



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

28
S2

"LA ESTEREOGRAFIA EN LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO"

T E S I S

Que para obtener el Título de:

INGENIERO CIVIL

P R E S E N T A :

Alberto Cuevas Rivas



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

LA ESTEREOGRAFIA EN LA ESTABILIDAD
DEL MACIZO ROCOSO.

I N D I C E:

- I.- INTRODUCCION.
- II.- DISCONTINUIDADES EN LA MASA DE ROCA.
- III.- EL ESTEREOGRAMA Y SU USO.
 - III.A.- Principios básicos de Estereografía.
 - III.C.1.- Representación Estereográfica de un plano y --
del polo del mismo.
 - III.C.2.- Determinación de la línea de Intersección de --
dos planos.
 - III.C.3.- Determinación del ángulo entre dos líneas que--
se cruzan.
 - III.C.4.- Tratamiento estadístico de un número de discon-
tinuidades.
 - III.D.- Valuación cualitativa de la inestabilidad de ta-
ludes en macizos rocosos.
 - III.F.- Solución de Sistemas de Fuerzas.
 - III.G.- Concepto de cono de fricción.
- IV.- PROBLEMA DE APLICACION.
- V.- C O N C L U S I O N E S.

I.- I N T R O D U C C I O N.

El diseño de grandes excavaciones en roca está en aumento día con día, por ello los proyectos de ingeniería, ya sea minera o civil, se enfrentan con requerimientos muy importantes. - Por un lado se tiene el aspecto económico, pues el costo de la excavación está íntimamente ligado con el diseño encontrado. - El segundo aspecto, involucra los serios daños que puede ocasionar la falla de la excavación, como son:

- a).- Pérdidas humanas.
- b).- Daños a propiedades.
- c).- Daños a equipo, etc.

El llegar a una solución óptima que garantice ambos aspectos, resulta difícil puesto que la masa de roca para cada excavación es única, debido a ello no se puede establecer una rutina de cálculo que considere ser la solución óptima.

Una solución práctica es basarse en los datos geológicos, esfuerzos en la masa de roca, agua subterránea y en buena medida del sentido común.

Es importante enfatizar que existen otros factores en la estabilidad de las excavaciones, por ejemplo; en minas de gran desarrollo el equipo no puede ser operado en tramos estrechos, el radio de curvatura en carreteras está impuesto por la óptima operación de los vehículos, el método de excavación, etc.;- estas restricciones por lo tanto definen, el ancho y la altura de la excavación.

La economía de un proyecto depende pues, de la estabilidad general de cada una de las excavaciones, aún y cuando, deberá cuidarse la economía en cada caso individual.

Posiblemente una buena introducción puede ser dada por un ejemplo, el cual, incluye los más importantes aspectos del comportamiento de un talud rocoso.

En la figura 1 se muestran dos discontinuidades que han sido expuestas durante la excavación. Al proyectar la orientación e inclinación de ellas, se obtiene la línea de intersección de sus planos, la cual aparece a la altura de 30.40 m. Estos datos son esenciales en la investigación de la estabilidad del talud y también en la estimación del costo de cada una de las alternativas de tratamiento.

El factor de seguridad del talud para varias inclinaciones es mostrado, en la figura 2. En ella pueden apreciarse dos condiciones extremas:

- a).- Excavación en seco.
- b).- Presencia de agua subterránea.

De la figura 2* puede verse, que para una situación en la que la masa de roca se encuentra saturada, el factor de seguridad igual a uno, se presenta con la inclinación de 64° . En el caso que no exista agua, el ángulo teórico de inclinación es el que corresponde con un factor de seguridad de 1.20 (El F.S. = 1 ó 1.2, no es considerado lo suficientemente alto para estimar estable la excavación.).

* Referencia 1

El criterio utilizado de acuerdo a la experiencia obtenida da:

En el caso de un talud que deberá permanecer un corto tiempo estable, el factor de seguridad igual a 1.30 es aceptable como mínimo. Para taludes permanentes se requiere de un factor de 1.50 (Como mínimo).

De acuerdo con la figura 2, el ángulo del talud para una excavación que deberá permanecer un corto tiempo estable es de 46° si existe agua subterránea, en caso contrario será de 55° .

La estimación de los costos obtenidos teóricamente (tomados de referencial,) que pudieran presentarse con la falla del talud de la figura 1, considerando únicamente la remoción del material producto de la falla. Dichos resultados; se muestran en las figuras 3 y 4.

Toneladas de Excavación y Cables de Tensión.

Línea A.- Toneladas excavadas para hacer el talud de 91.44 m. de largo y 30.84 m. de altura (semejante al de la figura 1).

Línea B.- Cantidad de material limpiado si ocurre la falla.

Línea C.- Cables utilizados para obtener una mayor pendiente, con un factor de seguridad igual a 1.30, en condiciones secas.

Línea D.- Cables requeridos para tener un talud más inclinado, respetando el factor de seguridad de 1.30, considerando la masa de roca saturada.

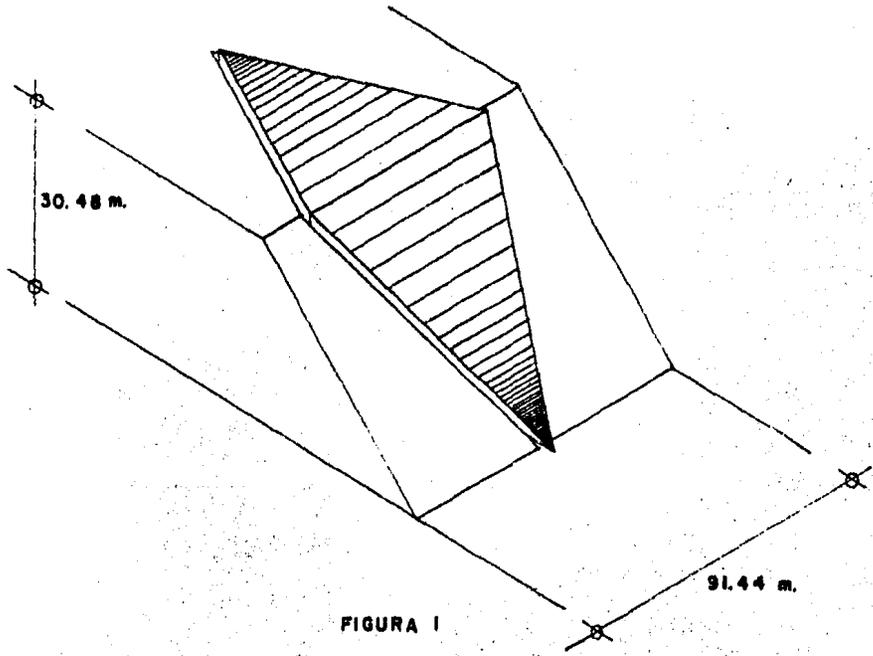


FIGURA 1

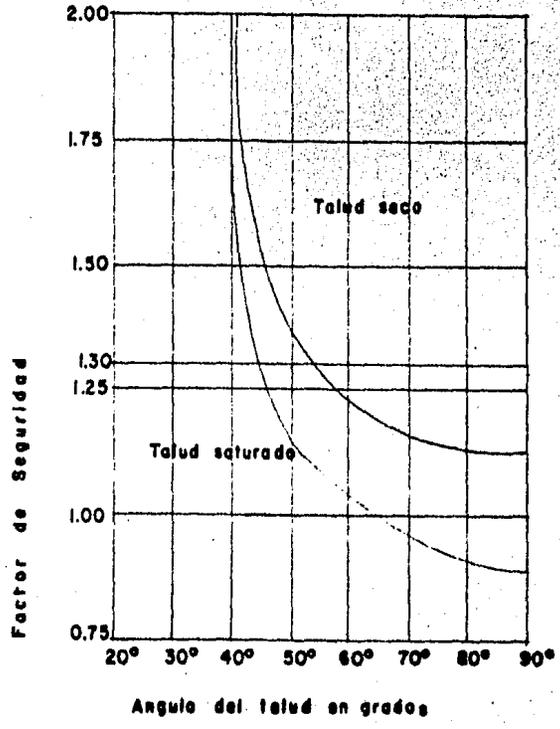


FIGURA 2. Variación del ángulo del talud con el factor de seguridad de las excavación.

En la figura 3, se incluyen dos curvas que corresponden a la instalación de cables en hoyos horizontales previamente taladrados, los cuales sujetan por medio de anclas la masa de roca atrás de los planos de las discontinuidades. La curva C representa el volumen de excavación necesario para colocar los cables en el talud, considerando condiciones secas y un factor de seguridad igual 1.30; de igual modo la curva D muestra el volumen de excavación, pero con condiciones saturadas, para colocar los cables.

El costo de las opciones presentadas (obtenido en los - - años 70, en dólares), para llegar a obtener el factor de seguridad mínimo fijado de acuerdo a las condiciones establecidas, se muestra en la figura 4.

En base a las gráficas analizadas, el ingeniero podrá elegir el talud más adecuado, de acuerdo a la seguridad y econo-mía del mismo.

A).- El costo unitario es tomado como el costo por tonelada. La línea A en la figura 4, está estimada directamente de - la misma línea A de la figura 3.

B).- El costo por limpiar la falla del talud, es asumido - en 2 1/2 veces el costo básico de la excavación. Por ello la - línea B se inicia con el talud igual a 64° , ya que la falla -- teóricamente se presenta para ángulos mayores. Figura 4.

C).- El costo de los cables de tensión instalados por un - especialista, dan un costo fijo de 10 unidades por tonelada, - lo cual está representado por la línea C y D. Figura 4.

D).- El diseño e instalación de un sistema de drenaje, en vuelve el costo fijo de 75,000 unidades de costo, independientemente del ángulo del talud. Línea E. Figura 4.

Algunas de las opciones a escoger aparecen a continuación:

1.- Tender el talud a 46° de inclinación, con un factor de seguridad de 1.30 considerando la presencia de agua subterránea en la masa de roca (línea A), lo que dá un importe de:

Costo total: 116,000 unidades.

2.- Buzamiento de 55° del talud, instalando un sistema de drenaje, respetando el factor de seguridad de 1.30, arrojando un costo de (línea A y E):

Costo total: 159,000 unidades.

3.- Talud con una pendiente de 64° , presentándose la falla (toma en cuenta la limpieza del material), línea A y B.

Costo total: 166,000 unidades.

4.- 80° de inclinación del talud, instalación de cables de ten sión, presencia de agua subterránea, dan un costo de (línea A y C).

Costo total: 137,000 unidades.

5.- Talud vertical, con sistema de drenaje y cables, en condiciones secas, genera un costo de (línea A, D y E).

Costo total: 155,000 unidades.

6.- Corte en la excavación a 64° , considerando que pudiera no-presentarse la falla y previendo la limpieza, si ésta ocurrie-

se (figura 5).

Máximo costo: 159,000 unidades (con sistema de drenaje).

Mínimo costo: 70,000 unidades (sin sistema de drenaje).

La figura 5, muestra el costo asociado con la inclinación del talud, aceptando un cierto riesgo de falla.

Es importante enfatizar, que la estimación presentada es hipotética y aplicada en un caso particular. El costo de éstas y otras opciones varía de talud a talud.

De acuerdo con las gráficas y costos anotados, podría decidirse por un talud a 46° , y así eliminar el problema. La opción número 6 tiene el importe más bajo, pero existe la posibilidad de realizar una erogación considerable si la falla ocurre, pues se pueden presentar combinaciones de circunstancias imprevistas. Aunque esta decisión se ve influida por la propia importancia de la falla dentro del comportamiento del sistema, al que pertenece el talud en particular.

Algunos autores dan como aceptable el decidirse por alguna alternativa que involucre el riesgo de falla, siempre y cuando dentro del funcionamiento del sistema en el cual forma parte la excavación, se hayan tomado las medidas necesarias y pueda con ello evitarse pérdidas de vidas humanas y daños a equipo. Además de tomar en consideración la suspensión de labores en la obra, y la rehabilitación de ésta.

FIGURA 3.

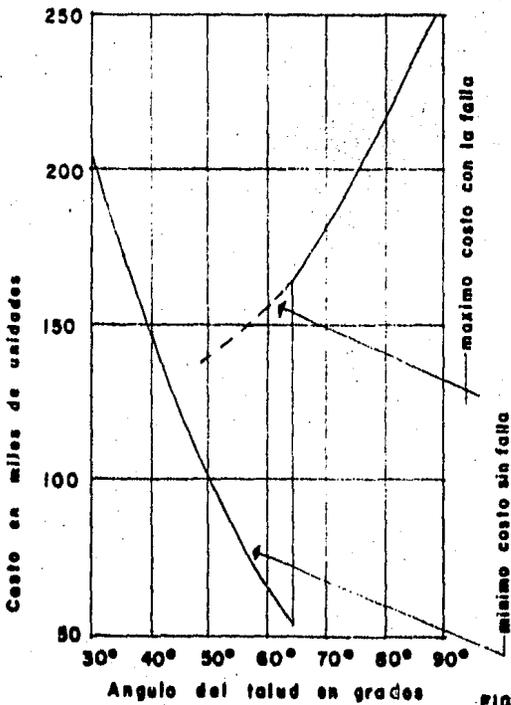
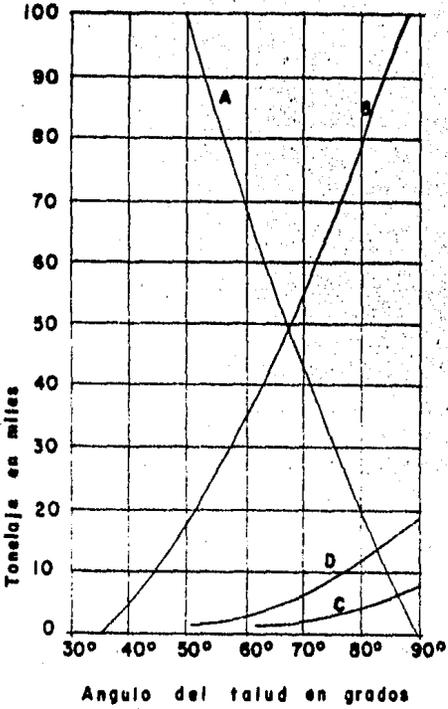
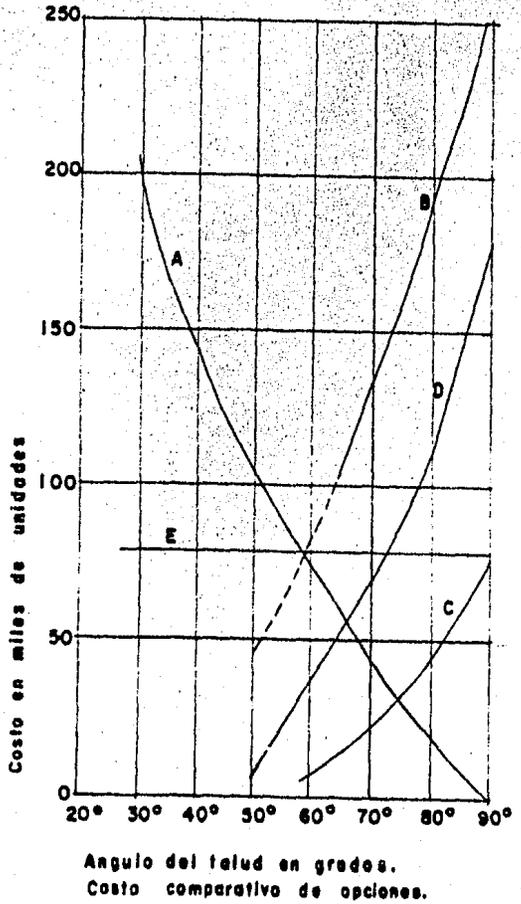


FIGURA 5.

FIGURA 4.



En el presente trabajo se muestra una técnica gráfica para evaluar la estabilidad de excavaciones en la masa rocosa -- que se utiliza para el diseño en macizos rocosos.

Se puede observar en el ejemplo señalado, que es de gran importancia el realizar un estudio adecuado y completo para conocer el comportamiento del macizo rocoso, respecto a su estabilidad, ya que un mejor conocimiento de éste, llevará por sí solo a tener condiciones más seguras de trabajo y funcionamiento, además de poder realizar un diseño más económico y racional de la excavación en cuestión.

II.- DISCONTINUIDADES EN LA MASA DE ROCA.

El comportamiento de la masa de roca, sujeta a cambios en el estado de esfuerzos está gobernada por:

- a).- Las propiedades mecánicas de la roca intacta.
- b).- El número y naturaleza de las discontinuidades que en ella existen.

La relativa importancia, de cada uno de estos factores en el comportamiento de la masa, depende principalmente de la relación entre la operación de ingeniería bajo consideración y el espaciamiento de discontinuidades. Donde el cambio en los esfuerzos se extiende en largas áreas con respecto al espaciamiento de las juntas, semejante a la cimentación de presas, o en largas excavaciones; la influencia de las juntas puede ser muy marcada. En el caso donde el espaciamiento de las juntas es muy ancho con respecto a la dimensión de ingeniería u operación de construcción, tal como la perforación para voladura, o en el tuneleo a través de la masa de roca con una máquina excavadora, el comportamiento del macizo es más dependiente de las propiedades inherentes de la roca. Esta influencia se ejemplifica en la figura 6.

El estado de esfuerzos a cualquier profundidad en un sitio determinado, es también requerido para muchos problemas en la Mecánica de Rocas. Dicho estado es un resultado directo de los eventos geológicos ocurridos en el área. Un conocimiento de la Historia Geológica no es suficiente por sí solo, para --

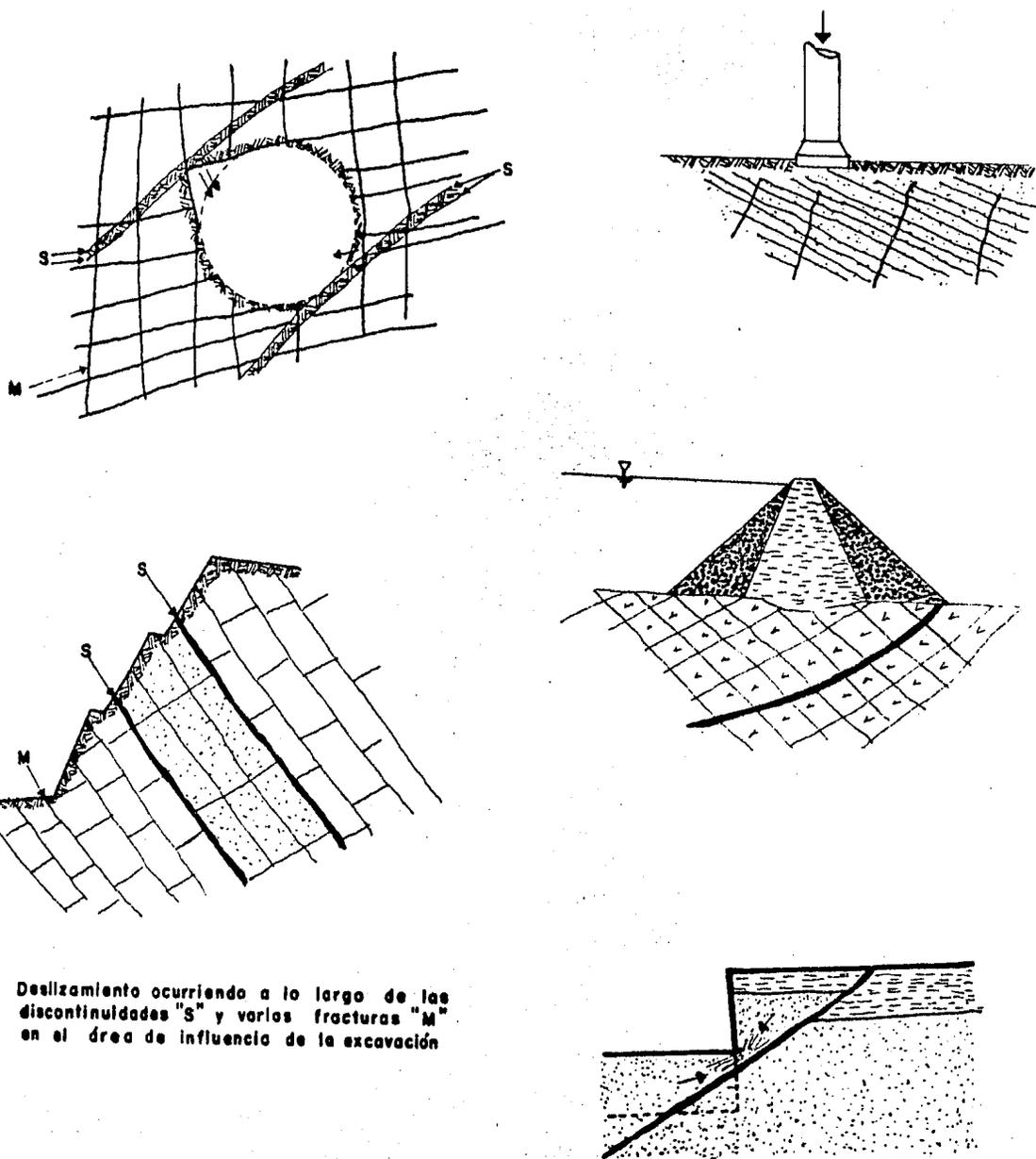


FIGURA 6. Ejemplos de la influencia de juntas y otras discontinuidades en cimentaciones y excavaciones en la masa de roca.

permitir una razonable estimación del estado de esfuerzos.

La roca es la consolidación y cementación de partículas minerales en forma de bloques sin fracturas y constituye los elementos de la masa de roca o macizo rocoso. En roca muy dura (ígneas y metamórficas), el esfuerzo a la ruptura de ella, es del orden de una o dos veces más grande que el de la masa y la falla del bloque rara vez ocurre. En rocas sedimentarias suaves, el material intacto puede ser relativamente débil y la falla de éste, puede jugar un papel importante en el colapso de la excavación.

La masa de roca in situ, es aquella que está formada por rocas limitadas por estructuras geológicas tales como:

- a) Juntas.
- b).- Fallas.
- c).- Planos de estratificación.
- d).- Planos de foliación, etc.

La falla de excavaciones es asociada generalmente con el movimiento en las superficies que constituyen las discontinuidades.

La roca erosionada y/o rota, es aquella en la cual la masa ha sido alterada por algún agente externo, como la voladura, que provoca el rompimiento de su naturaleza. El comportamiento de dicho tipo de material formando el macizo, es semejante a:

Una arena o grava limpia, la diferencia en cuanto al comportamiento percibido por el nombre es debida la forma de los fragmentos de roca.

