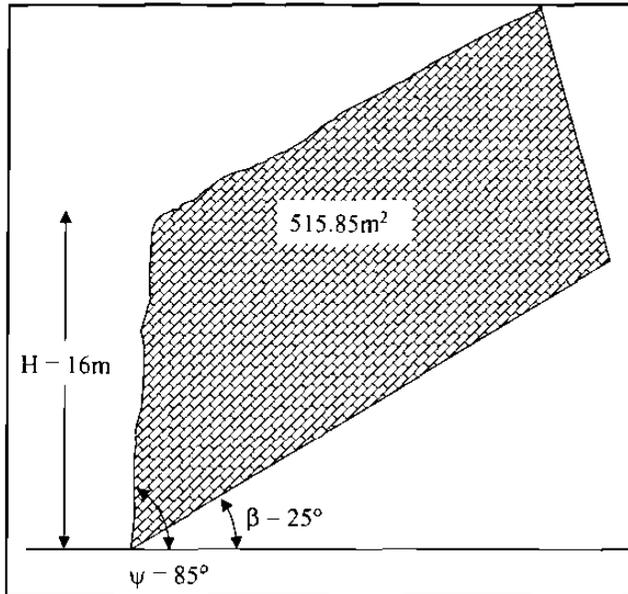


Fig. 5.14. Dimensiones del Talud #2.

H = 16 m.
A = 1514 m².
b = 6.52 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:

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

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

$$FS = 1.50$$

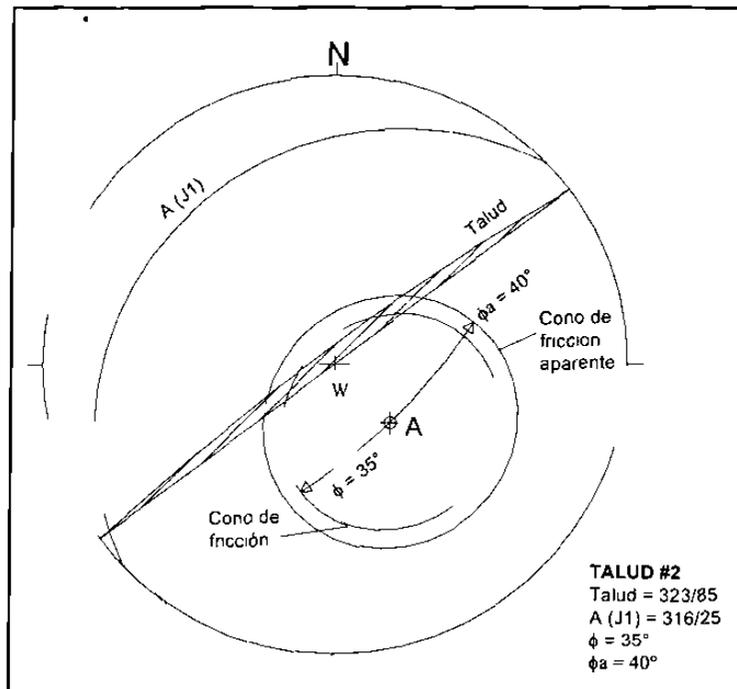


Fig. 5.15 Análisis estereográfico de estabilidad para el Talud #2. El vector del peso W correspondiente al centro de la falsilla, queda dentro de la envolvente del ángulo de fricción aparente $\phi_a = 40^\circ$, lo cual indica condiciones de estabilidad por cohesión.

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 .