Las discontinuidades o planos de falla, son características estructurales, las cuales separan la roca del macizo. Las fallas, juntas, diques, planos de estratificación, clivaje, -- juntas de tensión, juntas de cortante y en general las disclasas; exhiben distintas características y responden en diferente forma al aplicarles cargas. El término discontinuidad, muchas veces es empleado para enunciar algún plano estructural de falla, sobre el cual se puede generar un movimiento. El nombre adecuado del tipo de discontinuidad que se tenga, se obtendrá en base a sus propiedades mecánicas e hidráulicas, así como de la estructura geológica donde se encuentre.

Las discontinuidades principales, están contenidas en planos estructurales característicos, semejantes a fallas, las cuales pueden ser tan débiles como cualquier otra discontinuidad y ellas dominan el comportamiento de una excavación en particular. Muchos de los grandes problemas que han ocurrido en minas, han sido ocasionados por fallas y es por ello que debe ponerse una adecuada atención, en el trazo de la falla dentro de la obra.

Sistemas de discontinuidades, tienen aproximadamente la misma inclinación y orientación, como resultado de los procesos envueltos en su formación. Otras discontinuidades se presentan en familias, las cuales poseen la misma dirección. En algunos casos esta colección está claramente definida, en otros casos el patrón estructural aparece discordante.

Mientras que los mayores rasgos estructurales tales como-

fallas, pueden correr para muchas decenas de metros o kilómetros, pequeñas discontinuidades tales como juntas pueden ser muy limitadas en su recorrido.

En un sistema donde las discontinuidades terminan dentro de la masa de roca considerada, implica la posibilidad de la falla de la roca intacta, puente entre éstas, al ser sometida a solicitaciones. La continuidad tiene también influencia sobre la permeabilidad de la masa de roca; la permeabilidad depende de la frecuencia con que las discontinuidades están conectadas hidráulicamente.

El material que se encuentra entre dos caras de una discontinuidad estructural puede ser el resultado de:

- a).- Deslizamiento de una superficie sobre otra.
- b).- Precipitación de alguna solución.
- c).- La intemperización.

Cualquiera que sea su origen este material juega un papel muy importante en la resistencia a la fuerza cortante que se desarrolla en las superficies de la discontinuidad. Si el espesor del material es tal que las caras de las discontinuidades no están en contacto, la resistencia al cortante será igual a la que sea capaz de desarrollar el material de relleno. Si el lecho del relleno es tan delgado que el contacto entre las asperezas de la roca puede ocurrir, la fuerza cortante que se genere, estará modificada por el contacto.

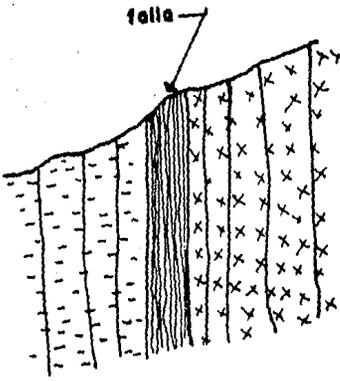
Es muy importante la rugosidad de las superficies de las discontinuidades en la fuerza cortante que se genera dentro de

ellas. La rugosidad ocurre en ambas superficies, en pequeña escala envolviendo grandes fronteras y superficies de falla, y a gran escala en pliegues o dobleces, y por flexión en discontinuidades.

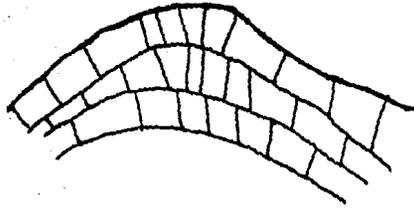
Cuando se trata con rocas ígneas, es muy importante el --fracturamiento que presenta la masa, en la cual se observan --grietas debidas al enfriamiento, con características tales como: Módulo, alabeo, orientación media en el espacio, rellenos--hidrotermales o de infiltración, grado de alteración en las superficies, etc. Posteriormente se encuentran las fracturas producidas por fallas, plegamientos, flujo plástico (Creep), antiguos deslizamientos, o bien grietas de tensión por relajamientos de esfuerzos. Figura 7.

Cuando se trata de rocas ígneas intrusivas, el sistema de fracturamiento por enfriamiento lento resulta de tipo prismático, muy regular, variando el tamaño de los módulos de centímetros a metros; desde el punto de vista de estabilidad, la falla ocurre según trayectorias a lo largo de las grietas existentes, y se provocan grietas por fracturamiento en la roca sana por corte; el fenómeno es de carácter progresivo, debido a --la marcada diferencia en la relación esfuerzo - deformación de la roca intacta y la del material que rellena las grietas. El proceso evoluciona a saltos, por causa de concentración de esfuerzos en los tramos más resistentes.

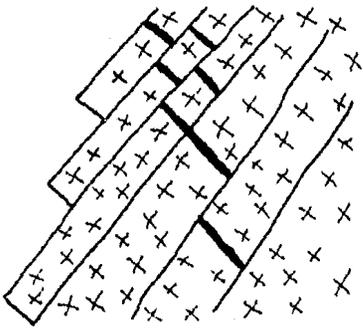
En las rocas extrusivas, debido al enfriamiento relativa-



Grietas Tectónicas



Grietas por Plegamiento.



Grietas por flujo plástico



Grietas por fallas de talud.

Grieta por relajamiento de esfuerzo.

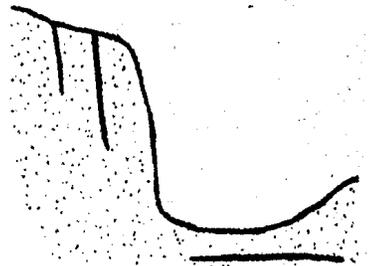


FIGURA 7. Tipos de agrietamientos.

mente rápido, pueden exhibir fracturamientos muy diferentes, como bloques de lava o estructuras lajeadas, pasando por las del tipo columnar.

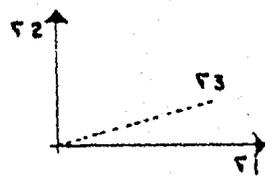
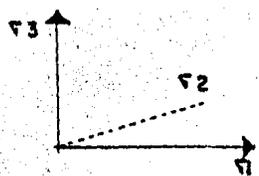
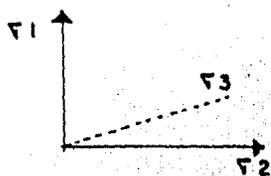
En rocas metamórficas, la estructura esquistosa da origen al desarrollo de grietas en superficies planas.

Las fallas directas, inversas y transversas, son provocadas por esfuerzos tectónicos. Las fallas directas se producen cuando el esfuerzo principal mayor es vertical y el menor horizontal. Inversas se les denomina cuando el esfuerzo principal mayor es el horizontal y el menor vertical, las fallas transversas se producen cuando los esfuerzos principales (mayor y menor) son horizontales. La figura 8 ilustra la posición de los esfuerzos en cada uno de los tipos de falla.

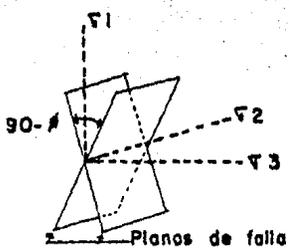
Otro tipo de fracturamiento por causas tectónicas, es el que ocurre en rocas plegadas, como se muestra en la figura 9, en los anticlinales y sinclinales se observan grietas de tensión normales a la superficie de estratificación, tanto en los planos paralelos al plegamiento como en los normales a él. La destrucción de la roca puede ser total en la zona de máxima curvatura y a lo largo del contacto de un pliegue recumbente, que además sufrió corrimientos por fallas.

En las rocas calizas, las grietas y planos de estratificación están generalmente alterados por la disolución que produce el agua meteórica circulando por las discontinuidades, lo cual da lugar a la formación de cavernas y conductos (karsticidad).

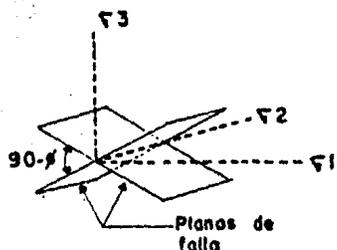
$$\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$$



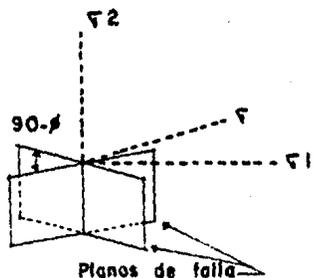
$\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ esfuerzo principales



Falla directo



Falla inversa



Falla transversa

FIGURA 8. Dirección de los esfuerzos principales para los distintos tipos de fallas, el ángulo formado por el plano de falla con la dirección del esfuerzo principal mayor σ_1 es $(45^\circ - \phi/2)$

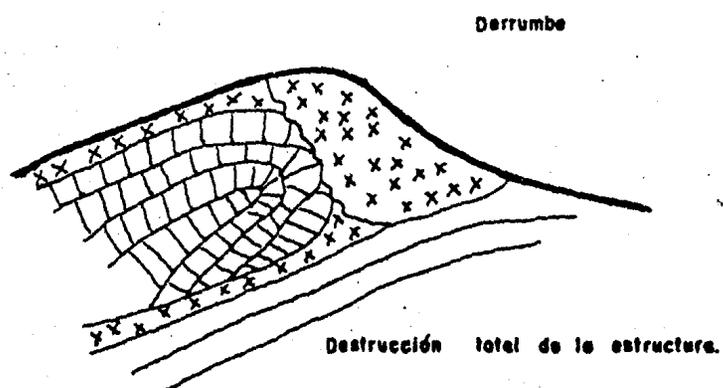


FIGURA 9. Pliegue recumbente.

Desde el punto de vista de estabilidad, debe destacarse - la importancia que tiene la disposición de los planos de estratificación en el comportamiento de las excavaciones y cimentaciones, así como el estudio de la resistencia al corte de las capas más débiles. En la figura 6 se ilustra esta influencia.

Modos de falla del macizo rocoso.- La variedad de configuraciones de cargas en la práctica son tales que no existe un - proceso determinante de falla. De hecho la flexión, el cortante, la tensión y la compresión, pueden aisladamente provocar - la situación crítica. Refiriéndose a la flexión, la falla puede ocurrir por doblez, con el desarrollo y propagación de grietas de tensión. Esto puede presentarse en túneles, donde la roca del techo se encuentra en capas, figura 10. El techo se separa del resto de la roca debido a la acción de la gravedad, - se forman aberturas y la viga de roca se curva hacia abajo. Como la viga ha iniciado su agrietamiento, el eje neutro sube; - las grietas se extienden a través de la viga y después algunas secciones de roca pueden caer. Fallas por flexión pueden presentarse también en taludes rocosos con gran pendiente, donde las capas de roca están dispuestas de tal forma que podrían - volcar hacia el espacio libre, (falla por volcamiento); Figura 11.

La falla por cortante se refiere a la formación de una superficie de ruptura donde el esfuerzo cortante es crítico, continuo un relajamiento de dicho esfuerzo, sufriendo la roca - un deslizamiento a lo largo de dicha superficie. Cuando se pro

duce un relajamiento del esfuerzo cortante por deslizamiento - limitado del bloque, se tiene una falla de servicio, cuando el deslizamiento produce un colapso se tiene una ruptura del macizo rocoso (de la masa de roca). Esto es común en taludes cortados en zonas débiles, tales como, rocas intemperizadas y cruzadas por zonas de falla. Todo ello puede ocurrir en rocas débiles o densas, techos o pisos débiles; el esfuerzo cortante - en el techo o pilar puede, permitir empujar relativamente hacia arriba el pilar dentro del techo, o hacia abajo dentro del piso, figura 12.

En rocas cortadas por barrenas o picos, debido a su acción cortadora se desarrolla un cortante a lo largo de fracturas causadas por compresión, bajo la cuña de la broca. La vibración y avance de las herramientas mencionadas reflejan la formación periódica de fragmentos de roca, figura 13.

Tensiones directas, se presentan en capas de roca convexas hacia arriba en superficies de taludes, como se muestra en la figura 14 (granito laminado), en rocas sedimentarias en los flancos de un anticlinal. La base del talud tiene estrados más inclinados que el ángulo de fricción y la componente del peso en el sentido de las discontinuidades induce una fuerza equivalente a una tensión que jala a la parte estable del talud. La tensión directa también es un mecanismo de falla en taludes de roca, donde existen planos de juntas que no están conectados; la formación de grietas de tensión separando los puentes de roca y permitiendo a un bloque completo trasladarse hacia abajo, figura 15.

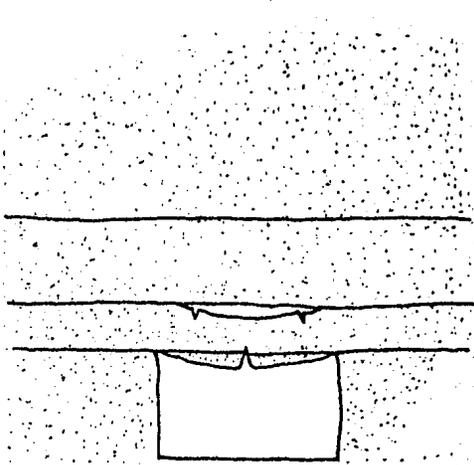


FIGURA 10. Falla por flexión

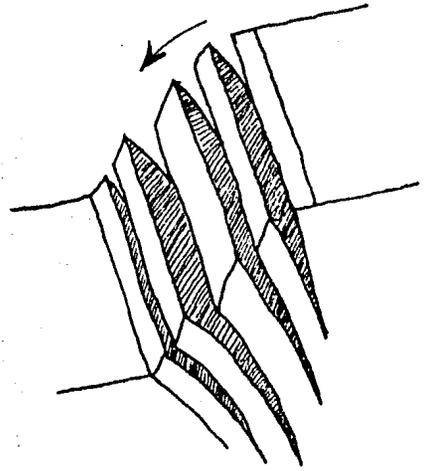


FIGURA 11. Falla por volcamiento en roca dura.

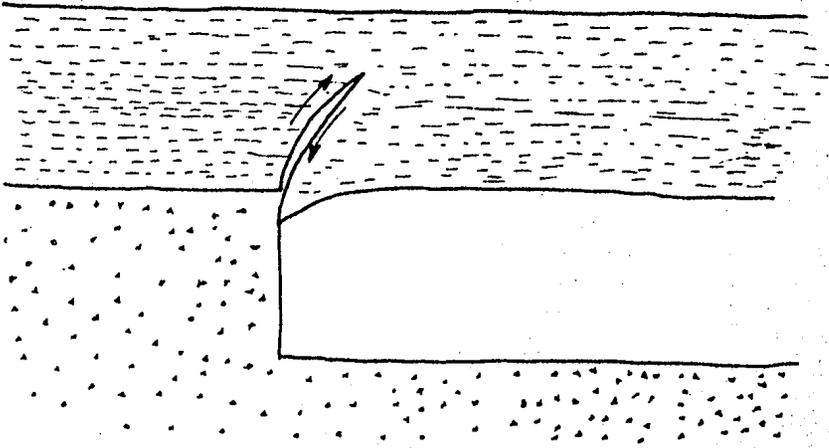


FIGURA 12. Falla por cortante.

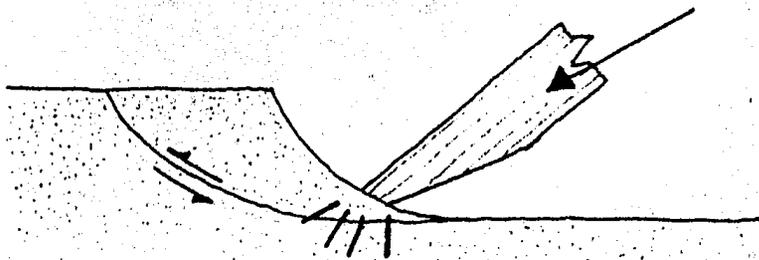


FIGURA 13. Grietas de compresión desarrolladas por cortante.

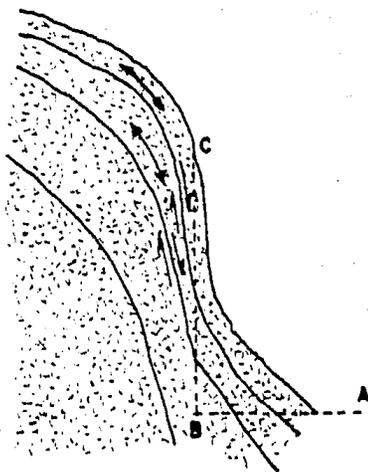


FIGURA 14. Falla por tensión directa.

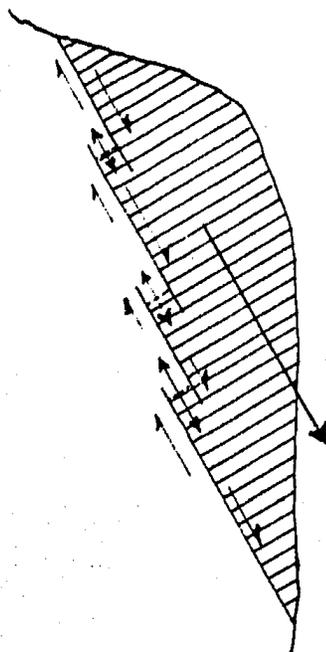


FIGURA 15. Falla por tensión directa.

Cuando la roca se rompe en tensión la superficie de ruptura es encontrada más bien rugosa y libre de partículas y fragmentos de roca. Con fallas por corte por el contrario, la superficie de falla es encontrada resbaladiza y hay mucha pulverización y aplastamiento de fragmentos de roca.

Fallas por tensión directa ocurren también, cuando la circunferencia del barreno o el túnel, es extendido debido a agua interna o presión de gas. La situación anterior aumenta cuando un túnel a presión es operado a excesiva presión, o cuando un barreno de perforación es fracturado hidráulicamente por bombeo de agua a una alta presión, en una sección aislada por obturadores. La detonación de un agente explosivo, estará aumentando la presión de gas contra la pared, en miles de kilos por centímetro cuadrado; la falla por tensión entonces crea una serie de grietas radiales, desarrolladas más allá del perímetro del barreno, la roca en esta zona puede estar molida e incluso en ocasiones fundirse.

La falla por compresión ocurre en volúmenes muy reducidos o en roca penetrada por un empuje de gran magnitud (Referencia 2). El examen de los procesos por falla a la compresión, muestran de un modo muy complejo la interacción entre la flexión y el cortante en la formación de grietas de tensión y su desarrollo. Cuando las partículas formadas en el agrietamiento, no es tán libres para moverse lejos de la zona de compresión, llegan a estar finamente molidas. Este fenómeno sucede en las barrenas de perforación y bajo máquinas pesadas. En el pilar de una

mina la extracción de minerales puede llevar a el pilar a la falla, por agrietamiento y cortante. La destrucción del pilar, al llegar a su capacidad de carga, modifica el desarrollo y -- unión de las grietas, pudiendo algunas veces suponer una falla de compresión.

De lo anterior puede apreciarse que el llevar una masa de roca a la carga de destrucción es un fenómeno complejo y envuelve uno o más modos de falla de los mencionados. Las teorías de falla hacen uso de una gran variedad de técnicas de laboratorio y pruebas de campo, adaptadas a la naturaleza especial del problema que se estudia.

Después de explicar cualitativamente algunas formas de falla en el maciso de roca, se expondrá de una manera cuantitativa algunas formas básicas de análisis de estabilidad.

Una cuestión importante en la estabilidad del macizo rocoso, es qué altura e inclinación debe darse a la excavación que se pretende en él. Se han utilizado técnicas de análisis fotoelástico de esfuerzos o de elemento finito, en el diseño de excavaciones subterráneas y se han realizado muchas investigaciones para aplicar estas técnicas a la estabilidad de excavaciones. "Los resultados han sido muy interesantes, pero en términos de la práctica han tenido una utilidad limitada (Referencia 3)". La limitación de su utilidad la fija el conocimiento de las propiedades mecánicas de la masa de rocosa. Por ejemplo, en un análisis con elemento finito para determinar la altura límite vertical de un talud en una caliza muy suave, dió un va

lor de 1000 m., claramente esto no resulta real, ni aún usando un factor de reducción de 10 en las propiedades del material. La observación anterior justifica que se recurra a métodos de análisis, en los que se tome en cuenta la dificultad de conocer ampliamente los datos requeridos, uno de ellos es el método del estereograma, el cual se expondrá más adelante. Esto muestra la importancia de la observación de Karl Terzaghi, referente a la estabilidad de excavaciones y cimentaciones: "Las condiciones naturales pueden impedir la posibilidad de asegurar todos los datos requeridos para la predicción de la estabilidad, mediante métodos analíticos u otros métodos".

Es importante enfatizar el hecho que la masa de roca no es un medio continuo y que su comportamiento es dominado por discontinuidades tales como, fallas, juntas, planos de estratificación, etc., como ya se ha indicado anteriormente. Por ello la mayoría de las técnicas para el diseño de excavaciones, están basados en el estudio de las discontinuidades.

La estabilidad de la masa de roca está dominada por las discontinuidades geológicas, pero es preciso explicar y enfatizar que deslizamientos simples de losas de roca, bloque o cuñas, rara vez se presentan. La falla en las excavaciones en vuelve una combinación de movimientos en las discontinuidades y fallas que se encuentran dentro del macizo que no pueden anticiparse con precisión y la determinación de la geometría, de la posible falla de la excavación, es mucho más compleja.

En la figura 16, se tiene una recopilación de taludes ex

cavados en roca que han mostrado comportamientos diferentes. - La información se refiere a taludes en minas, canteras, excavaciones en cimentaciones de presas y cortes en carreteras. - La altura y ángulo para los taludes aquí mostrados, corresponden a excavaciones en roca resistente (según C.F.E. una roca resistente es aquella que tiene una resistencia a la compresión simple de más de 500 kg/cm.2, aproximadamente 50 megapascales).

En la figura se aprecia que varios taludes relativamente altos y empinados han permanecido estables, a diferencia de otros que tienen una menor altura e inclinación. Esta diferencia en la estabilidad, resulta de la diferente inclinación de las discontinuidades sobre las que ocurre el deslizamiento. - Este fenómeno se ilustra en la figura 17, en la cual aparece la altura crítica para un talud vertical surcado con discontinuidades, tanto en condiciones secas como saturadas. Esta altura crítica se obtiene con la siguiente expresión: (Referencia 4).

$$H_c = \frac{2c}{\gamma \cos \Theta (\sin \Theta - \cos \Theta \tan \phi + \gamma_w / \gamma \tan \Theta \tan \phi)}$$

Donde:

C es la resistencia a la cohesión (c = 100 kg / cm2)

ϕ es el ángulo de fricción interna ($\phi = 20^\circ$)

γ el peso volumétrico de la roca ($\gamma = 2500$ kg/cm3)

γ_w peso volumétrico del agua ($\gamma_w = 1000$ kg/cm3)

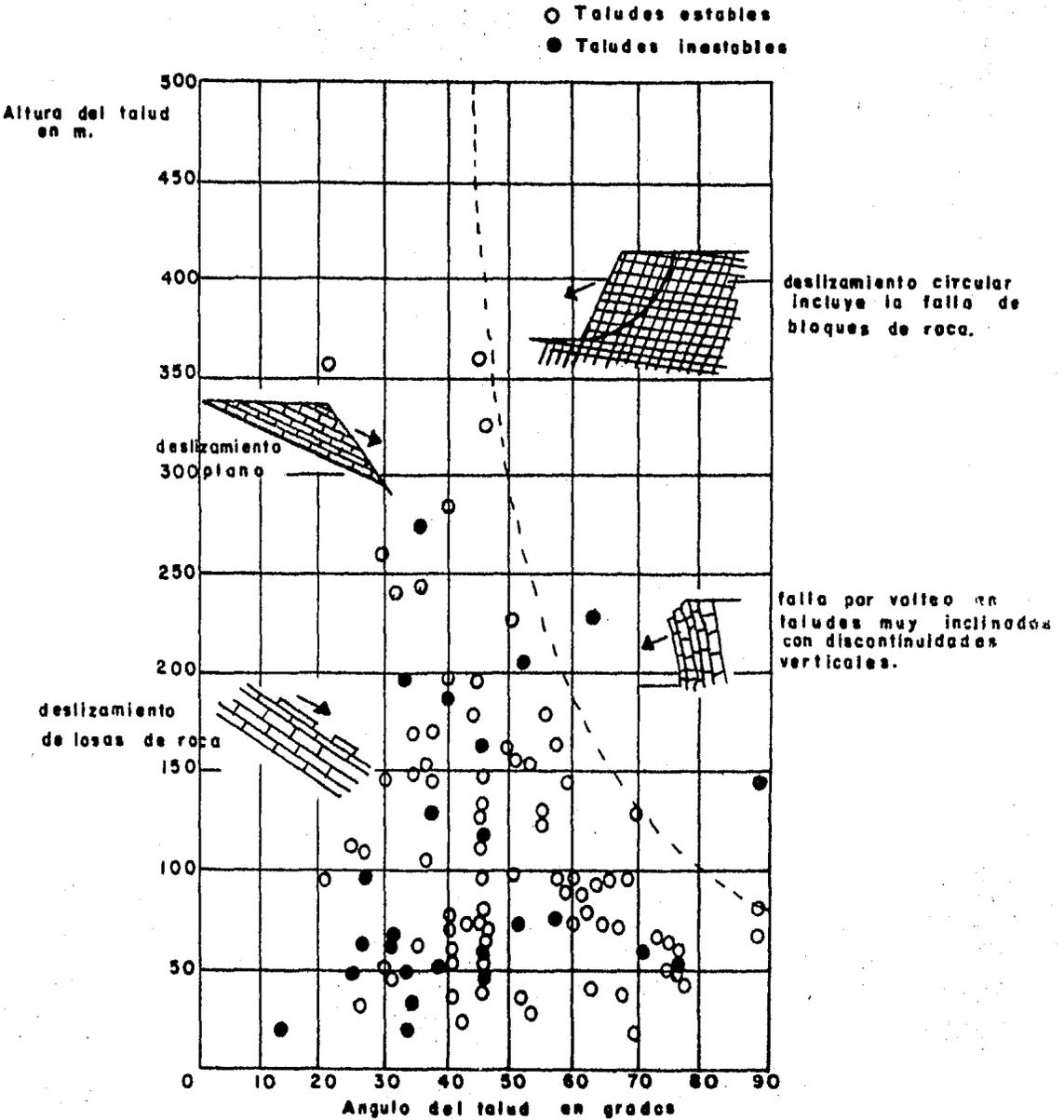
Θ ángulo de inclinación de las discontinuidades

Para condiciones secas, desaparece la relación, $\delta u/\delta$

Puede observarse en la misma figura 17, que la altura crítica para un talud en condiciones secas y con discontinuidades tanto horizontales como verticales, es de 61 m., dicha altura decrece hasta valores de 21.35 m., para un talud que tenga discontinuidades con inclinación entre 40° y 70° . Claramente la presencia o ausencia de tales discontinuidades, tiene una muy importante influencia sobre la estabilidad de taludes en macizos rocosos y por ello la detección de estas características geológicas es una de las partes más críticas en la investigación de su estabilidad.

Las propiedades de los materiales que más se utilizan en el cálculo de la estabilidad de taludes en roca, son el ángulo de fricción interna, la resistencia por cohesión y el peso volumétrico de la masa de roca. La fricción y la cohesión están comúnmente presentados en términos del esfuerzo cortante y normal, mediante una gráfica como la de la figura 18, obtenida en una prueba de corte directo.

El esfuerzo cortante τ requerido para causar un deslizamiento, se incrementa con el crecimiento del esfuerzo normal ∇ . Si la superficie de la discontinuidad está comentada o posee rugosidad, un valor finito del esfuerzo cortante τ se rá requerido para causar el deslizamiento, cuando el esfuerzo normal ∇ valga cero. Este valor inicial del esfuerzo cortante, define pues el esfuerzo de cohesión c de la superficie.



La raya discontinua corresponde a una falla circular en un macizo rocoso con las siguientes propiedades: $\beta = 30$ y $C = 313 \text{ kg/cm}^2$.

FIGURA 16. Comparación de la estabilidad en taludes reales, construido en roca dura ($q_c = 500 \text{ kg/cm}^2$). (Klay y Luffan y Ross y Brown).

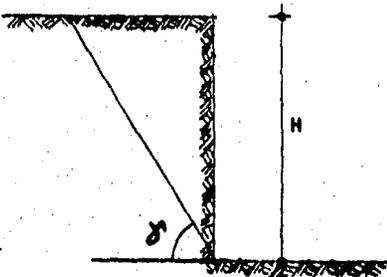
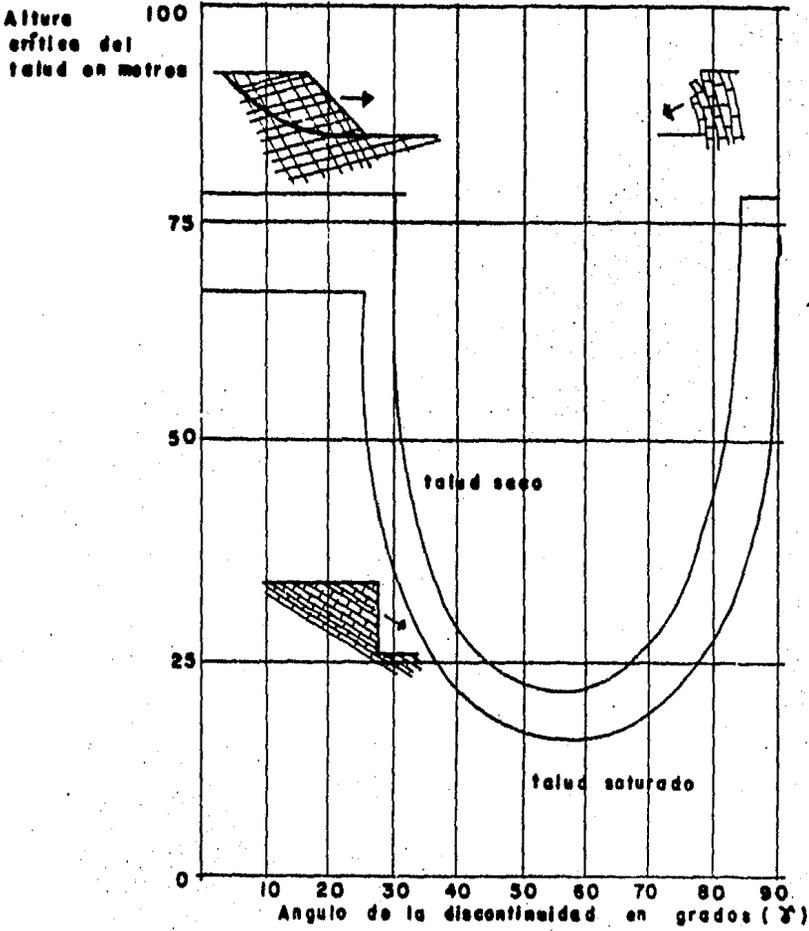


FIGURA 17. Altura crítica de taludes verticales con discontinuidades planas e inclinadas respecto a la horizontal un ángulo γ . (considerando F.S. = 1)

La relación entre el esfuerzo cortante y normal está dada por:

$$\tau = c + \sigma \tan \phi \quad (1)$$

Valores típicos para el ángulo de fricción y de cohesión, que han sido determinados en pruebas de corte directo en varias muestras de roca, se muestran en la figura 19, los cuales dan una idea de la magnitud que puede ser esperada, y solo podrán usarse en estimaciones preliminares.

Como ya se mencionó anteriormente, la falla de un talud excavado en un macizo rocoso envuelve una combinación de movimientos en las discontinuidades y fallas que se encuentran dentro de él, tal que no se tienen simples deslizamientos de bloques de roca, bloques o cuñas. El analizar el mecanismo de falla de un talud considerando que el movimiento se tiene en un solo plano, ayudará a entender el mecanismo de ruptura y la sensibilidad del macizo a cambios en el esfuerzo cortante y con las condiciones del agua subterránea que existan.

Antes de iniciar con el análisis mencionado, se señalan las condiciones geométricas específicas que se deben de presentar para que se tenga en realidad el deslizamiento sobre un solo plano de falla, aclarando que este caso es difícilmente encontrado en la práctica. Estas condiciones son:

- a).- El plano en el cual ocurre el deslizamiento, posee un rumbo paralelo a la cara del talud ($\pm 20^\circ$), este ángulo se toma como límite para que la falla ocurra en un solo plano.

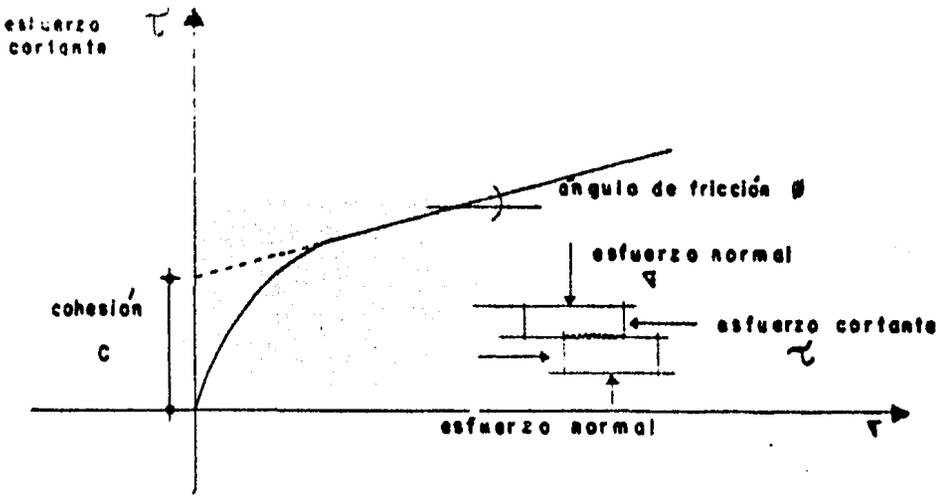


FIGURA 18. Relación entre el esfuerzo cortante y normal, requeridos para causar un deslizamiento a lo largo de una discontinuidad.

FIGURA 19. Valores típicos de σ , ϕ y C , para distintos tipos de roca

tipo de roca	observaciones	peso vol. γ t/m ³	ángulo de fricción ϕ	cohesión C en t/m ²
granito	intemperizado o muy fracturada	1.60	35°	
		2.00	45°	
basalto	" "	1.76	35°	
		2.24	45°	
caliza y arenisca	" "	1.28	35°	
		1.92	45°	
yeso	" "	1.00	35°	
		1.28	45°	
pizarra	" "	1.60	30°	
		1.20	35°	
granito	sano	2.614	30°	9.80
			50°	30.00
pérfido	" "	2.580	30°	9.80
			40°	30.00
arenisca	" "	1.950	30°	4.90
			45°	14.60
caliza	" "	3.169	30°	4.90
			50°	14.60
pizarra	" "	2.400	27°	2.40
			45°	9.80
yeso	" "	1.760	30°	2.40
			40°	9.80

- b).- La traza del plano de falla, es visible en el hombro del talud, y su hechado es más pequeño que el buzamiento de la cara del talud.
- c).- El echado del plano de deslizamiento, es más grande que el ángulo de fricción que se tiene en la superficie de deslizamiento.
- d).- Las superficies contiguas al bloque, no aportan resistencia al deslizamiento, y ellas forman las fronteras laterales del mismo.

Estas condiciones se ilustran en la figura 20.

Para analizar el deslizamiento de un bloque de roca en un solo plano, considérese un bloque de peso W descansando en una superficie plana, la cual posee un ángulo de inclinación α respecto de la horizontal y un ancho unitario, como se muestra en la figura 21.

El esfuerzo normal que actúa en el plano potencial de deslizamiento está dado por:

$$\nabla = (W \cos \alpha) / A \quad (2) \quad \text{A es el área de contacto entre el bloque y el plano inclinado.}$$

El esfuerzo cortante quedó definido por la ecuación (1), en la que sustituyendo el valor encontrado del esfuerzo normal se tiene:

$$\tau = c + \frac{W \cos \alpha}{A} \text{ tang } \phi \quad (\text{expresión en términos de esfuerzos})$$

$$R = c A + W \cos \alpha \text{ tang } \phi \quad (\text{expresión en términos de fuerzas}) \quad (3)$$

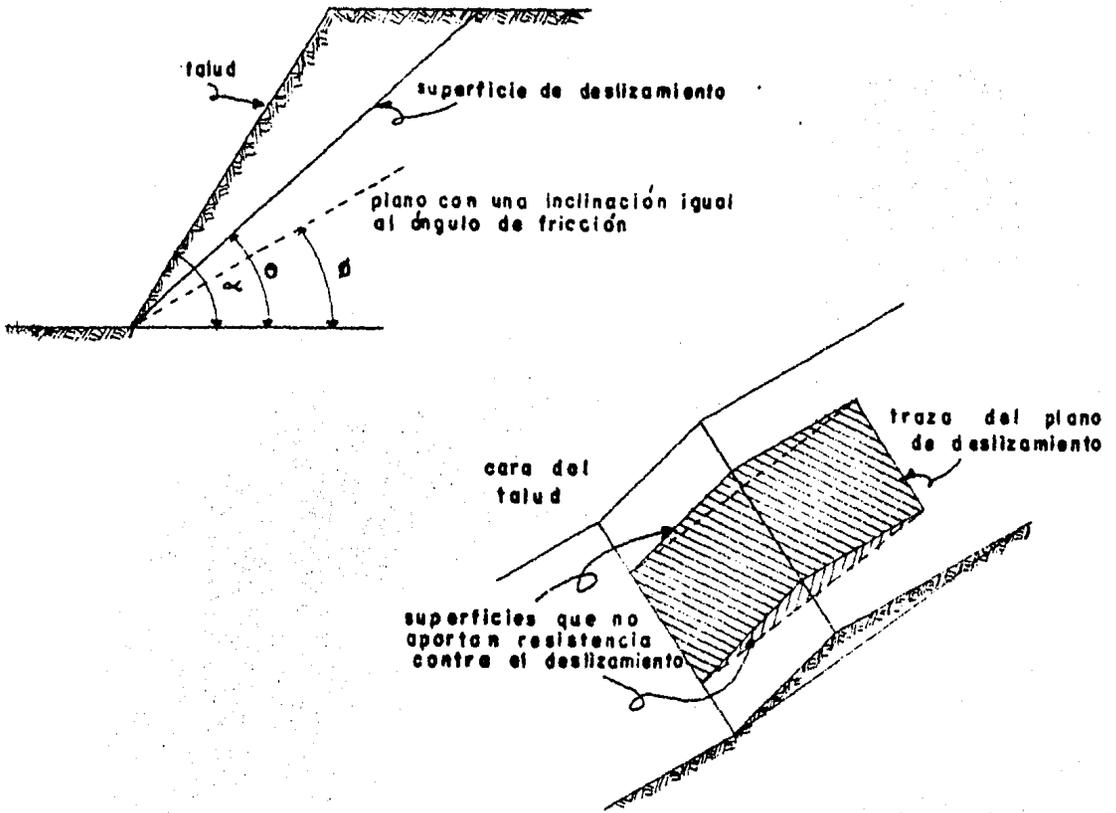


FIGURA 20.

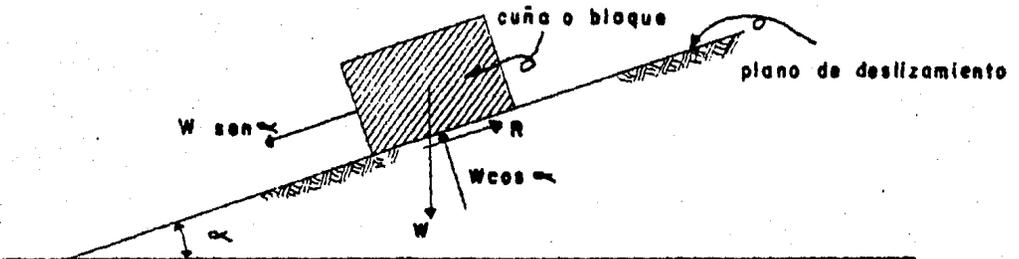


FIGURA 21.

Donde R , es la fuerza cortante que se desarrolla en el área del plano potencial del deslizamiento, ocupada por el bloque.

El bloque estará en el equilibrio límite, cuando la distribución de fuerzas actuando en el plano, sean iguales a las fuerzas resistentes generadas en el mismo plano. O sea:

$$W \sin \alpha = c A + W \cos \alpha \tan \phi \quad (4)$$

Si se asume que la cohesión sea igual a cero, la condición de equilibrio límite queda definida por:

$$\alpha = \phi \quad (5)$$

La presión del agua ejerce una importante influencia sobre la fuerza cortante que se genera en el plano de la discontinuidad, dicha influencia no se consideró en el análisis presentado, y para ejemplificar su acción se utilizará el siguiente experimento. Considérese una lata llena de agua, apoyada sobre un plano inclinado hecho de madera, por simplicidad tómesese una cohesión $c = 0$ entre la lata y la madera. Si la lata llena de agua es perforada en el fondo y por medio de sellos se impide el derrame del líquido, se tendrá una presión de agua u , o una fuerza de subpresión $U = u A$, en la base de la lata. Figura 22.

En la figura se tiene, que la fuerza normal se reduce por la fuerza de subpresión, y la resistencia al deslizamiento resulta:

$$R = (W \cos \alpha - U) \tan \phi \quad (6)$$

Por otro lado:

$$W = \gamma_z h A, \text{ peso total, de la lata y el}$$

$$U = \gamma_w h_w A, \text{ fuerza de subpresión (} h_w = h \cos \alpha_1 \text{)}$$

Se puede expresar la subpresión como:

$$U = (\gamma_w / \gamma_z) W \cos \alpha_1, \quad (7)$$

Si ahora se sustituye (7) en (6), se tiene:

$$R = W \cos \alpha_1 (1 - (\gamma_w / \gamma_z)) \tan \phi \quad (8)$$

Y la condición para el equilibrio límite, estará definida por:

$$\tan \alpha_1 = (1 - \gamma_w / \gamma_z) \tan \phi \quad (9)$$

Si se considera un ángulo de fricción de 30° en la interfase de la lata y la madera, y la lata está cerrada en el fondo (no hay subpresión), se tendrá el equilibrio límite para una inclinación del plano de deslizamiento $\alpha = 30^\circ$. Ahora, si se destapan los orificios del fondo de la lata, ésta puede -- deslizar para una inclinación del plano mucho menor; aceptando que la relación entre pesos volumétricos es igual a 0.90 y que $\phi = 30^\circ$, se llega por medio de la ecuación (9), a un ángulo de inclinación para el plano de $\alpha_1 = 3^\circ 18'$.

Conforme con el experimento mostrado, se entiende que la expresión (1), encontrada para obtener el esfuerzo cortante, tendrá que ser modificada por la presencia de agua. El efecto de la presión del agua en la base de la lata agujerada, tiene la misma influencia que si ésta (el agua), actuara en las superficies de un espécimen de cortante mostrado en la figura - 23. El esfuerzo normal ∇ que actúa a través de las superfi--

cies, es reducido por la presión del agua, a un esfuerzo denominado esfuerzo efectivo ($\sigma - u$). La relación entre el esfuerzo cortante y el esfuerzo normal, queda definida por:

$$\tau = c + (\sigma - u) \tan \phi \quad (10)$$

En rocas duras, la cohesión y la fricción, no son significativamente alteradas por la presencia de agua, la reducción en el esfuerzo cortante es debida casi totalmente, a la reducción del esfuerzo normal que se produce en las superficies de las discontinuidades. En términos de estabilidad, la presencia de un pequeño volumen de agua a alta presión, atrapado dentro de la masa de roca, es más importante que un gran volumen de agua en un acuífero libre. Consecuente con lo anterior, es más importante en la estabilidad la presión en el agua, que el contenido de ella en las discontinuidades del macizo.

En el caso de roca suave, semejante a esquistos de lutita o pizarra, la cohesión y la fricción pueden cambiar marcadamente al modificarse su contenido de humedad.