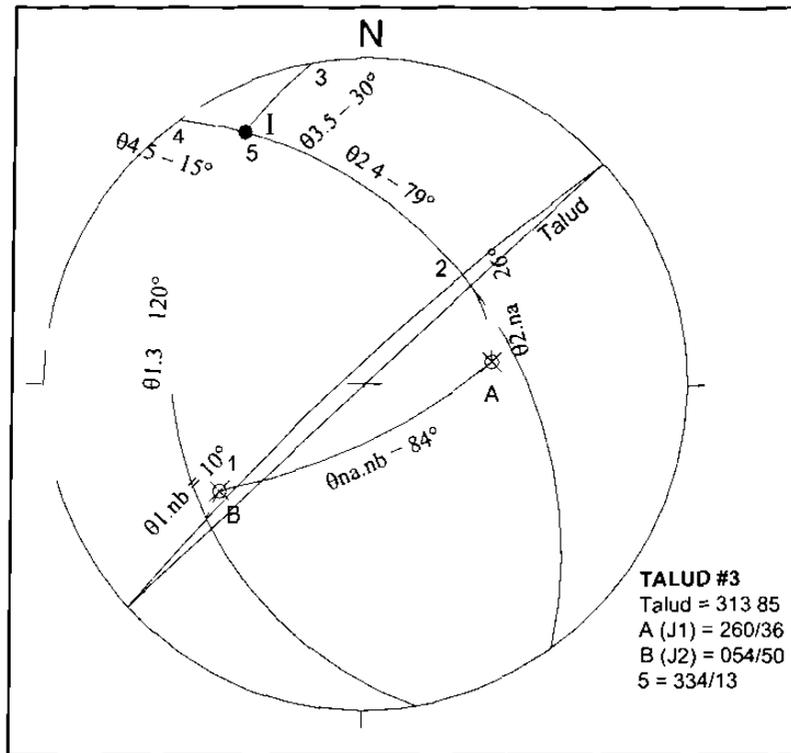


Fig. 5.16 Representación estereográfica de las dimensiones angulares de la geometría de la cuña.

Tabla para cálculo de Factor de Seguridad:

Datos de Entrada	Valores de la Función	Cálculo de Relaciones
$\psi_a = 36^\circ$ $\psi_b = 50^\circ$ $\psi_s = 13^\circ$ $\theta_{na,nb} = 84^\circ$	$\cos \psi_a = 0.587$ $\cos \psi_b = 0.642$ $\sin \psi_s = 0.224$ $\cos \theta_{na,nb} = 0.104$ $\sin \theta_{na,nb} = 0.994$	$A = \frac{\cos \psi_a \cos \psi_b \times \cos \theta_{na,nb}}{\sin \psi_s \times \sin^2 \theta_{na,nb}} = \frac{0.587 \times 0.642 \times 0.104}{0.224 \times 0.989} = 2.340$ $B = \frac{\cos \psi_b - \cos \psi_a \times \cos \theta_{na,nb}}{\sin \psi_s \times \sin^2 \theta_{na,nb}} = \frac{0.642 - 0.587 \times 0.104}{0.224 \times 0.989} = 2.613$
$\theta_{24} = 79^\circ$ $\theta_{45} = 15^\circ$ $\theta_{2,na} = 26^\circ$	$\sin \theta_{24} = 0.945$ $\sin \theta_{45} = 0.258$ $\cos \theta_{2,na} = 0.898$	$X = \frac{\sin \theta_{24}}{\sin \theta_{45} \times \cos \theta_{2,na}} = \frac{0.945}{0.258 \times 0.898} = 4.065$
$\theta_{13} = 120^\circ$ $\theta_{35} = 20^\circ$ $\theta_{1,nb} = 10^\circ$	$\sin \theta_{13} = 0.866$ $\sin \theta_{35} = 0.342$ $\cos \theta_{1,nb} = 0.984$	$Y = \frac{\sin \theta_{24}}{\sin \theta_{45} \times \cos \theta_{2,na}} = \frac{0.866}{0.342 \times 0.984} = 2.571$
$\phi_A = 35^\circ$ $\phi_B = 34^\circ$ $\gamma = 2400$ 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 .