Es importante ejemplificar la presencia de agua a presión en una grieta de tensión. Para ello se considera el caso de un bloque descansando en un plano inclinado, en el cual existe una grieta de tensión llena de agua, como se aprecia en la figura 24, la presión del agua en la grieta se incrementa linealmente con la profundidad y la fuerza total V producida por el agua, actúa en la parte de atrás del bloque y la fuerza U se ejerce bajo el bloque. La distribución de dichas

presiones se muestra también en la figura 24, la presión de agua en la base del bloque da lugar a una fuerza U de subpresión, la cual reduce la fuerza normal que actúa a través de las superficies, y la condición de equilibrio para este caso es:

$$W \operatorname{sen} \alpha + V = c A + (W \cos \alpha - U) \operatorname{tang} \phi \quad (11)$$

De la expresión puede observarse que las fuerzas V y U , aumentan la tendencia al deslizamiento. El factor de seguridad queda definido, como la relación entre las fuerzas que resisten y las fuerzas que inducen el deslizamiento. La expresión del factor de seguridad, para este caso es:

$$\text{F.S.} \frac{c A + (W \cos \alpha - U) \operatorname{tang} \phi}{W \operatorname{sen} \alpha + V} \quad (12)$$

La condición de equilibrio límite arroja un factor de seguridad igual a la unidad. Para el caso de análisis de estabilidad se debe trabajar con un factor de seguridad más alto -- que la unidad. Una importante cuestión en los análisis de estabilidad, es qué valor debe asignársele al mencionado factor. Esta situación ha provocado muchas controversias en la mecánica de rocas y muchos ingenieros eminentes argumentan que existe una incertidumbre asociada a la colección de datos para obtener el factor. Algunos otros, han sugerido un análisis probabilístico, con base en la variación de cada uno de los factores que intervienen en el análisis. Aunque este método tiene muchos atractivos, también posee dos inconvenientes:

La primera dificultad es obtener la cantidad de datos ne

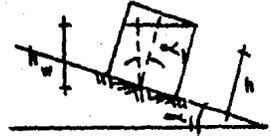
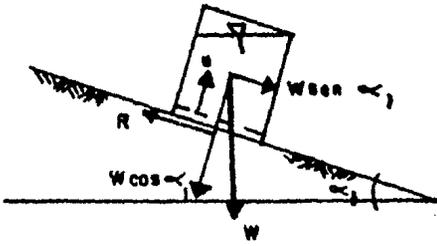


FIGURA 22. Experimento de la lata orificios en su base

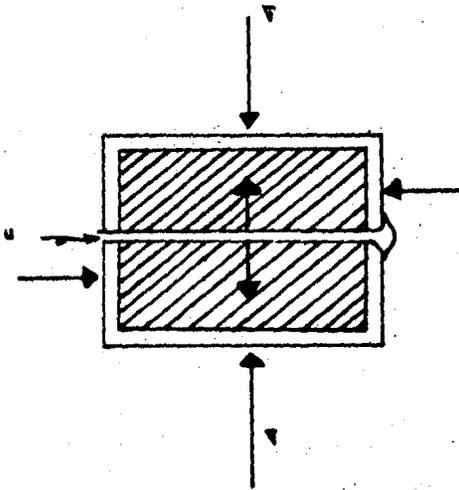


FIGURA 23

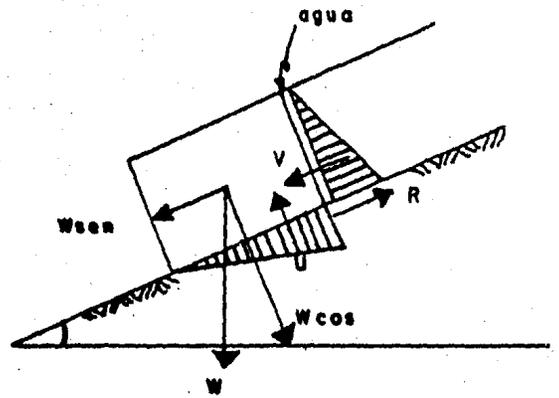


FIGURA 24

cesarios para realizar un análisis estadístico simple de todos los parámetros involucrados. El segundo inconveniente está relacionado con el conocimiento de conceptos de estadística y del lenguaje matemático. Surge aquí otra pregunta, ¿Qué probabilidad de falla debe utilizarse? Realmente algunos admiten que el ingeniero consultor considere una probabilidad de falla muy pequeña. La más satisfactoria solución a el problema es hacer un análisis sensitivo de la influencia de cada una de las variables para efectuar la mejor decisión. Existen varias formas de realizar estos análisis y un ejemplo simple, es el mostrado en el primer capítulo en la figura 2, donde puede apreciarse la variación del F.S. de un talud, cambiando el ángulo de inclinación y las condiciones de agua subterránea.

Una de las limitaciones del factor de seguridad encontrado en la ecuación (1), es que está basado en el deslizamiento del bloque sin tomar en cuenta el volteo, figura 25. Las condiciones simples bajo las cuales puede presentarse un problema de volteo pueden ser deducidas utilizando como modelo un bloque descansando en un plano inclinado. En este caso la forma del bloque es tan importante como su peso, y esta forma estará definida por la altura h y el ancho b del bloque, como se muestra en la figura 26.

La condición para el volcamiento es definida por la posición del vector peso, con relación a la base del bloque. En la figura 26, se ilustran las condiciones para el volcamiento

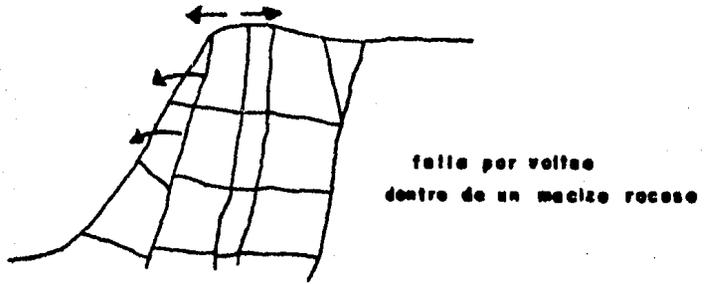


FIGURA 25.

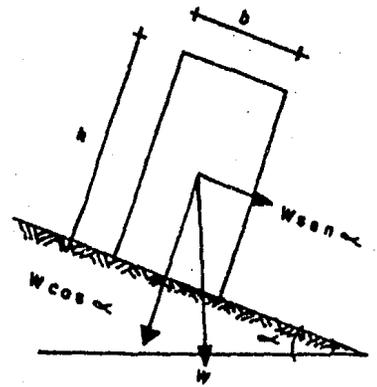
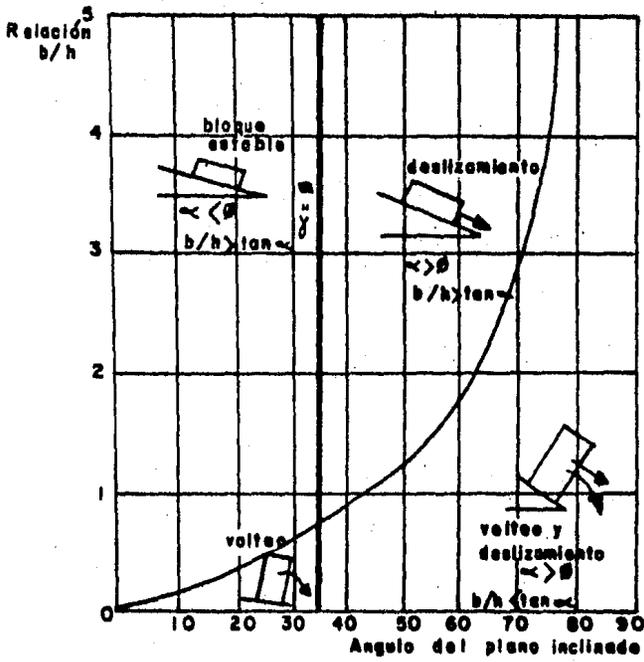


FIGURA 26.

y el deslizamiento. El criterio para el análisis de deslizamiento se basa en la fricción únicamente (ecuación (5)) - $\phi = 35^\circ$. Del esquema puede verse que el peligro de volteo aumenta al incrementarse la pendiente del plano.

En taludes donde existen juntas verticales frecuentemente existen signos de falla por volteo. En taludes formados por un gran número de bloques de forma irregular la falla por volteo rara vez ocurre; por el contrario envuelve movimientos complejos deslizamiento y giro de los bloques, los cuales están en contacto con los circundantes, por lo que éstos últimos restringen o tratan de restringir su movimiento. Técnicas satisfactorias para resolver estos problemas están en desarrollo.

Una técnica útil para el estudio de la posible falla por volteo en un talud en roca, es ilustrado en la figura 27. Este método emplea el principio de la base de fricción propuesto por Goodman, el cual consiste en la simulación de las cargas gravitacionales y las fuerzas de fricción, ejercidas en la base del modelo; cuando el papel en que el modelo descansa es jalado desde atrás de éste, se manifestará un determinado tipo de falla semejante al que se tendrá en el prototipo estudiado. Dicho modelo puede ser construido con un block de plástico y una lámina de corcho, la geometría del talud en cuestión es trazada dentro del corcho al igual que las discontinuidades, para enseguida hacer los cortes sobre el trazo de -

las discontinuidades de tal forma de asemejar la condición de discontinuidad. Para una mayor información consulte la referencia 6. Figura 27.

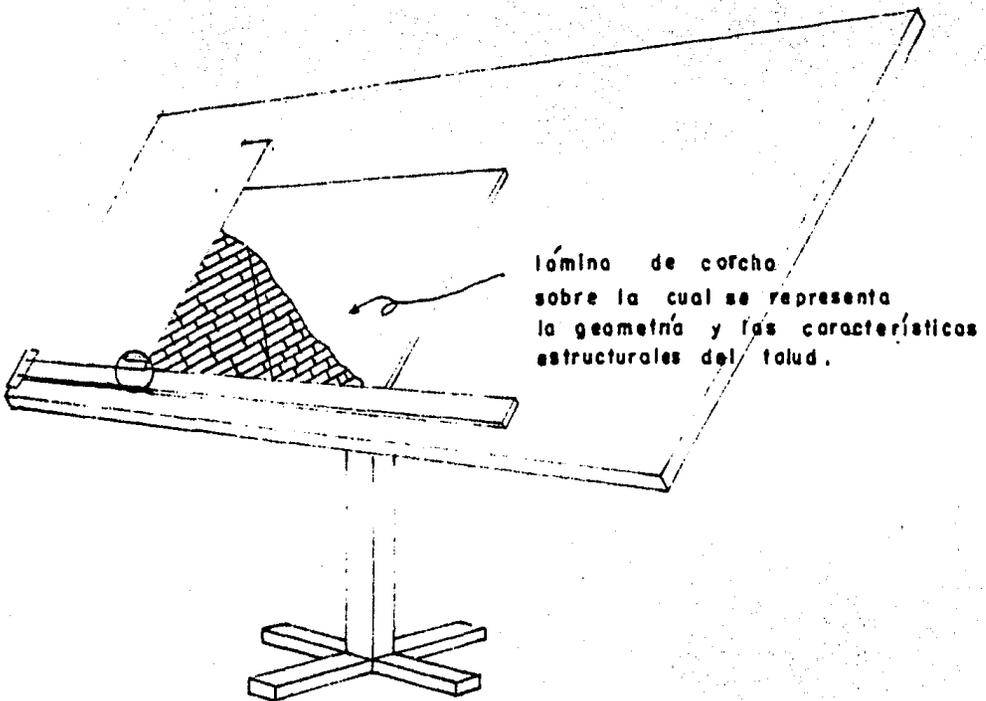


FIGURA 27. Modelo de Goodman. El desplazamiento hacia arriba de la regla paralela, genera en la base del modelo fuerzas de fricción, que simulan o las cargas gravitacionales.

III.- EL ESTEREOGRAMA Y SU USO.

Para evaluar la estabilidad de los macizos rocosos se utiliza la proyección estereográfica. Enseguida se hace una explicación de ella.

III.A.- Principios Básicos de Estereografía.

La proyección estereográfica simplifica gráficamente la solución de problemas que envuelven la relativa orientación de líneas y planos en el espacio. En el contexto de la mecánica de rocas una de las aplicaciones de la proyección estereográfica, es analizar la estabilidad de excavaciones en la masa de roca. Existen muchas publicaciones en Geología estructural, Cristalografía y Mecánica de Rocas, donde se muestra la construcción y utilización de esta proyección. En la antigüedad ya se había pensado en la proyección estereográfica; se usaba en Grecia en el siglo II a de C. La desarrollaron notablemente los cristalógrafos, en su estudio de la morfología de los cristales y en la óptica.

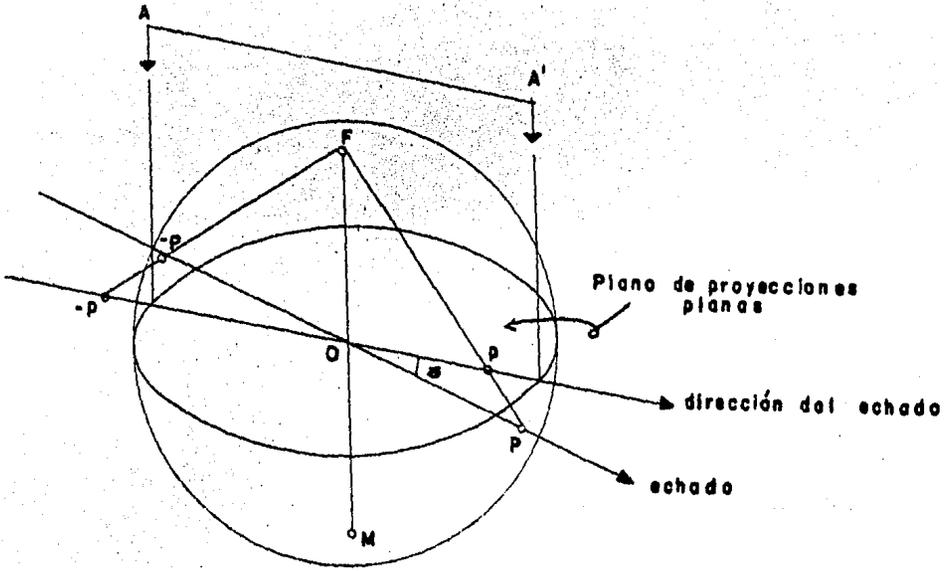
Para las aplicaciones del estereograma que se expondrán en este capítulo, a continuación se explican los principios fundamentales del método.

La proyección estereográfica consiste en proyectar líneas y puntos de la superficie de una esfera, hacia el plano ecuatorial de la misma, siendo el zenit de la esfera el punto de fuga de la proyección.

La figura 28.a muestra la proyección estereográfica de la línea $-PP$. La línea parte de $-P$, pasa a través del centro O de la esfera que servirá de referencia y llega al punto P sobre la esfera, P se encuentra en la parte del hemisferio inferior y $-P$ en el hemisferio superior. En todas las aplicaciones, la línea o plano que se desea proyectar, deberá contener el centro de la referencia esférica. El plano horizontal a través de O , se denomina proyección plana; una perpendicular a la proyección plana por el punto O toca el zenit de la esfera de referencia en el punto F y determina el llamado foco de la proyección hemisférica inferior.

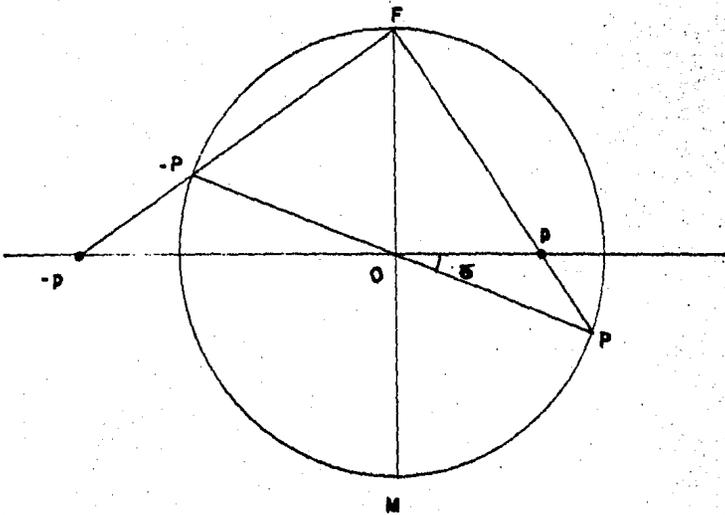
Para encontrar en el hemisferio interior la proyección estereográfica de cualquier línea que pase a través de O , se deberá encontrar el punto donde la línea atraviesa la superficie de la esfera, construyendo una línea recta entre el punto de penetración y F , así se localiza el punto donde la línea de construcción cruza la proyección plana. Por ejemplo, la línea OP en la figura 28.a, atraviesa la superficie esférica en el punto P y la construcción de la línea PF , cruza la proyección plana en el punto p . Es p la representación estereográfica de OP en el hemisferio inferior. Similarmente, la prolongación de OP , que perfora el hemisferio superior en el punto $-P$, si se proyecta desde F , fija el punto $-p$, como se ilustra en la figura 28.a, proyección estereográfica de $-P$.

La figura 28.b, presenta un corte vertical de la referencia esférica, a través de la línea OP . Esto es posiblemente -



Referencia estérica

(a)



Sección vertical A-A'

(b)

lo más fácil para visualizar la relación especial de la línea y su proyección en la semiesfera inferior. (P en la figura -- 28.a). La construcción mostrada en la figura 28.b, o su equivalente matemático siempre puede ser utilizado para obtener la proyección estereográfica de una línea, el estereograma es más conveniente para proyectar planos, como se mostrará más adelante.

La proyección estereográfica de un plano, se obtiene al encontrar las proyecciones estereográficas de todas las líneas que contiene el plano. Un teorema de dominio en la estereografía dice, que cualquier círculo en la referencia esférica se proyecta como un círculo en la proyección plana (esto no es verdad para la proyección de áreas iguales, una variante de las proyecciones estereográficas). Sin embargo cualquier plano que se desee proyectar, deberá pasar por el centro de la referencia esférica, figura 29. Del teorema de dominio anterior, se obtiene que la proyección estereográfica de un plano cualquiera debe ser un arco de círculo. Para encontrar el centro del arco de círculo, es suficiente la construcción de un círculo a través de la proyección estereográfica de la línea de rumbo y el vector de dirección.

La figura 30, muestra un plano horizontal ecuatorial, cuya traza en la referencia esférica es un círculo máximo (SMT). Estos puntos son fijos desde la perspectiva de F, por lo tanto el círculo máximo centrado en O en la proyección plana, representa la proyección estereográfica de un plano horizontal.

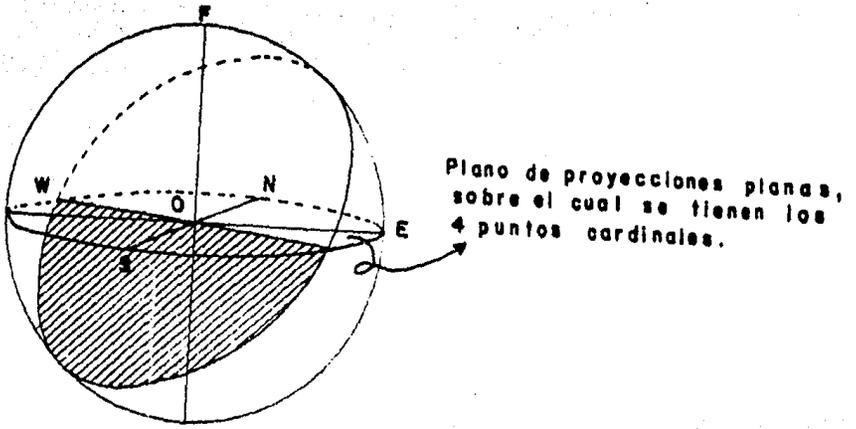


FIGURA 29.

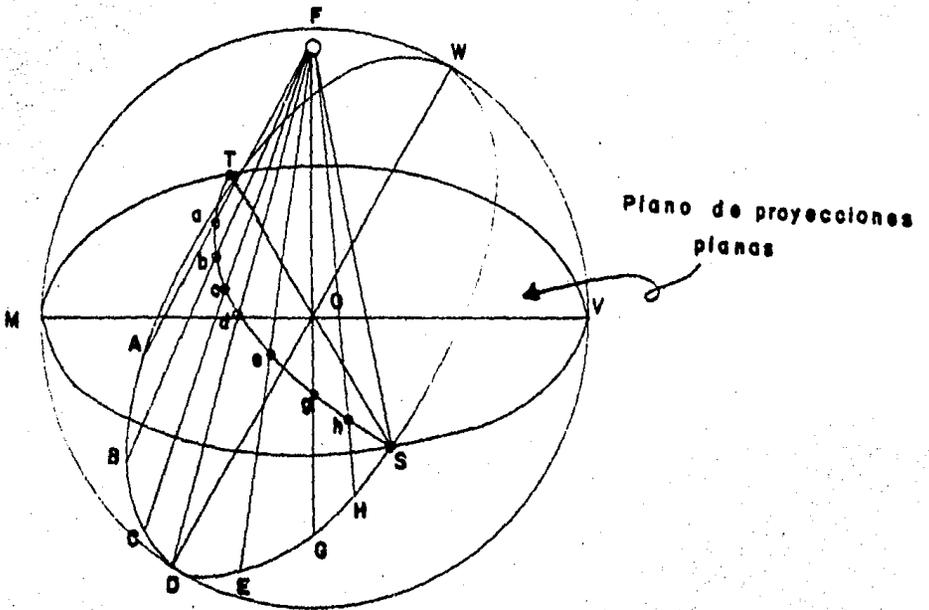


FIGURA 30

La figura 30, también muestra un plano inclinado que pasa a través de O e intersecta la referencia esférica a lo largo -- del círculo máximo SDT. La línea ST, es un diámetro sobre el plano ecuatorial, que junto con otro diámetro tomado arbitrariamente (que defina un plano), forman un ángulo que se denomina rumbo del plano SDT, la línea OD es el vector de dirección de la inclinación del plano, y está proyectada al punto d como se muestra. Otras líneas en el plano, OA, OB, OC, etc. proyectan los puntos a, b, c, etc., para definir el círculo máximo TdS. Esto se hace principalmente para determinar la -- proyección estereográfica de un plano. Otra forma de hacerla sería construir un círculo a través de los puntos T, d, y S, una vez determinado el círculo se encuentra su centro, a lo largo de la línea OV, a una distancia igual al radio de la esfera multiplicado por la tangente del ángulo MOD, ángulo que se define como el echado o buzamiento del plano TDS.

De la manera indicada se puede trazar en el plano ecuatorial, la proyección de planos cuyas tramas sean paralelas al eje N - S Y, que tengan echados desde 0 a 180°. Se acostumbra hacerlo de 10 en 10°, con lo que se tiene la primera parte de una red llamada estereograma. Figura 31.

La proyección de los círculos máximos indicados antes, no son los únicos que se pueden proyectar estereográficamente desde la superficie de la esfera (como arcos de círculos), -- también se puede hacer con los círculos menores (se llama -- círculo menor a la intersección de la esfera, con un plano pa

ralelo al ecuador que no pasa por el centro de ella), como se ilustra en la figura 32. Si en los centros Norte y Sur de la esfera original, se inscriben una serie de círculos menores, de radio cada vez mayor (misma figura 32), su proyección estereográfica produce un número de pequeños arcos circulares en el plano ecuatorial. Si se agregan a la figura 31, se obtiene la red estereográfica, (se suele llamar 'red de Wulff', por haber sido C. V. Wulff quien la publicó en 1902), que se ve en la figura 33. Esta red es un sistema coordinado en el que se pueden fijar las características de las discontinuidades que surcan el macizo rocoso. Tomándola como base, se pueden realizar numerosos procedimientos que directamente son útiles en el análisis del macizo.

Para explicar el uso del estereograma se definen los siguientes términos:

Buzamiento o echado.- Es la máxima inclinación con la horizontal en una discontinuidad estructural plana. Algunas veces es difícil de medir, en planos oblicuos e inclinados. El echado siempre es la mayor inclinación, la figura 34 ayuda a entender mejor este concepto.

Dirección del echado.- Es la dirección medida desde el Norte, con la traza sobre un plano horizontal de una línea paralela al echado. Figura 34.

Rumbo.- Es el ángulo que forma la traza (intersección) de un plano inclinado oblicuo, en un plano de referencia horizontal con la dirección Norte (medido a partir del Norte). La

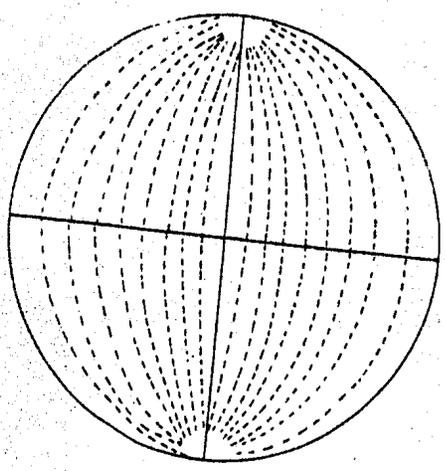


FIGURA 31. Estereograma de una familia de círculos máximos.

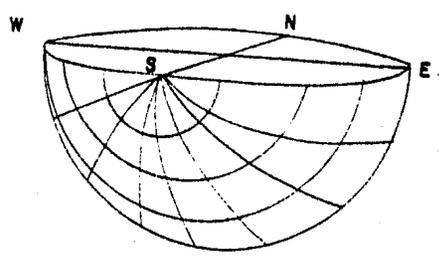


FIGURA 32. Círculos menores, con centros en S, dibujados sobre el hemisferio inferior.

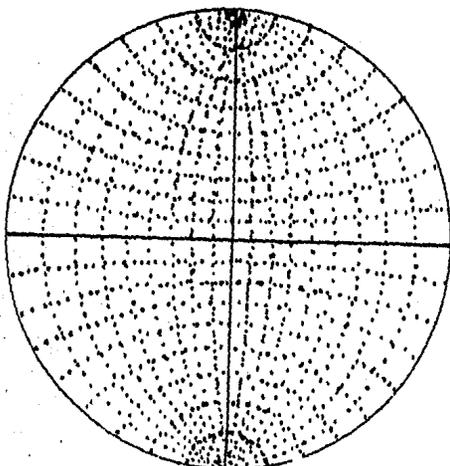


FIGURA 33. Red estereográfica de Wulff.
(red de ángulos iguales)

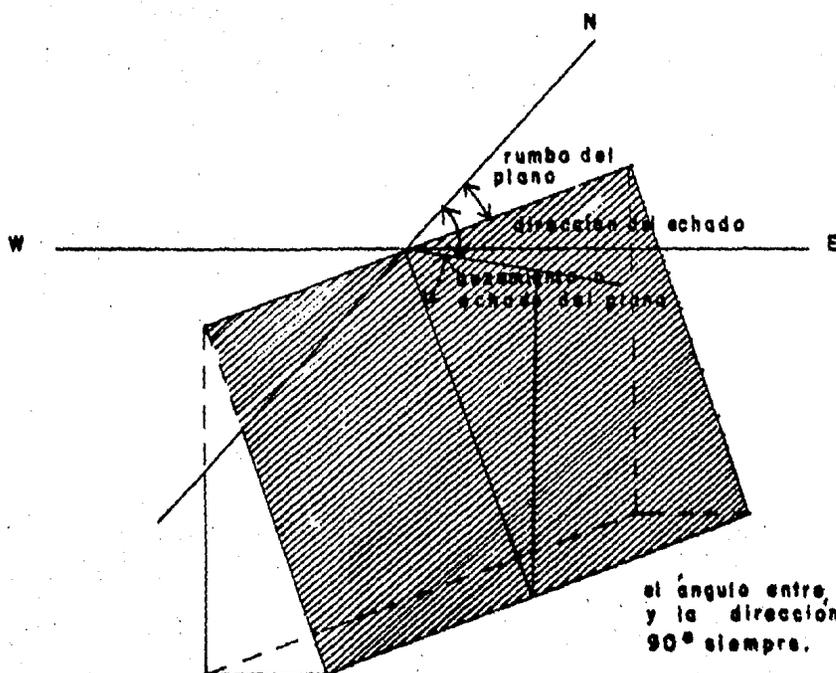


FIGURA 34.

importancia práctica del rumbo de un plano, es que, se puede obtener de la traza visible de una discontinuidad en la superficie horizontal de la masa de roca. La desventaja de usar este término radica, en la existencia de dos planos con el mismo echado y rumbo, como se muestra en la figura 34. Por tal razón, en este trabajo se usará la siguiente convención:

Rumbo = (dirección del echado - 90°).

Polo de un plano.- Es la representación estereográfica de la normal al plano, y corresponde con el punto en el cual la superficie de la esfera de referencia es perforada por una línea radial perpendicular a el plano analizado, que pasa por O.

III.B.- Procedimiento para la Construcción de la Red Estereográfica.

Una sección vertical de la referencia esférica se muestra en la figura 33, en ella se presentan las relaciones geométricas básicas para poder construir una red estereográfica de Wulff. Para ilustrar esta construcción, figura 35, se parte de la proyección de la línea OP, la cual pasa por el centro O de la sección vertical, y representa un plano π en el espacio; su proyección estereográfica está marcada con la letra p, siendo la distancia del punto p al centro O igual a $R \tan \frac{\alpha}{2}$ donde R es el radio de la referencia esférica y α es el ángulo entre la línea OP y el diámetro vertical O-foco, de dicha sección (ángulo complementario al ángulo EOP, (δ) echa

do del plano representado por la línea OP).

La proyección estereográfica del punto - P , continuación del plano π es el punto - p , el cual cae sobre la prolongación del diámetro horizontal OE de la sección, la distancia de - p a O es, $R \cotang \frac{\alpha}{2}$. Si OP representa el buzamiento del plano π (recuérdese que se trabaja con planos que tienen su traza, paralela a la dirección Norte - Sur), los puntos p y - p quedan sobre un círculo máximo horizontal (Teorema de dominio, cualquier círculo en la referencia esférica se proyecta como un círculo en la proyección plana), y son la proyección estereográfica del plano π . El centro del círculo máximo que representa la proyección estereográfica del plano π , queda sobre el diámetro horizontal OE , en el punto medio entre los puntos p y - p (marcado q en la figura 35).

La figura 36 presenta la sección transversal de la esfera (círculo ecuatorial o primitivo), y en ella está trazado el círculo máximo que representa el plano π marcado en la sección vertical de la figura 35. Todos los datos señalados en la sección vertical han sido transportados a la sección horizontal.

El centro q del círculo máximo que representa el plano π en la sección vertical, se localiza trasladándolo desde la sección vertical y queda sobre OE a una distancia $Oq = R \tan \delta$, pero también puede ser obtenido al medir el doble del ángulo de inclinación del plano (2δ), con respecto a la hori

zonal (el ángulo de echado ε , es el ángulo complementario al ángulo α), medido a partir del eje vertical ON en el sentido de las manecillas del reloj, definiéndose así el punto Q, se traza la línea que une Q y F; la intersección con el diámetro horizontal define el punto deseado q (ver figura 36). - Por construcción la línea FQ, forma un ángulo ε respecto al diámetro vertical FO, ángulo definido como el echado del plano γ representado en la sección vertical de la referencia esférica por la línea OP.

En la figura 36, se ha construido un círculo menor. El centro de este círculo menor se encuentra trazando una perpendicular a la línea OP sobre el punto P (esta perpendicular resulta tangente en el punto P al círculo primitivo), la intersección de la perpendicular con la línea OE, define el centro del círculo menor. El cual define la proyección (sobre el círculo horizontal diametral) del cono formado entre la línea OE y todas las líneas que tengan un ángulo ε respecto a ella.

Se mencionó anteriormente una variante de la red estereográfica de Wulff, que se ha estudiado hasta aquí; la variante es la denominada red estereográfica de Lambert (red de áreas iguales), que se utiliza en análisis estadísticos de orientación de planos.

La construcción de la red estereográfica de áreas iguales, se puede hacer utilizando la referencia esférica usada en la construcción de la red con ángulos iguales. En la sec--

FIGURA 35. Sección vertical de la referencia esférica

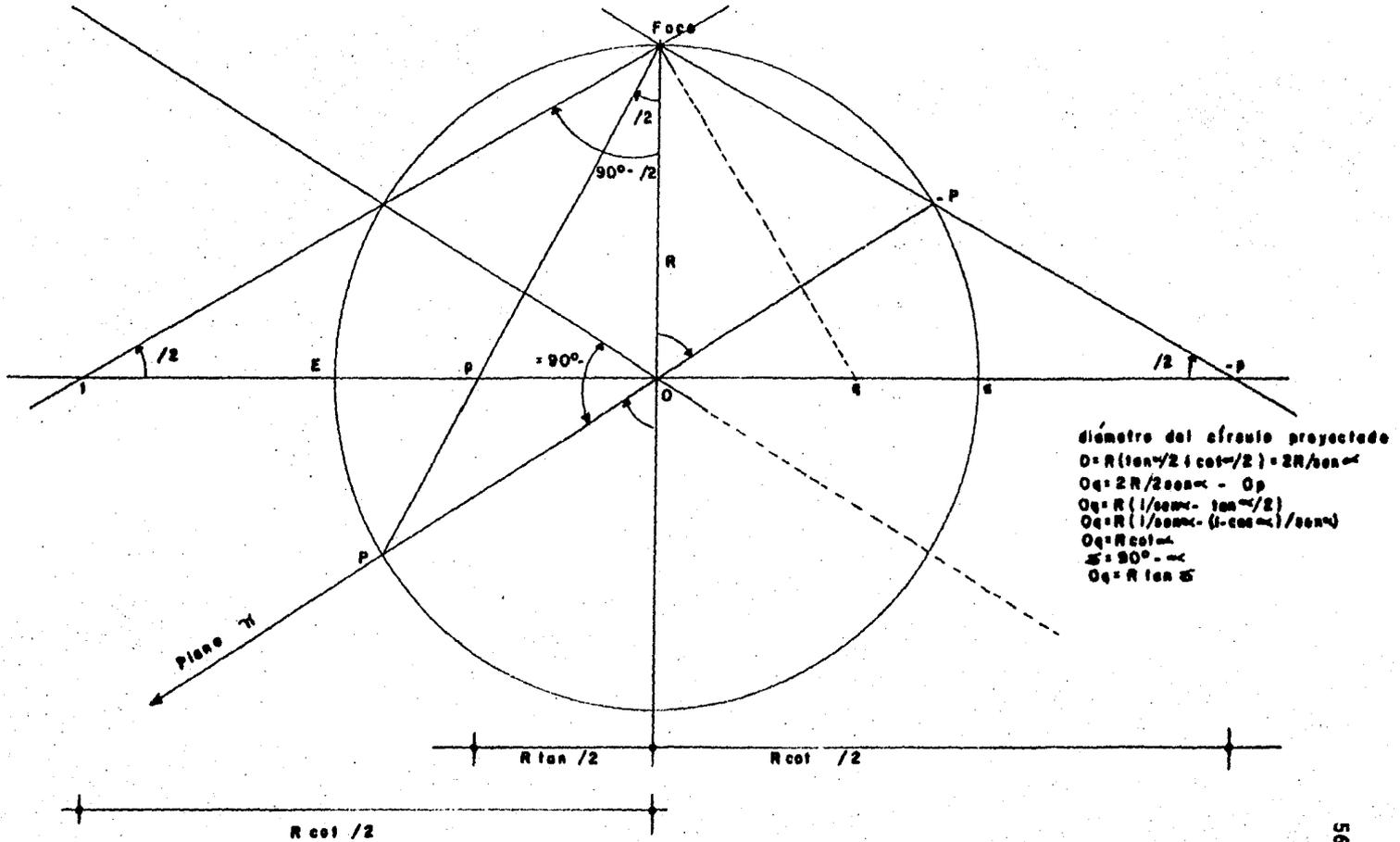
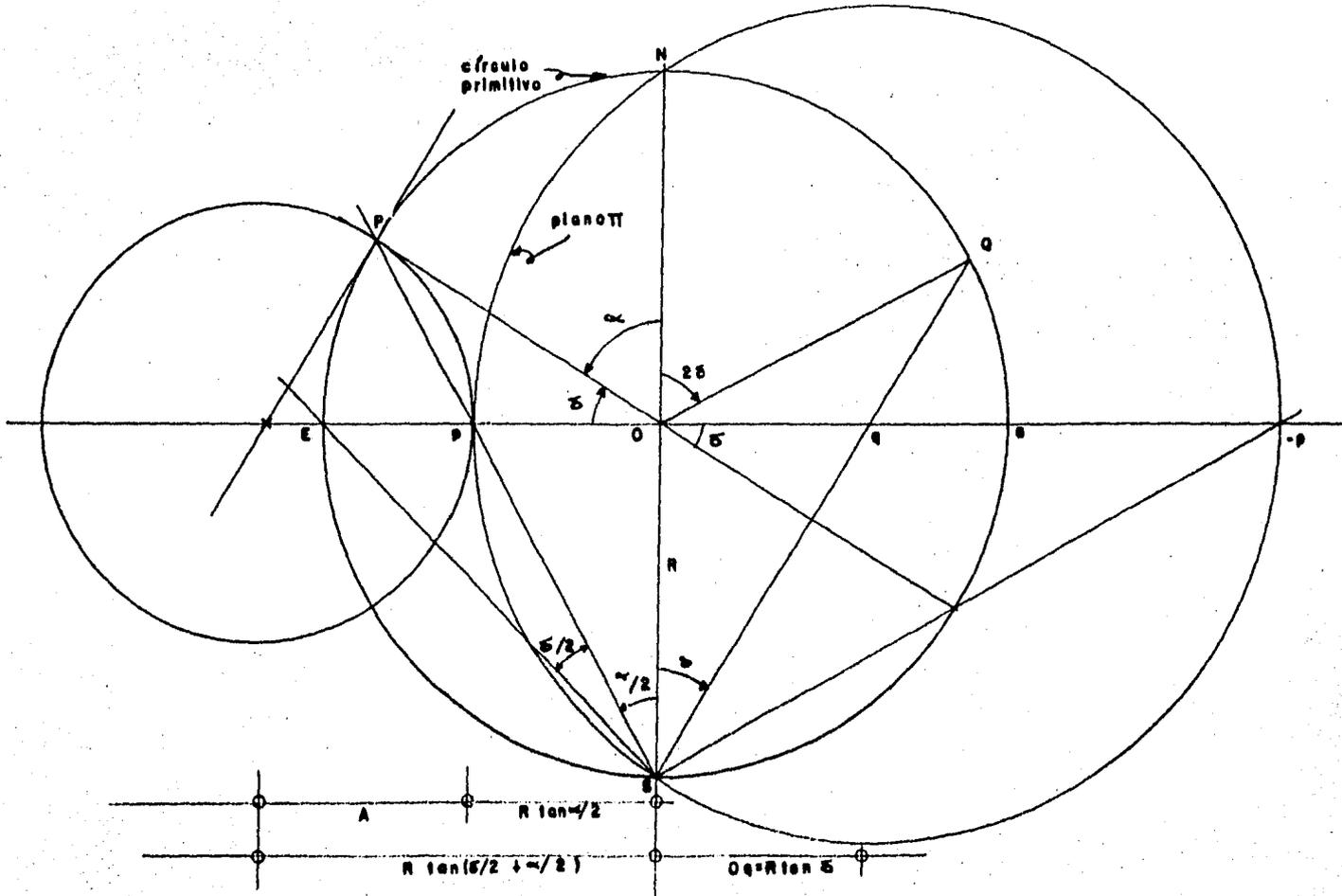


FIGURA 36. Círculo primitivo,
plano horizontal equatorial.



ción vertical de la referencia, figura 37, la línea horizontal tangente a dicha sección en el punto N, es paralela al círculo primitivo, a este plano se transporta la proyección de P, el punto p_1 .

La proyección de igual área de la línea OP, se obtiene trazando el arco de círculo con centro en N y hasta el punto P, definiéndose así el punto p_1 , sobre el plano horizontal previamente trazado; de igual manera se determina la proyección del punto E, marcada en el plano horizontal como e_1 . Los radios de los arcos resultan ser:

Radio NE, es igual a $\sqrt{2}$ R

Radio NP, es igual a $2 R \operatorname{sen} \alpha / 2$

Puesto que el radio del círculo primitivo de la red este reográfica de áreas iguales, tiene que ser el mismo radio que el de la red de ángulos iguales, es necesario dividir las dimensiones obtenidas entre $\sqrt{2}$, con lo cual el radio NP resulta ahora ser igual a $\sqrt{2}$ R $\operatorname{sen} \alpha / 2$.

Conocida la distancia NP, es posible determinar un punto del círculo máximo que representa un plano con rumbo N-S y un echado dado ($90-\alpha$) en la red estereográfica; este punto cae sobre el diámetro W-E del plano horizontal ecuatorial, a la distancia encontrada NP medida a partir del centro O.

Para dibujar el círculo máximo completo, es preciso hacer varias secciones verticales paralelas a la sección presentada en la figura 37, del círculo primitivo para un plano re-

presentado por un círculo máximo con rumbo N - S y un buzamiento dado y así obtener la distancia NP en cada sección, encontrando un punto del círculo por cada sección, cada punto encontrado se dibujará sobre el círculo primitivo de la red de ángulos iguales. Es importante señalar que la magnitud de la distancia NP siempre está dada por la expresión $\sqrt{2} R \sin \alpha / 2$ y por tanto solo depende del radio de la sección vertical construida. De esta forma es posible construir los círculos máximos de la red estereográfica de Lambert, bastando únicamente con dar valores al ángulo α (α es el ángulo complementario del buzamiento de un plano) entre 0° y 90° y en intervalos de 2° .

Para dibujar los círculos menores que completarán la red estereográfica de ángulos iguales, se necesita de secciones verticales del círculo primitivo que aparece en la figura 36, el cual contendrá un círculo menor dado, las secciones verticales serán semejantes a la sección mostrada en la figura 37 y éstas deberán cortar el círculo menor construido en el círculo ecuatorial. Una vez elaboradas estas secciones, se procederá a establecer la relación entre la representación del círculo menor en las redes estereográficas de ángulos iguales y la de áreas iguales (Figura 37) y con la relación determinada para cada sección dibujar el círculo menor dado. Este procedimiento habrá de repetirse para cada uno de los círculos menores que aparece en la red de Wulff, con lo cual se tendrá la red de Lambert o red de Schmidt deseada.

III.C.- Uso de la Red Estereográfica.

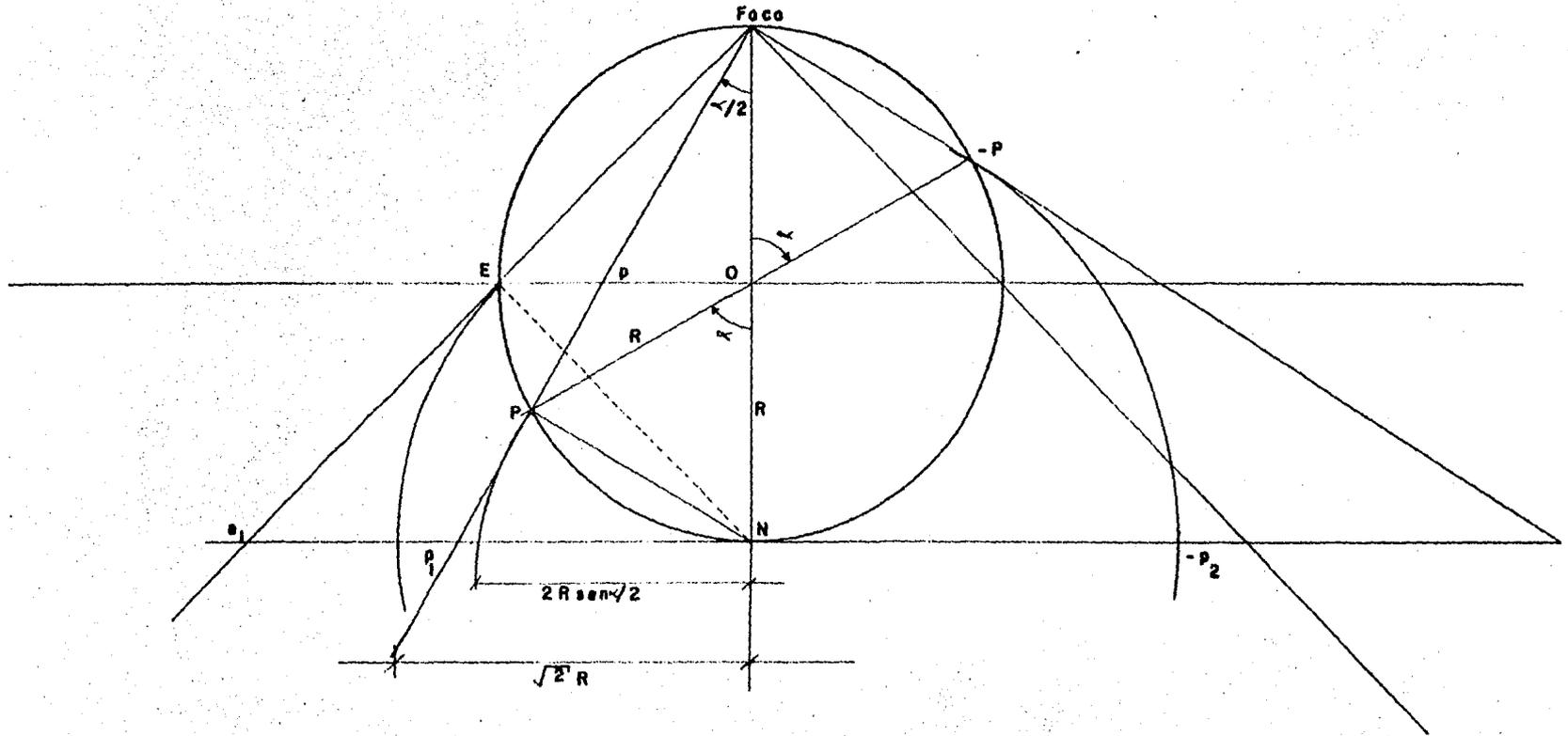
III.C.1.- Representación estereográfica de un plano y -- del polo del mismo. Para un plano buzando a 60° , con direc- - ción del buzamiento de 150° , el círculo máximo que representa su traza en la esfera de referencia y el polo de este pla- no se construyen de la siguiente forma:

Paso 1.- En la red estereográfica de la figura 38, se so brepone un papel transparente y se coloca un alfiler en el -- centro de la red para permitir girar el papel, en este se tra za la circunferencia exterior de la red y se marca el Norte, - figura 38.a. La dirección del echado (150°) se mide en el sen tido de las manecillas del reloj, a partir del Norte, y se -- marca este punto en el papel transparente (A), figura 38.a.

Paso 2.- Ahora se gira el papel alrededor del alfiler -- hasta que la marca (A) correspondiente a la dirección del -- echado se encuentra en el eje W - E. Figura 38.b. Los 60° del echado, se miden desde el círculo exterior hacia el interior, punto A' en la figura 38.b, y se traza el círculo máximo que -- corresponde al plano del ejemplo, que también se muestra en -- la figura 38.b.