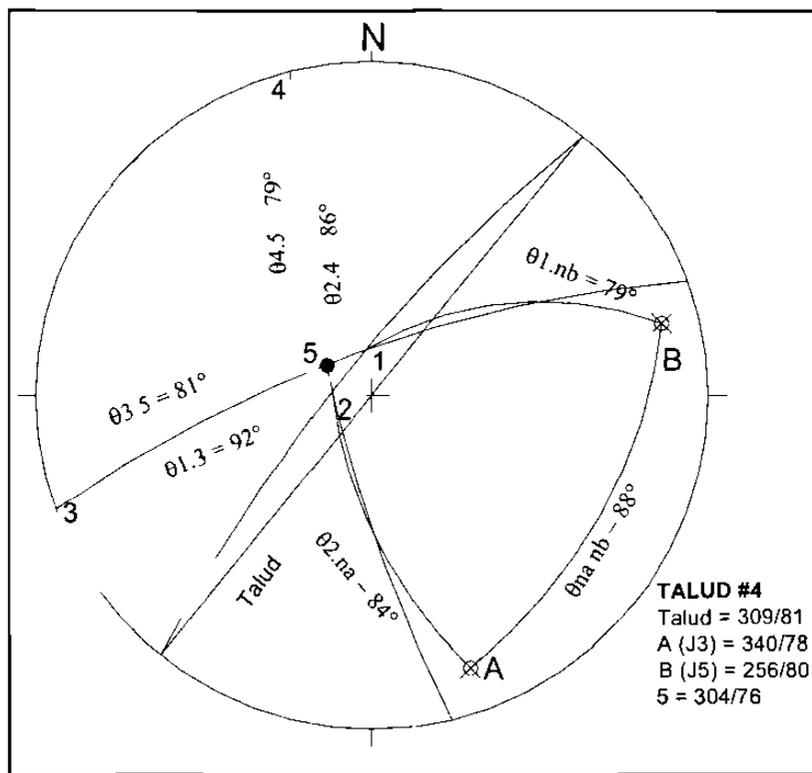


Fig. 5.17 Representación estereográfica de las dimensiones angulares de acuerdo a la geometría de la cuña, correspondientes al Talud #4.

Tabla para cálculo del Factor de Seguridad

Datos de Entrada	Valores de la Función	Cálculo de Relaciones
$\psi_a = 78^\circ$ $\psi_b = 80^\circ$ $\psi_5 = 76^\circ$ $\theta_{na nb} = 88^\circ$	$\cos \psi_a = 0.207$ $\cos \psi_b = 0.173$ $\sen \psi_5 = 0.970$ $\cos \theta_{na nb} = 0.034$ $\sen \theta_{na nb} = 0.999$	$A = \frac{\cos \psi_a - \cos \psi_b \times \cos \theta_{na nb}}{\sen \psi_5 \times \sen^2 \theta_{na nb}} = \frac{0.207 - 0.173 \times 0.034}{0.970 \times 0.998} = 0.208$ $B = \frac{\cos \psi_b - \cos \psi_a \times \cos \theta_{na nb}}{\sen \psi_5 \times \sen^2 \theta_{na nb}} = \frac{0.173 - 0.207 \times 0.034}{0.970 \times 0.998} = 0.171$
$\theta_{24} = 86^\circ$ $\theta_{45} = 79^\circ$ $\theta_{2 na} = 84^\circ$	$\sen \theta_{24} = 0.997$ $\sen \theta_{45} = 0.981$ $\cos \theta_{2 na} = 0.104$	$X = \frac{\sen \theta_{24}}{\sen \theta_{45} \times \cos \theta_{2 na}} = \frac{0.997}{0.981 \times 0.104} = 9.724$
$\theta_{13} = 92^\circ$ $\theta_{35} = 81^\circ$ $\theta_{1 nb} = 79^\circ$	$\sen \theta_{13} = 0.999$ $\sen \theta_{35} = 0.987$ $\cos \theta_{1 nb} = 0.190$	$Y = \frac{\sen \theta_{13}}{\sen \theta_{35} \times \cos \theta_{1 nb}} = \frac{0.999}{0.987 \times 0.190} = 5.303$
$\phi_A = 32^\circ$ $\phi_B = 32^\circ$ $\gamma = 2400$ Kg/m^3 $\gamma_w = 1000$ Kg/m^3 $cA = 3131$ Kg m^2 $cB = 3131$ Kg m^2 $H = 15 \text{ m}$	$\tan \phi_A = 0.624$ $\tan \phi_B = 0.624$ $\gamma_w/2\gamma = 0.208$ $3cA/\gamma H = 0.260$ $3cB/\gamma H = 0.260$	$FS = \left(\frac{3cA}{\gamma H} \times X \right) + \left(\frac{3cB}{\gamma H} \times Y \right) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times X \right) \times \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma} \times Y \right) \times \tan \phi_B$ <p>FS = 2.53 + 1.37 - 2.39 - 1.44 = 0.17 <i>Considerando cohesión y saturamiento.</i></p> <p>FS = 0.0 + 0.0 + 0.130 + 0.177 = 0.237 <i>Considerándolo seco y sin cohesión</i></p> <p>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):