La dirección del polo, es el complemento del ángulo de -- buzamiento (en el ejemplo, $90^\circ - 60^\circ = 30^\circ$), se encuentra mi- diendo 60° desde el centro de la malla en dirección opuesta -- al círculo máximo, o midiendo 30° desde el círculo exterior -- opuesto al círculo máximo, figura 38.b. Dicho polo siempre --

FIGURA 37. Sección vertical de la referencia esférica.



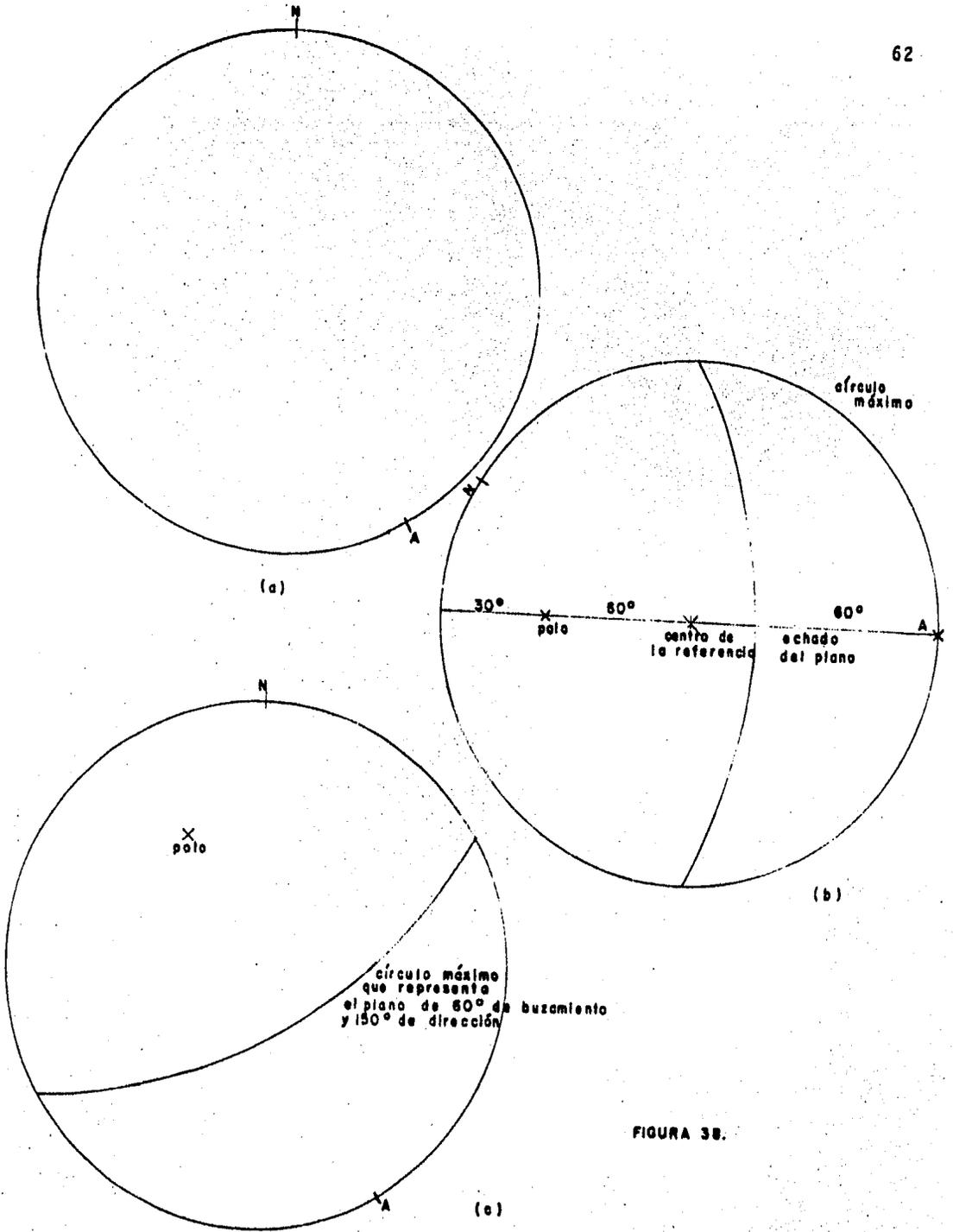
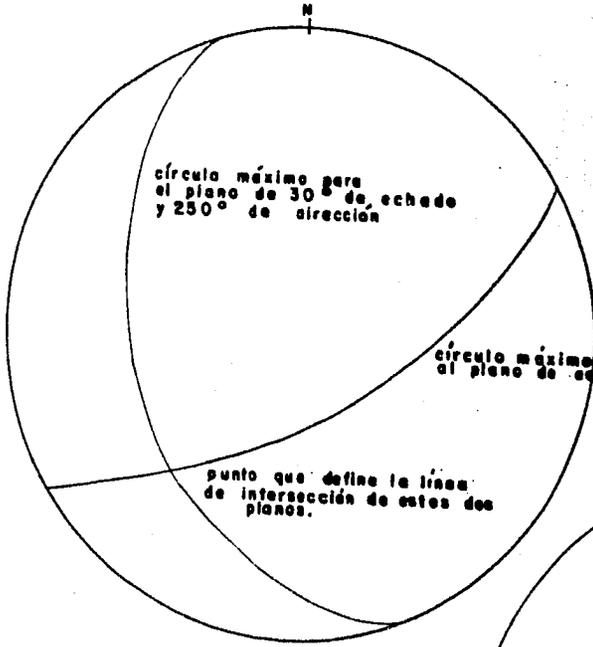
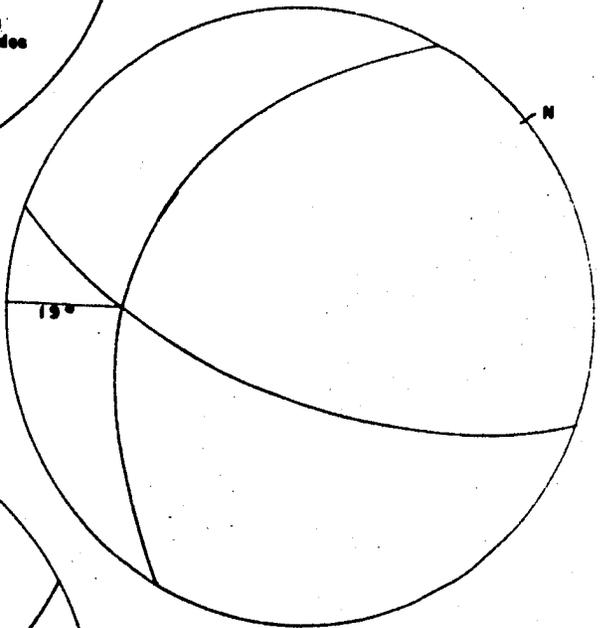


FIGURA 38.



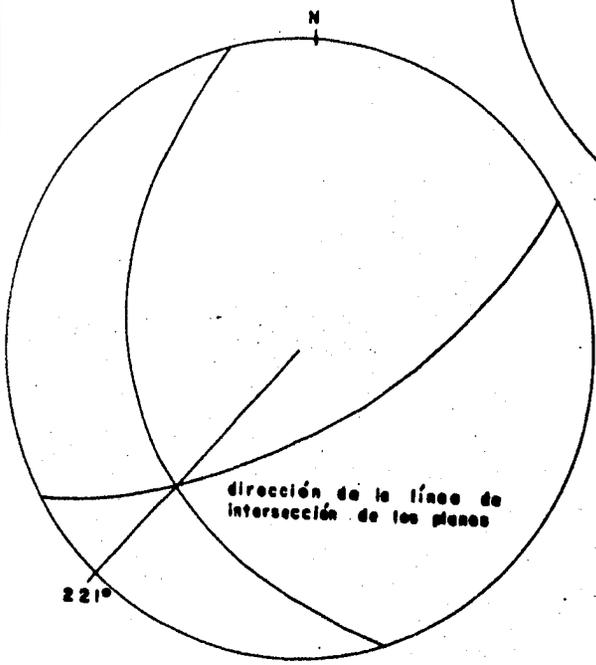
(a)



(b)

echado de la línea de intersección

15°



(c)

dirección de la línea de intersección de los planos

221°

FIGURA 30

queda alojado en el eje W - E, al estar girado el papel.

Paso 3.- El trazo se gira de regreso a su posición original (la marca del Norte coincide con el Norte de la red). - La figura del círculo máximo que representa el plano y su polo, está ilustrada en la figura 38.c.

III.C.2.- Determinación de la Línea de Intersección de dos Planos.

Dos planos con echados de 60° y 30° , y direcciones del echado de 150° y 250° respectivamente, se intersectan; ¿cuáles es el echado y la dirección del echado de la línea de intersección definida por ambos planos ?. Solución:

Paso 1.- El plano de 60° de buzamiento y 150° de dirección del echado ha sido ya descrito, el círculo máximo del segundo plano se obtiene de igual manera; se marcan 250° (dirección del echado), desde el Norte de la red en dirección de las manecillas del reloj, enseguida se gira el papel, hasta que la marca coincida con el eje W-E de la malla, y se miden los 30° de echado, desde el círculo exterior hacia el centro de la red y se dibuja su círculo máximo, figura 39.a.

Paso 2.- El papel se gira en cualquier sentido, hasta que la intersección de los círculos máximos se encuentra sobre el eje W-E del estereograma, el echado de la línea es de 27° , midiéndolo en la forma en que se indica en la figura 39.b.

Paso 3.- El papel es girado nuevamente hasta que la marca del Norte en él, coincida con la del estereograma. La dirección de la línea de intersección es de 221° , medida según se muestra en la figura 39.c.

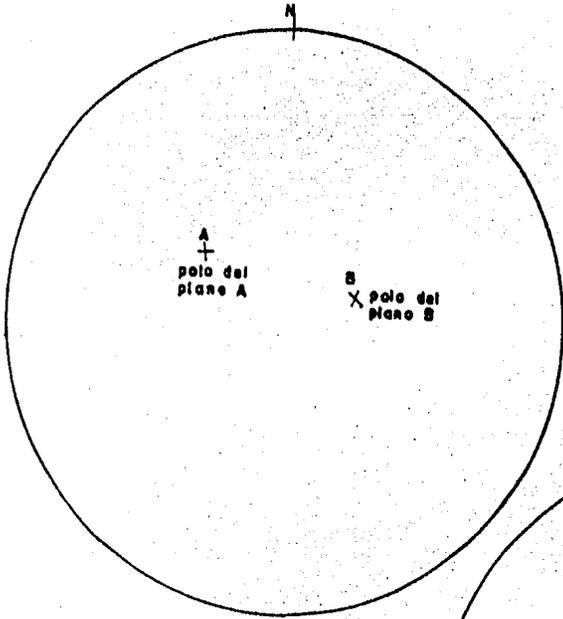
Existe un método alternativo para determinar la línea de intersección de dos planos. Para ilustrarlo se tiene el siguiente ejemplo:

Dos planos buzando 40° y 30° , con direcciones 130° y 250° respectivamente, están definidos por sus polos A y B, como se muestra en la figura 40.a. La línea de intersección de ambos planos se encuentra como sigue:

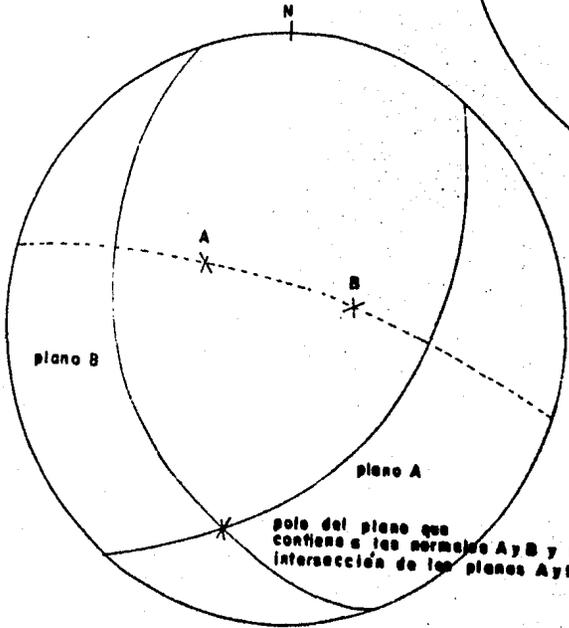
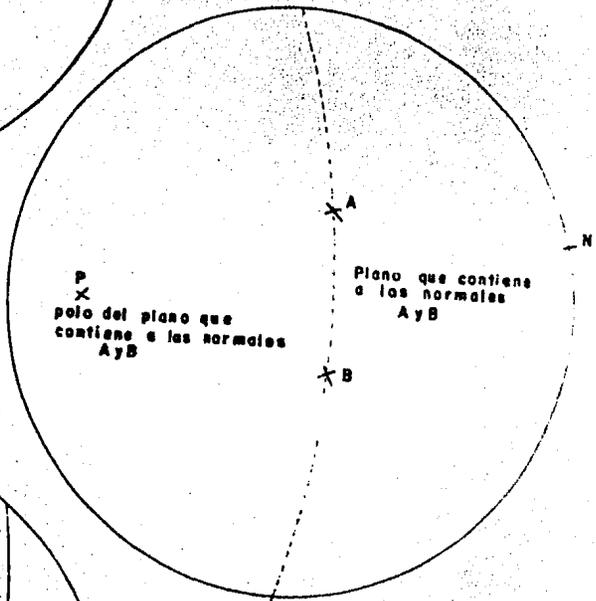
Paso 1.- Ambos polos se hacen coincidir en el mismo círculo. Este círculo máximo define el plano que contiene a los dos normales A y B, figura 40.b.

Paso 2.- Se localiza el polo del plano encontrado por la figura 40.b y se encuentra el echado, midiéndolo sobre el eje W - E del estereograma, en la forma ya descrita. El polo p define la normal al plano que contiene A y B y por consiguiente, la normal es común a los planos que representan los polos A y B; de hecho es la línea de intersección de ellos, figura 40.c.

La demostración anterior, muestra que el polo del plano que contiene los polos de otros dos planos, define la línea de intersección de estos planos.



(b)



(c)

FIGURA 40.

III.C.3.- Determinación del Angulo entre dos Líneas que se cruzan.

Dos líneas en el espacio (líneas de intersección o normales a los planos) que se cruzan, tienen echados de 54° y 40° , con direcciones de 240° y 140° respectivamente, ¿ cuál es el ángulo que se forma entre ellas ? . Los pasos a seguir son:

Paso 1.- El punto A y B en la figura 41.a, definen dos líneas y están trazadas en el estereograma con el procedimiento señalado en la figura 38.

Paso 2.- El papel se gira hasta que los dos puntos se encuentren en el mismo círculo máximo de la red, el ángulo entre las líneas es determinado al contar las divisiones entre los puntos A y B, a lo largo del círculo máximo, este ángulo es de 64° (figura 41.b). Las líneas A y B definen un plano; el círculo máximo que contiene a A y B define ese plano que tiene un echado de 60° y una dirección del echado de 200° respectivamente.

III.C.4.- Tratamiento Estadístico de un Número de Discontinuidades.

Las observaciones de echado y dirección de las discontinuidades medidas en campo, se presentan mejor con los polos de los planos que con los círculos máximos que los representan. Cuando el número de observaciones excede de 10, el uso de círculos máximos puede hacerse muy complicado, en cambio cuando --

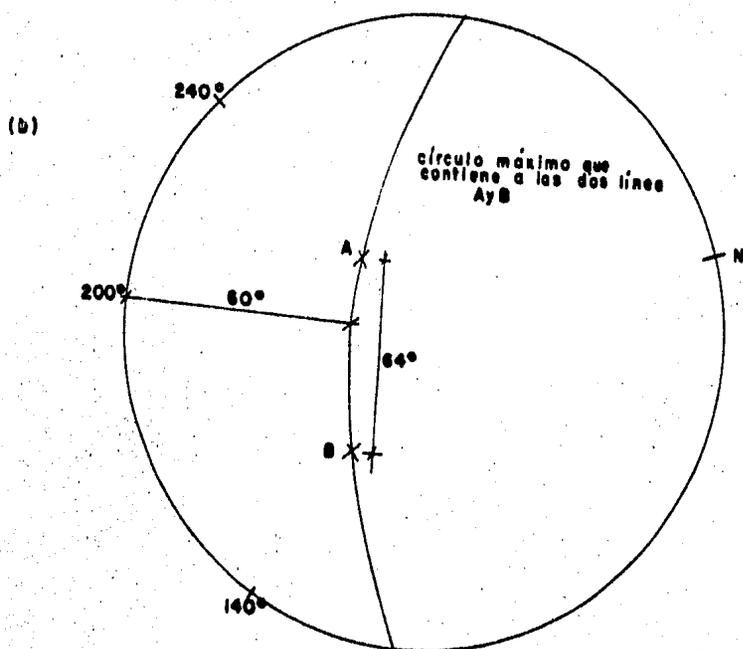
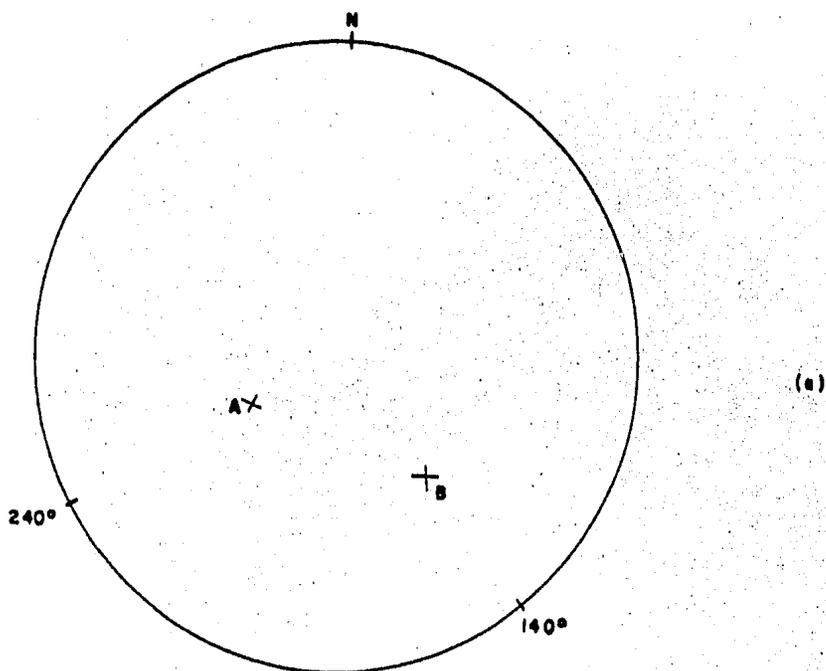


FIGURA 41.

la información se muestra con los polos, se tiene una representación polar como la que aparece en la figura 42, y solo requiere una interpretación adicional.

La densidad de puntos en una región señala la preferencia de las discontinuidades, lo que indicará concentraciones de polos en ciertas áreas específicas del estereograma. Para identificar la orientación preferencial del sistema de discontinuidades estructurales de un esquema polar, como el mostrado en la figura 42, se han desarrollado diversas técnicas de conteo.

A continuación se describirá una de estas técnicas, la cual requiere de una herramienta básica llamada contador, la cual está formada por papel transparente, con las características mostradas en la figura 43. El contador debe fabricarlo el que utilizará la red, sus dimensiones aparecen en la figura 43 y son función del diámetro D del estereograma utilizado. La ranura del centro puede hacerse con una cuchilla cortadora y deberá tener un milímetro de ancho.

El contador con el cual se enumeran los polos, se coloca sobre una malla, dibujada con líneas perpendiculares espaciadas a una veintéava parte del diámetro de la red estereográfica. Se coloca el centro de uno de los hoyos circulares del contador, coincidiendo con un punto de intersección (i) en la malla de cuadros, la cual se sitúa sobre el estereograma. Se cuenta el número de polos que caen dentro del círculo de la herramienta y se anota en el mismo punto de intersección -

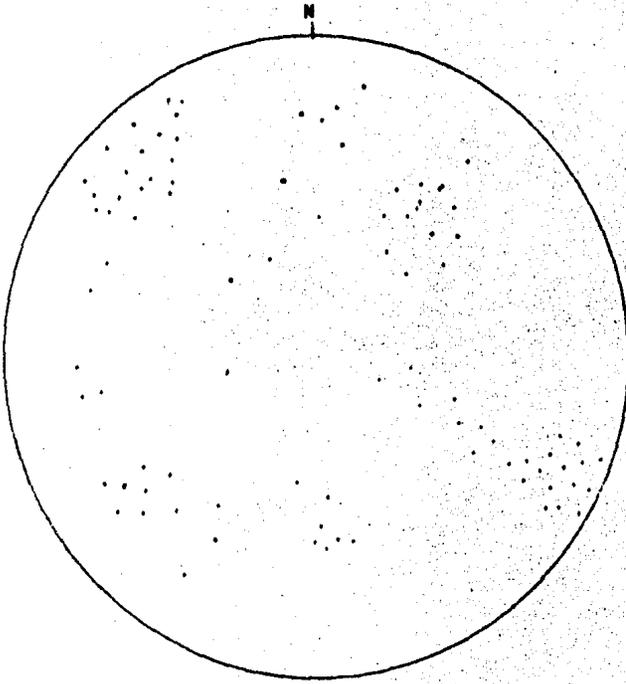


FIGURA 42. Representa polar de
en conjunto de discontinuidades

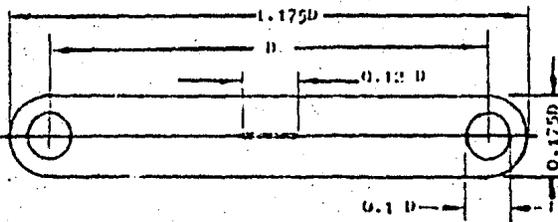


FIGURA 43. Dimensiones del
contenedor en función del diámetro
D de la red estereográfica

(1). El círculo del contador se mueve a nuevos puntos de intersección y se anota el conteo en el punto respectivo.

En el caso en que los polos estén cerca de la periferia del estereograma, se deberá colocar el centro de la ranura intermedia del contador en el alfiler usado para trabajar con el estereograma, y el número de polos que se encuentre dentro de los dos círculos del contador, se anotará en ambos puntos de intersección. Figura 44.

Completado el conteo y anotado en cada punto de intersección, se unen los puntos de igual valor. El valor de la isolfnea se determina con el número de polos en cualesquiera de -- los puntos de intersección unidos, dividido entre el número -- total de polos del estereograma.

En el ejemplo de la figura 45, el número total de polos es de 134 y la línea que une puntos de intersección de 8 polos representa la isolfnea con valor del 6%. Similarmente 16 polos corresponden al 12% y 4 polos al 3%. El intervalo entre los contornos se muestra normalmente sombreado, como aparece en la figura 45, lo cual ayuda a una rápida identificación de la concentración de polos.