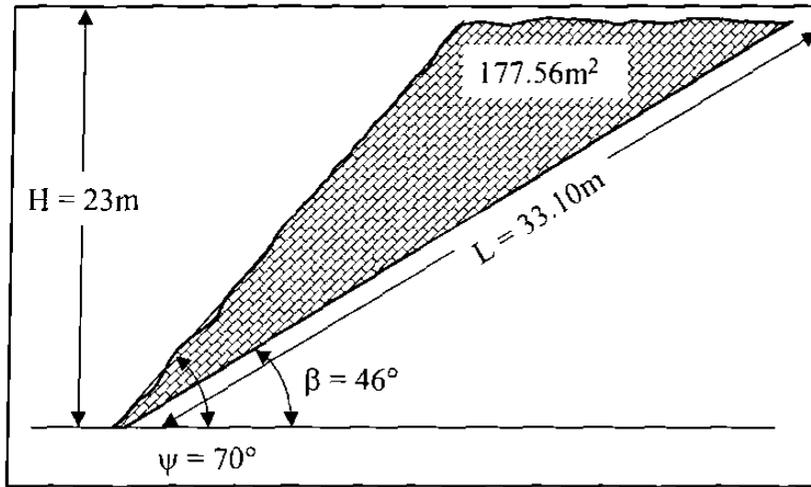


Fig. 5.18. Dimensiones del Talud #5.

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

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

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

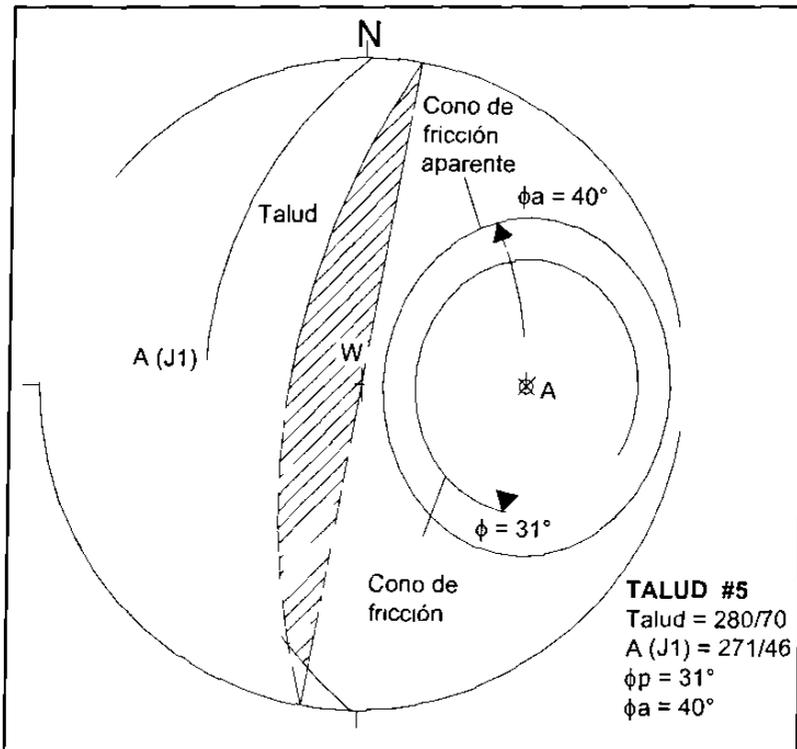


Fig. 5.19 Análisis estereográfico de estabilidad correspondiente al Talud #5. El vector W queda fuera de la envolvente del ángulo de fricción aparente, señalando inestabilidad de la masa rocosa.

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):

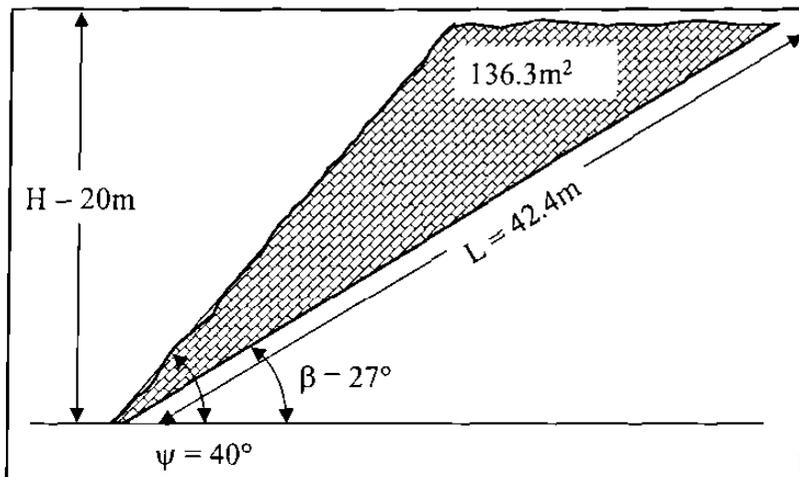


Fig. 5.20 Dimensiones del Talud #6.

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

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

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

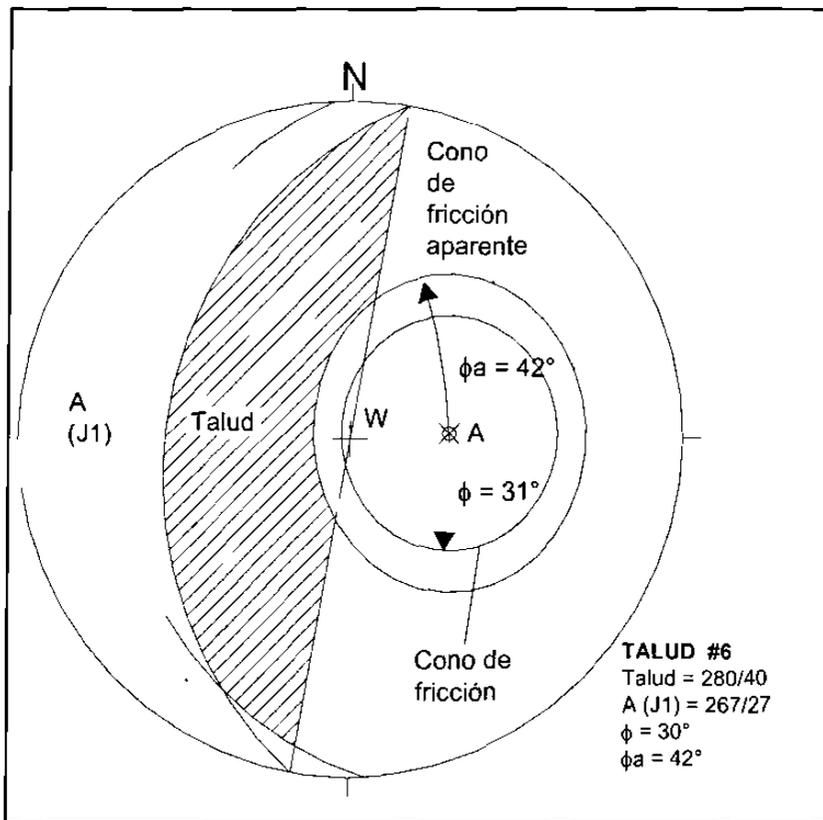


Fig. 5.21 Análisis de estabilidad estereográfica del Talud #6. La envolvente del ángulo de fricción aparente engloba al vector W, que indica estabilidad por cohesión entre los planos de la superficie de deslizamiento

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

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

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

$$FS = 1.24$$