Como se indicó en la página 55, existe un variante del estereograma utilizado (red de Wulff), el llamado de equi-áreas o proyección de áreas iguales (red de Lambert o Schmidt), el uso de una u otra red no altera los resultados que se obtengan, siendo válido para ambas, todo lo enunciado en cuanto al manejo de la red de Wulff. En las figuras 46 y 47 -

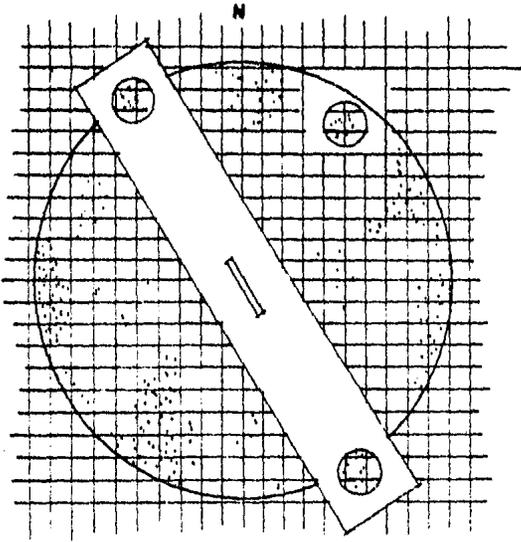


FIGURA 44. Conteo por áreas de los polos del estereograma

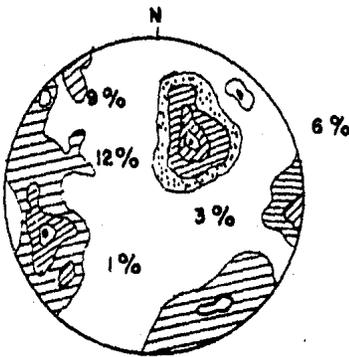


FIGURA 45. Diagrama polar procesado.

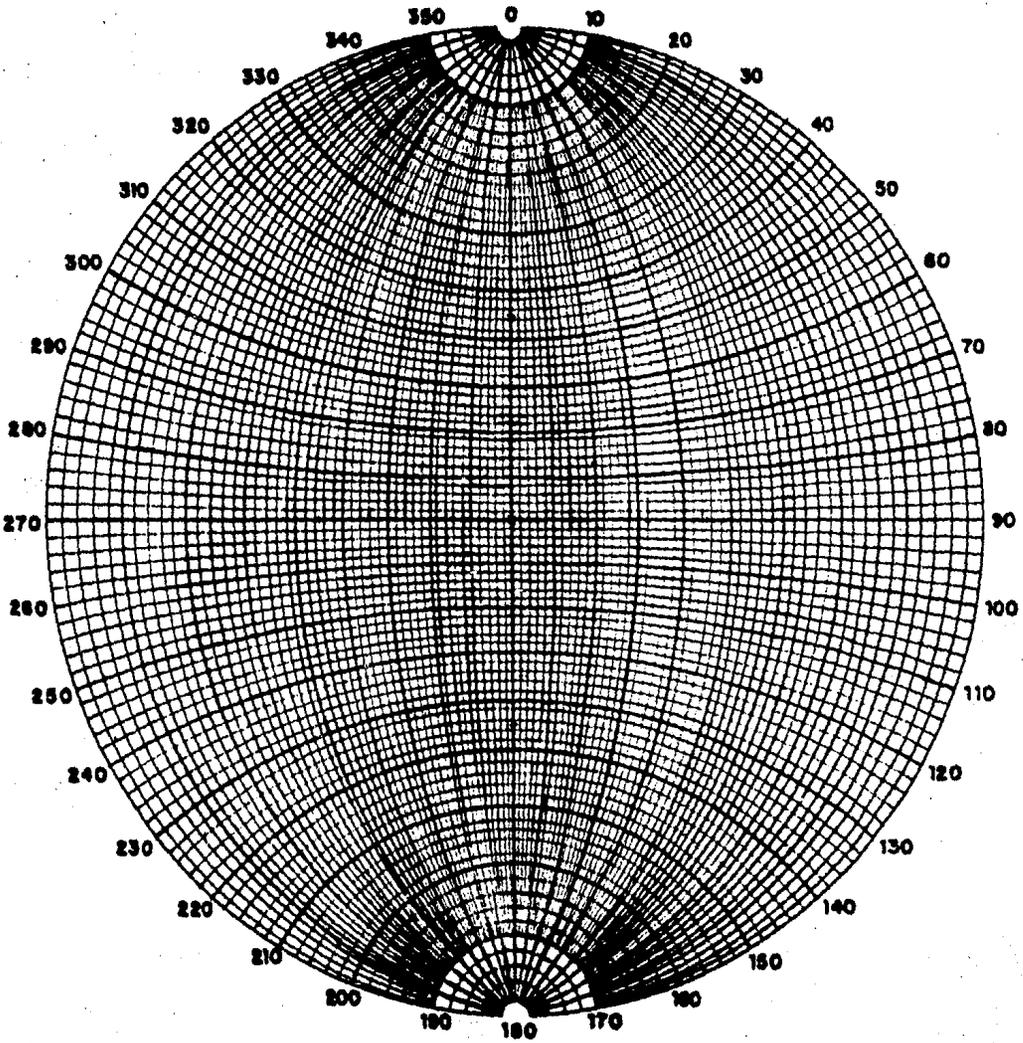


FIGURA 46. Red de Wulff (red de ángulos iguales).

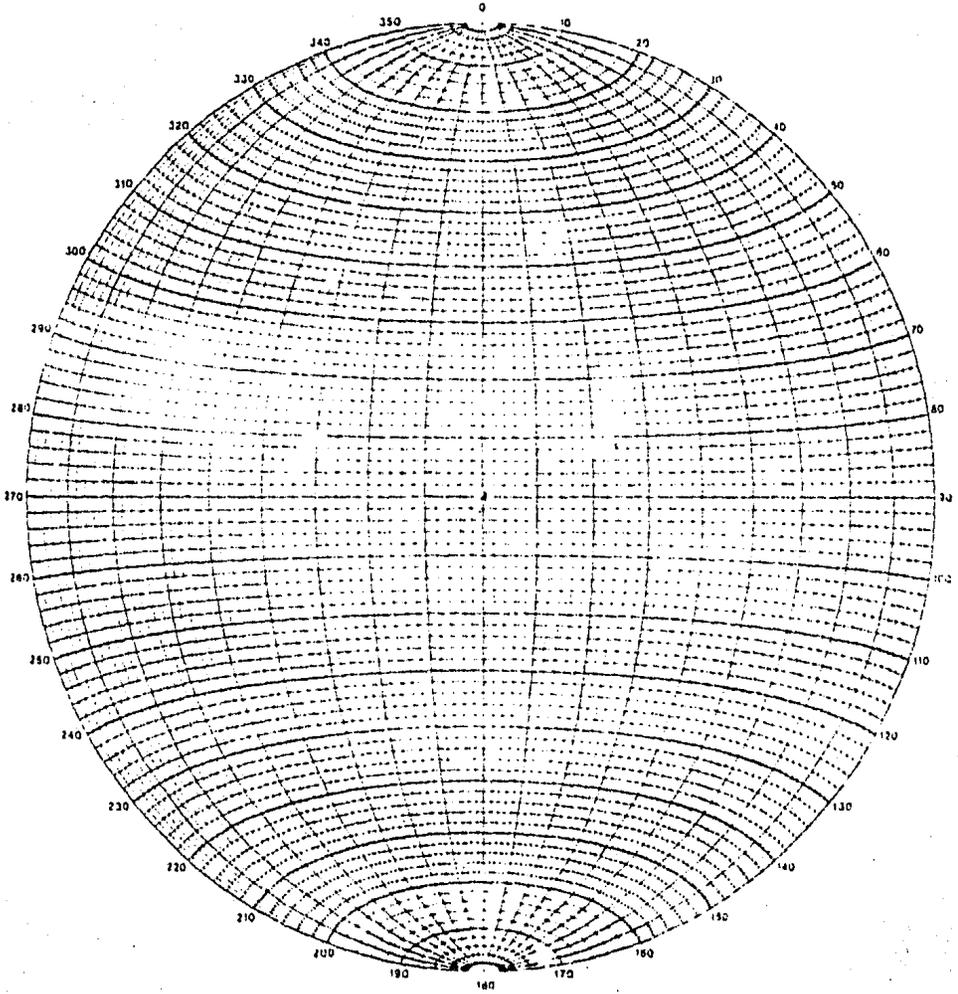


FIGURA 47. Red de Lambert o Schmidt
(red de áreas iguales)

aparecen estas redes.

III.D.- Valuación Cualitativa de la Inestabilidad de Taludes en Macizos Rocosos.

Los deslizamientos de bloques de roca en los taludes, es tán asociados con las estructuras geológicas existentes en el sitio, y es importante que en la etapa de análisis se asocie el deslizamiento esperado con las estructuras geológicas exis tentes, lo que permitirá posteriormente, tener idea cualitati va, de la estabilidad del macizo rocoso en función de las estructuras geológicas.

A continuación se estudian varios estereogramas, en los que se incluyen los datos estructurales que provocan un tipo de mecanismo de falla, en la figura 48 se muestran cuatro tipos de deslizamiento, asociados cada uno de ellos con el este reograma de las condiciones geológicas necesarias para gene-- rar el deslizamiento del talud. Los estereogramas han sido -- simplificados para hacerlos típicos, puesto que en los maci-- zos rocosos reales existen diversas combinaciones de disconti nuidades geológicas, lo que aumenta el número posible de meca nismos de falla.

En la figura 48.a, no se define ninguna concentración de polos, es decir, no existe ninguna familia de discontinuidades definida; en este caso el deslizamiento del talud se cono ce con el nombre de falla circular. En las figuras 48.b, e y d, hay concentraciones de polos, indicados por las isolfneas,

marcando definitivamente varias familias de discontinuidades -- (con la dispersión que indican las diferencias de conjuntos-separados por las isolfneas). La figura 48.b, señala que la concentración de polos corresponde a planos de discontinuidades paralelas o casi paralelas al plano del talud ya formado, y que tienen un buzamiento menor que él; obligando a que el deslizamiento pueda ocurrir en un plano.

El estereograma de la figura 48.c sugiere, por analogía con el 48.b, que el deslizamiento se hará formándose una cuña de roca, dado que las concentraciones se presentan en dos familias de discontinuidades que se intersectan (como se muestra en la figura 48.c), por tanto el deslizamiento podrá ocurrir sobre un solo plano o sobre la línea de intersección de ambos.

En la última figura 48.d al igual que en la 48.b la concentración de polos señala la posibilidad de deslizamiento a través de varios planos paralelos (se tiene una sola concentración), pero dada la posición de los planos con respecto a la cara del talud, se puede presentar una falla por volteo.

La figura 48, sólo muestra discontinuidades geológicas que originan un tipo de falla, sin cuantificar las condiciones necesarias para que se produzca. Un ejemplo de análisis cuantitativo simple se presenta en la figura 49.

Si se tiene una cuña de roca definida por dos discontinuidades que se intersectan como en el caso de la figura 48.c,

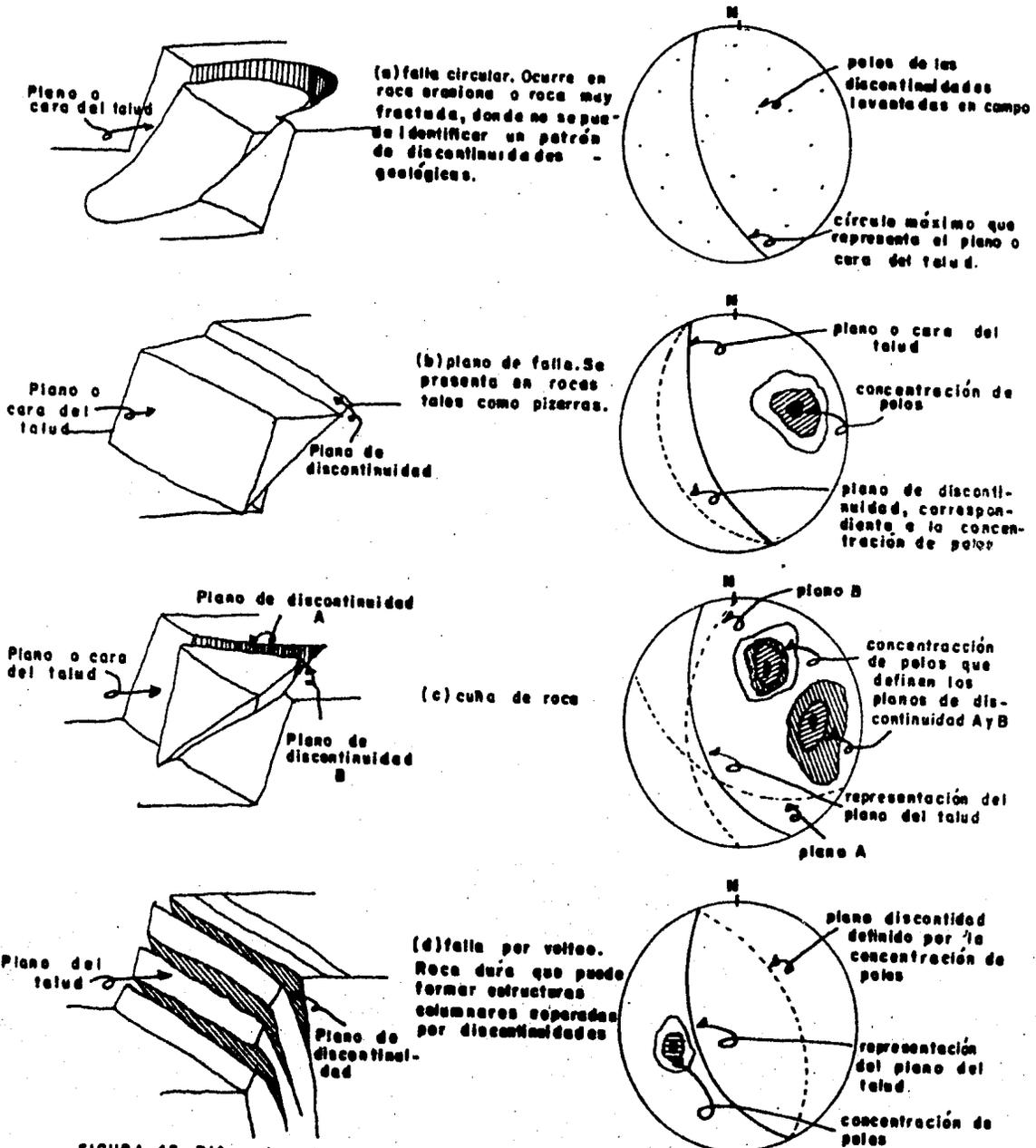


FIGURA 48. Diferentes tipos de falla de talud, asociados con las características geológicas que los producen.

el deslizamiento ocurrirá sobre la línea de intersección de ambas discontinuidades, es decir el bloque se mantendrá en contacto con ambas discontinuidades cuando el buzamiento de la línea de intersección (γ), como en la figura 49.a sea menor que el buzamiento de la cara del talud (α), en la misma figura y medido en la dirección de la línea de intersección. El factor de seguridad de la cuña de roca depende del buzamiento de la línea de intersección (γ), de la resistencia al esfuerzo cortante de la superficie donde ocurre el deslizamiento y de la geometría de la cuña. El análisis de estabilidad detallado y la obtención del mencionado factor de seguridad se verá en el siguiente capítulo.

El deslizamiento ocurre sólo en un plano (como en la figura 48.b), si la resistencia al corte generada en él, se debe únicamente a la fricción producida sobre el plano de falla. El deslizamiento se realiza cuando el buzamiento del plano (γ) excede al ángulo de fricción (ϕ): $\gamma > \phi$.

La figura 49.b muestra que el talud es potencialmente inestable, cuando el punto que define la intersección de las discontinuidades I, cae dentro del área incluida entre el círculo máximo que define la cara del talud y el círculo definido por una serie infinita de planos (un cono), todos buzando con el ángulo de fricción (ϕ).

Conforme a la figura 49.b, puede pensarse que por el efecto de acuñaamiento entre los dos planos que forman las dis

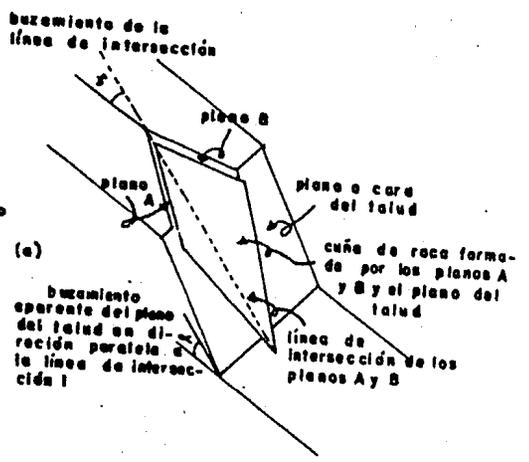
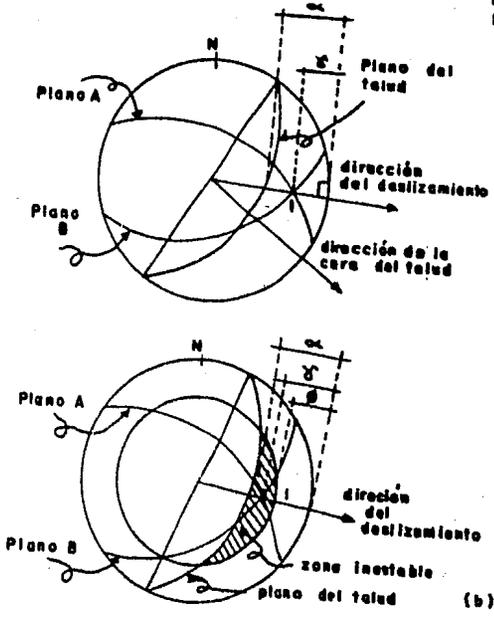
continuidades, se podría reducir el área determinada como inestable, pero también en contraposición debería ser incrementada si existiesen fuerzas como por ejemplo, la que provoca la presión de agua entre las discontinuidades. La experiencia sugiere que estos dos factores tiendan a cancelarse mutuamente dentro de los problemas de análisis comunes; y que el criterio mostrado en la figura 49.b, es adecuado para la mayoría de los problemas prácticos*. Es importante señalar, que este criterio es usado para identificar las discontinuidades críticas; pero se necesita un análisis más detallado de las cuñas a fin de definir el factor de seguridad.

En la figura 49.c, se tienen dos planos de discontinuidades geológicas representadas por sus polos, y la línea de intersección de estos planos cae dentro de la zona inestable, teniendo un talud potencialmente inestable.

En la figura 49.d, se presenta una evaluación de la inestabilidad de un talud alojado en un macizo rocoso que posee 4 familias de discontinuidades geológicas, encontrando que el deslizamiento se puede presentar por la línea de intersección de los planos A y B, dado que el punto I que representa esta línea de intersección cae en la zona de inestabilidad.

El estudio de factibilidad de proyectos con excavaciones en roca (como por ejemplo una mina a cielo abierto), requiere determinar la inclinación de los taludes que se construirán a fin de que sean estables, cuando menos el tiempo de operación de la mina. Los datos requeridos para este estudio, se

* Referencia 7



(a) Existe posibilidad de deslizamiento a lo largo de la línea de intersección entre los planos A y B, cuando se cumple: $\alpha > \beta$

(b) El deslizamiento ocurre cuando se cumple: $\alpha > \beta > \delta$

(c) Talud inestable

(d) Análisis preliminar de estabilidad de un talud construido en un macizo rocoso surcado por cuatro familias de discontinuidades geológicas

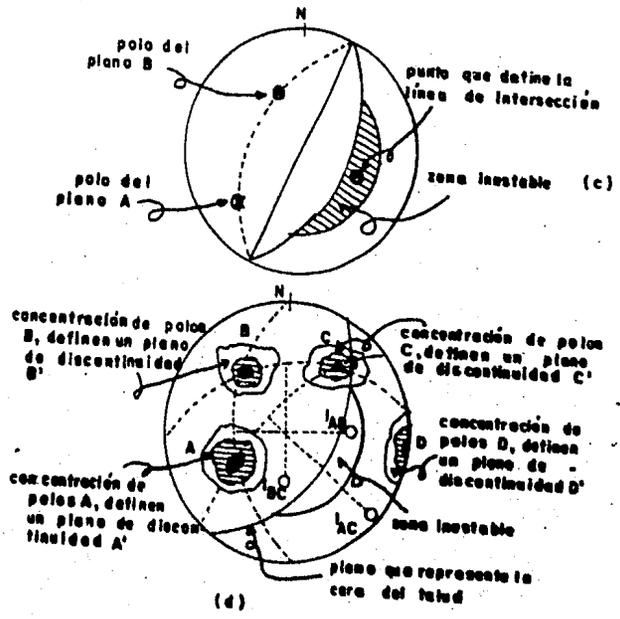


FIGURA 49

obtienen de las muestras extraídas durante las perforaciones realizadas para hacer los estudios de evaluación del mineral por explotar y del mapeo en la superficie expuesta de los diversos afloramientos o lo que se puede realizar de la inspección de fotografías aéreas.

Los datos obtenidos sirven para estimar la magnitud de los problemas que ocasionará la estabilidad de los taludes. La estimación se puede realizar como muestra la figura 50.

En esta figura 50 se ha señalado el contorno del tajo. Los estereogramas, en la periferia corresponden a lugares donde existen discontinuidades geológicas. El número de estereogramas corresponde con el de las zonas levantadas y depende de las características geológicas encontradas a lo largo del contorno de la mina, por ejemplo: Cambios de litología, cambio en el patrón de fracturamiento, zonas de falla, etc.

Los estereogramas de la figura 50 corresponden al estudio preliminar que considera que el tajo de explotación utilizará taludes a 45° . En la zona Sureste los estereogramas muestran taludes inestables con mecanismos de falla por volteo.

Las estructuras al Suroeste no son críticas, aunque será necesario comprobar el talud con las discontinuidades locales, que se obtendrán al profundizar el estudio o al iniciar la construcción. La zona crítica está al Oeste, donde la pizarra buza hacia el tajo, con un ángulo muy semejante al del talud (falla sobre un solo plano). Para determinar el factor de

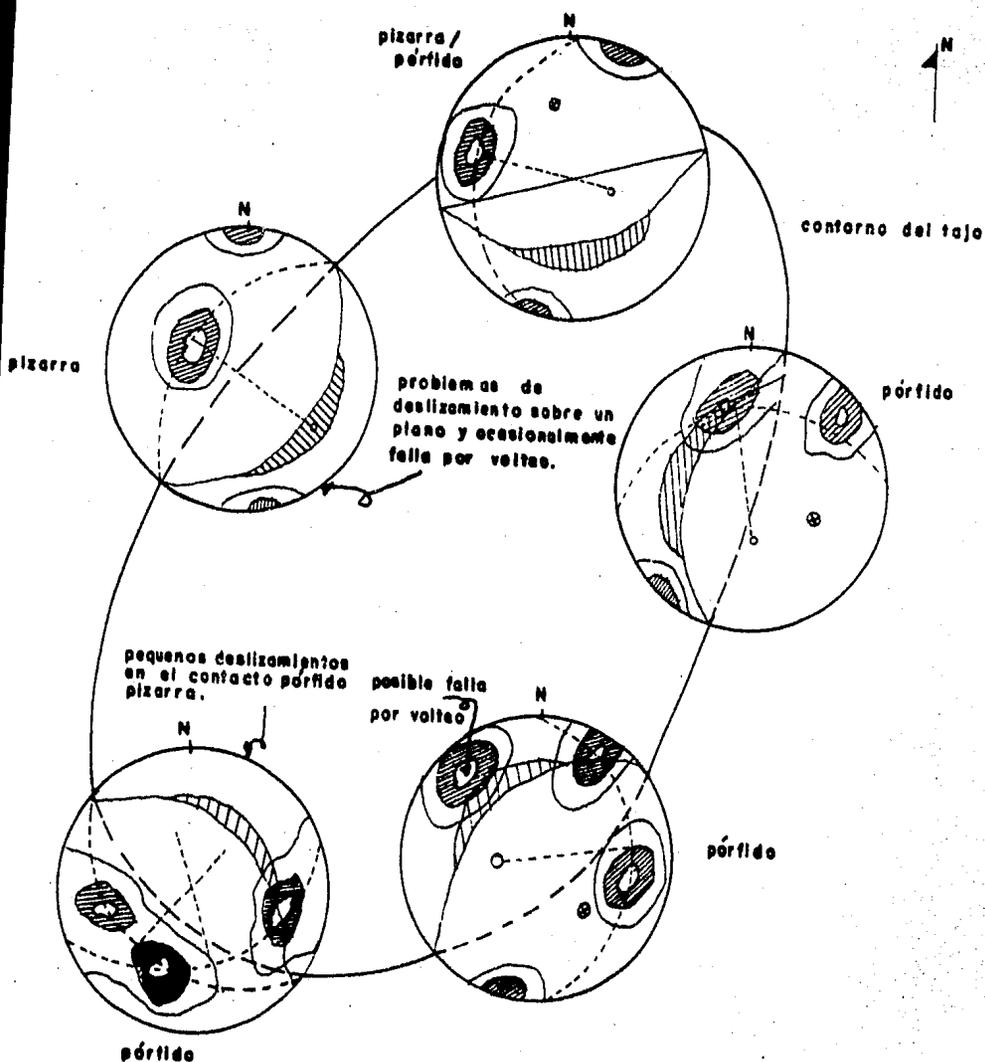


FIGURA 50. Presentación de los datos geológicos y análisis preliminar de la estabilidad de los taludes.

seguridad del talud en cada caso, es necesario establecer un análisis más detallado, que como ya se mencionó se verá en el Capítulo IV.

III.F.- Solución de Sistemas de Fuerzas.

El estereograma puede ser utilizado para resolver sistemas de fuerza colineales y para presentar de una forma clara la manera de utilizarlo, se recurre al siguiente ejemplo: Se postulan tres fuerzas colineales, con los siguientes datos.

Fuerza	Echado (grados)	Dirección (grados)	Magnitud (unid)
A	54°	240°	3
B	40°	140°	4
C	50°	80°	5

Este sistema de fuerzas tridimensional, es resuelto por medio del estereograma. La solución se encuentra separando el sistema en dos estados bidimensionales, en los cuales A y B se suman y se tiene la resultante R_{AB} , obtenida R_{AB} se suma con C y se obtiene R_{ABC} , la fuerza resultante del sistema. A continuación se da la secuela de pasos a seguir para encontrar esta resultante, ilustrando cada uno de ellos en las figuras 51 y 52.

Paso 1.- Con el estereograma se localizan los vectores que representan las fuerzas A y B, lo que fija su representación en el espacio, figura 51.a, enseguida se busca el círculo máximo que contenga a los puntos A y B, y se mide el ángulo entre ambas fuerzas, que resulta ser igual a 64°. La magni

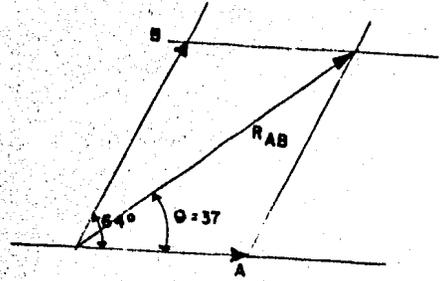
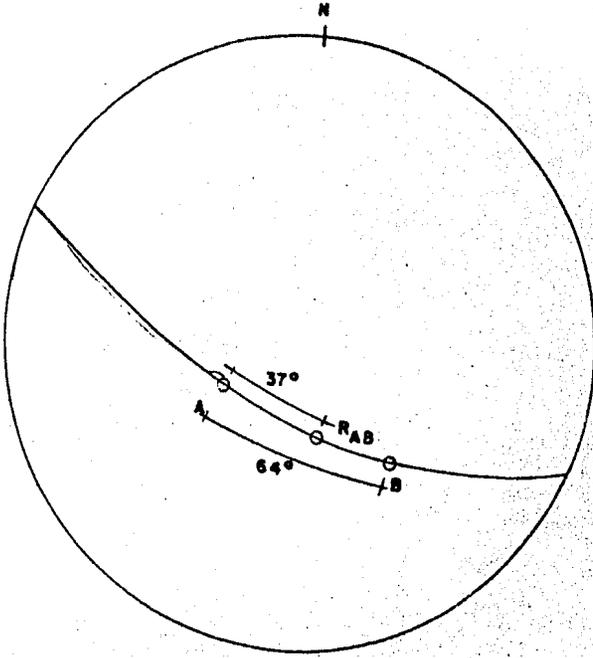
tud de la resultante R_{AB} se encuentra utilizando el método -- del paralelogramo, puesto que ambas fuerzas se encuentran sobre el mismo plano y se conoce el ángulo que forman. Se obtiene la magnitud y dirección de la resultante $R_{AB} = 6$ unidades, y el ángulo con respecto a la fuerza A, es $\Theta = 37^\circ$. Se marca en la figura 51.a la fuerza R_{AB} ; su posición queda definida al medir sobre el círculo máximo que une los puntos A y B, 37° a partir del Punto A.

Paso 2.- Se localiza la fuerza C en el estereograma, figura 51.b y se gira el trazo hasta encontrar el círculo máximo que aloja las fuerzas R_{AB} y C. El ángulo medido entre R_{AB} y C, resulta ser de 51° . Con este ángulo se construye el paralelogramo de fuerzas que definirá la magnitud de la resultante $R_{ABC} = 10$ unidades y forma un ángulo con la fuerza R_{AB} de 23° . Figura 51.b.

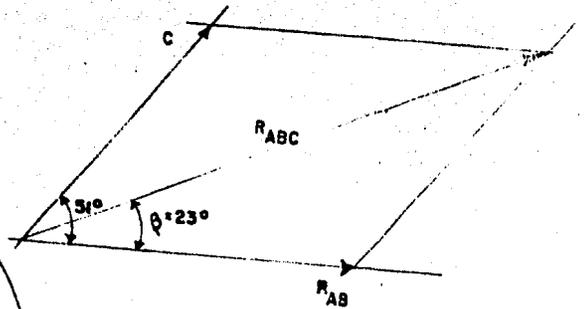
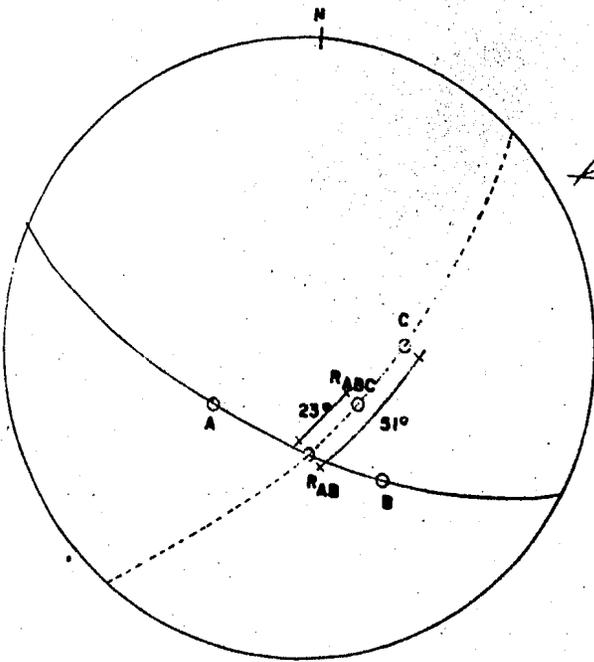
Paso 3.- Se localiza R_{ABC} en el estereograma, figura -- 51.b.

Paso 4.- Para encontrar el echado y la dirección de la fuerza resultante R_{ABC} , se gira el trazo hasta que la línea -- que une el centro del estereograma con el punto R_{ABC} , coincida con el eje W - E, y sobre ella se mide el buzamiento de la fuerza, que resultó de 63° . Figura 52.

La dirección se encuentra al girar el trazo hasta que la marca del Norte, hecha sobre el trazo coincida con el Norte -- de la red. Los datos de la fuerza resultante R_{ABC} , obtenidos del uso del estereograma son:



(a)



(b)

FIGURA 31.

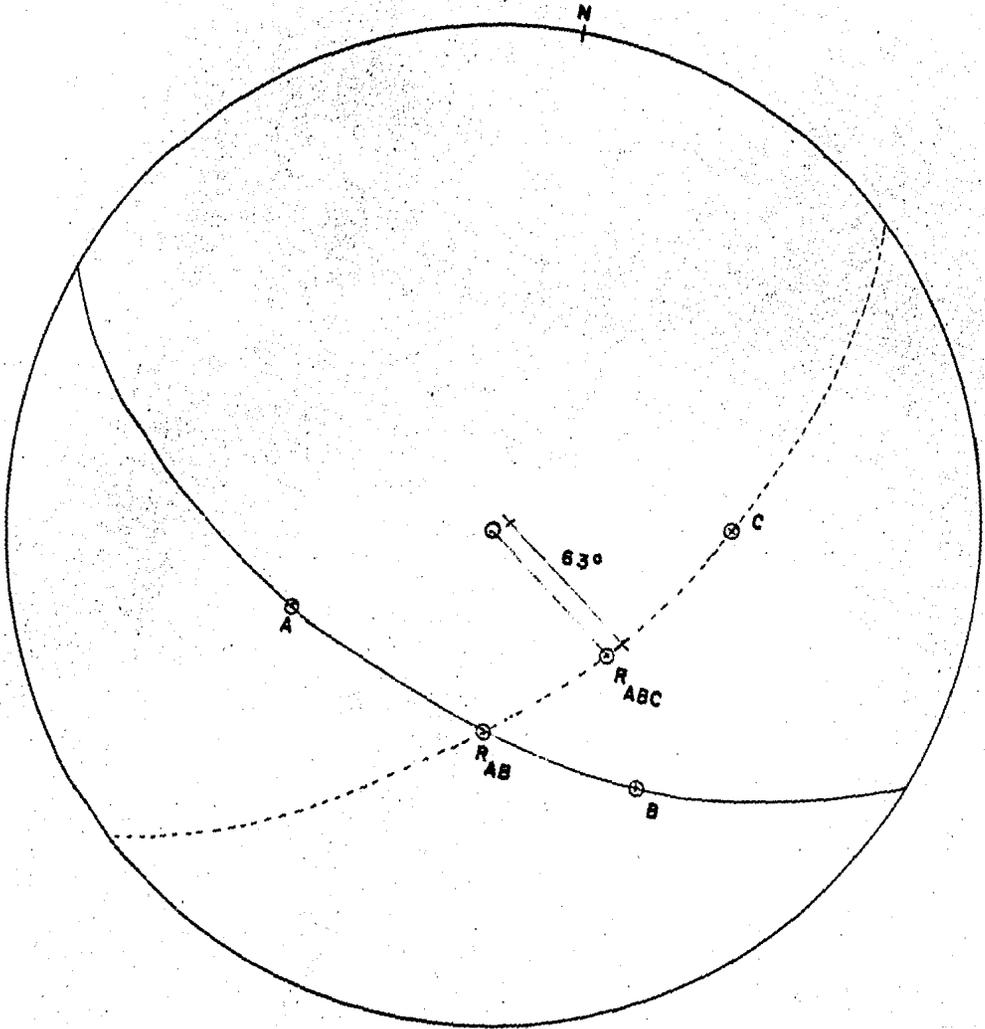


FIGURA 52

Fuerza	Echado	Dirección	Magnitud
R_{ABC}	63°	127°	10 Unidades.

III.G.- Concepto del Cono de Fricción.

Quando se tiene un bloque de peso W , descansando sobre un plano inclinado un ángulo α respecto de la horizontal se genera una fuerza $S = W \sin \alpha$ que trata de provocar el deslizamiento del bloque hacia abajo, y una fuerza N actuando sobre el plano de contacto, cuya magnitud queda determinada por la relación $N = W \cos \alpha$.

Si se considera que la ley de resistencia al corte de la superficie de contacto entre el bloque y el plano es puramente friccionante; entonces la fuerza de resistencia R_f que tratará de impedir el deslizamiento, queda definida como:

$$R_f = N \tan \phi = W \cos \alpha \tan \phi$$

ϕ es el ángulo de fricción de la superficie.

El deslizamiento ocurrirá cuando:

$S > R_f$ o $W \sin \alpha > W \cos \alpha \tan \phi$, lo que conduce a que el movimiento se presente cuando $\alpha > \phi$.

La fuerza resistente R_f actúa uniformemente en la superficie de contacto, y si se considera que la resistencia al corte de la superficie es la misma en todas direcciones del plano, se puede pensar en un cono de fricción alrededor de la fuerza normal N , como el que se muestra en la figura 53. El cono tiene una base circular de radio R_f , y una altura N , como se aprecia de la figura. La condición para deslizamiento -

$\alpha > \phi$ es satisfecha si el vector peso W , cae fuera del cono de fricción.

La representación estereográfica de la condición de deslizamiento utilizando el concepto de cono de fricción, es - - ilustrada en la figura 54, en la cual la proyección de la base circular del cono se trazó para un ángulo de fricción - - $\phi = 30^\circ$, con centro en la fuerza normal al plano N . En el - - ejemplo mostrado en la figura 54, el plano tiene un echado de 40° con una dirección del echado de 90° . El vector peso W queda definido por el centro del estereograma; el cual cae fuera del cono de fricción y el bloque desliza.

El método de construcción del cono de fricción se ilustra en las figuras 55 y 56; para ello se utilizó un plano diferente al de la figura 54, con un echado de 70° , dirección - del echado de 90° , y un ángulo de fricción de $\phi = 30^\circ$.

En la figura 55.a, se marcó el círculo máximo y el polo correspondiente al plano citado (N), también se señala, a cada lado del polo, el ángulo $\phi = 30^\circ$, medido sobre el círculo máximo sobre el que se localizó el polo N . El trazo se gira - hasta que el polo N cae en otro círculo máximo y se vuelve a señalar el ángulo ϕ a cada lado del polo; el procedimiento se repite hasta que se tienen suficientes puntos para dibujar el cono de fricción, que finalmente tiene una traza circular.

En el diagrama 56.a la posición del polo (N) es tal, - que hacia el Norte del círculo máximo sobre el cual cae N , no es posible medir el ángulo $\phi = 30^\circ$, dado que el punto queda -

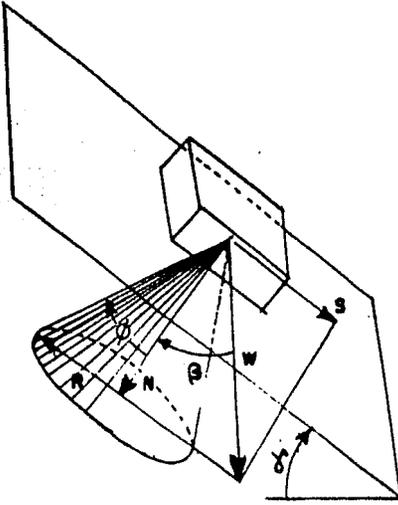


FIGURA 53. Bloque deslizando por su propio peso, sobre un plano inclinado. El deslizamiento ocurre cuando $\gamma > \phi$, o sea que el vector peso W cae fuera del cono de fricción, como ocurre en este caso

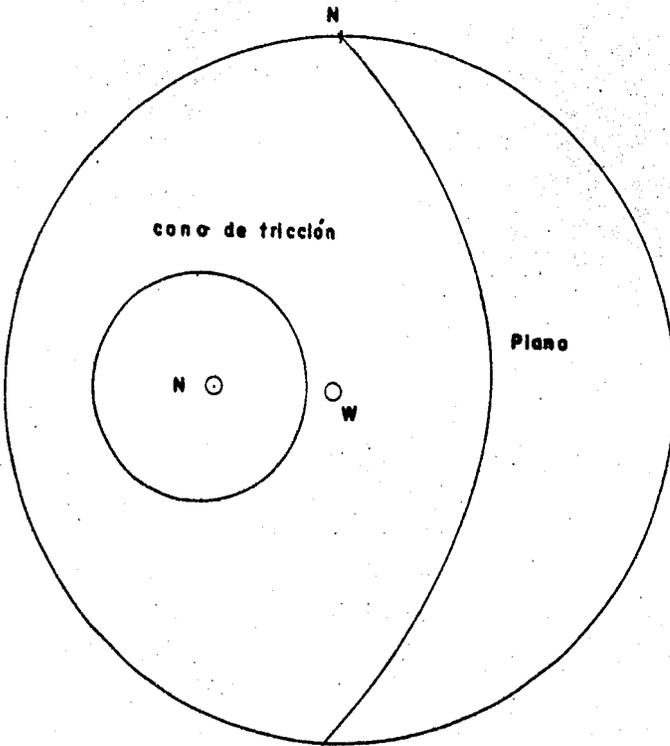
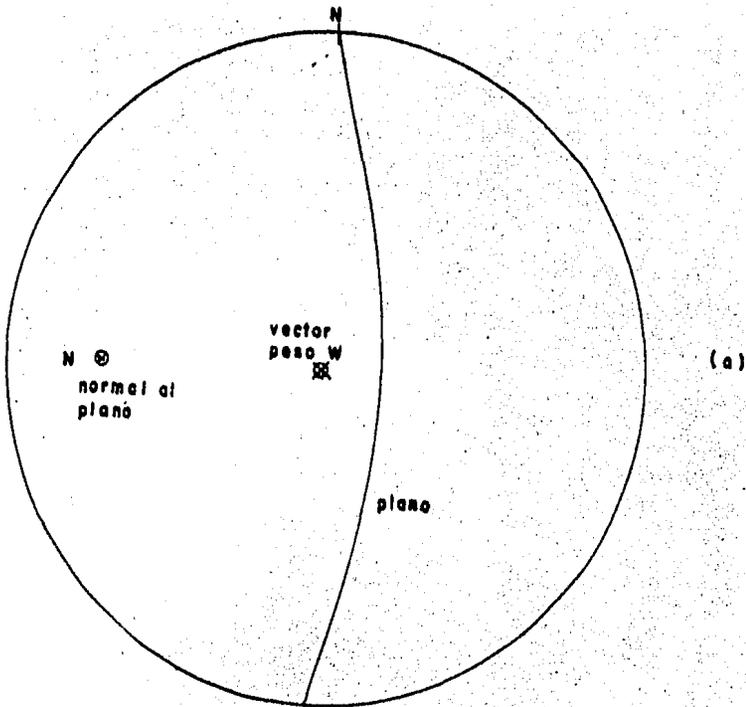


FIGURA 54. Representación estereográfica del cono de fricción



(b)

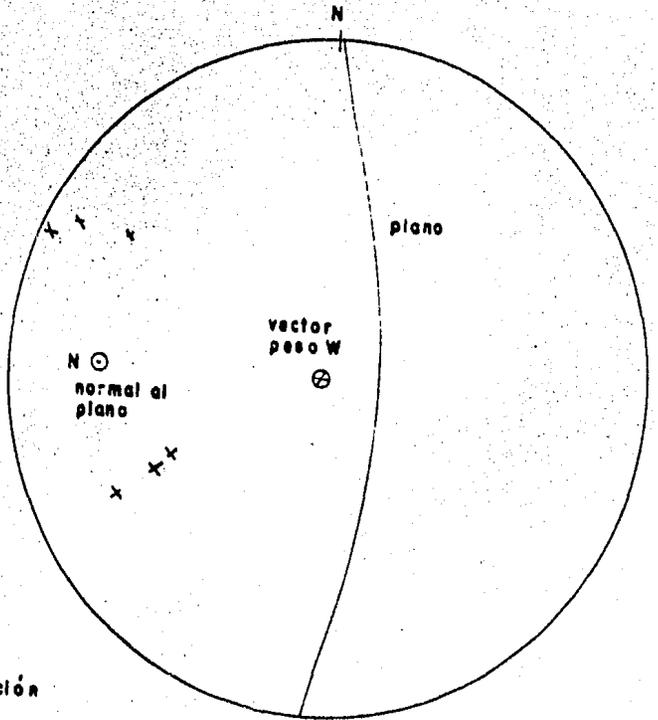


FIGURA 88. Trozo del cono de fricción

fuera de la frontera del estereograma y por ello la medida del ángulo $\phi = 30^\circ$, se continúa a partir del Sur, puesto que en este caso es el punto opuesto al Norte. En la figura 56.b, se presenta la proyección completa del cono de fricción.

Al utilizar el criterio del cono de fricción en el análisis de estabilidad, es necesario incluir además del ángulo de fricción, la cohesión que se desarrolla en el plano de deslizamiento como se supone en la ley de resistencia de Coulomb.

La fuerza de resistencia al deslizamiento que genera la cohesión en la superficie donde se desarrolla el movimiento, es $R_c = c A$, donde c es la resistencia por cohesión en la superficie de contacto y A es el área de contacto entre el bloque y el plano. La fuerza R_c se supone que actúa uniformemente en el plano de deslizamiento, por que se asume que la cohesión es uniforme en toda la superficie, con esta hipótesis R_c puede ser sumada a la fuerza de resistencia R_f , ver figura 57. En esta forma el cono de fricción ahora tiene un radio en la base igual a $R_f + R_c$, con la misma altura vertical N , lo que genera una fricción aparente ϕ_a ; el ángulo de fricción aparente puede obtenerse de:

$$\text{Tang } \phi_a = \frac{R_f + R_c}{N} = \text{tang } \phi + \frac{c A}{W \cos \alpha}$$

Con el valor del ángulo de fricción aparente ϕ_a , se hace el trazo del cono de fricción en el estereograma, con el procedimiento indicado en la figura 56.

En la figura 57, donde se ilustra el cono de fricción --

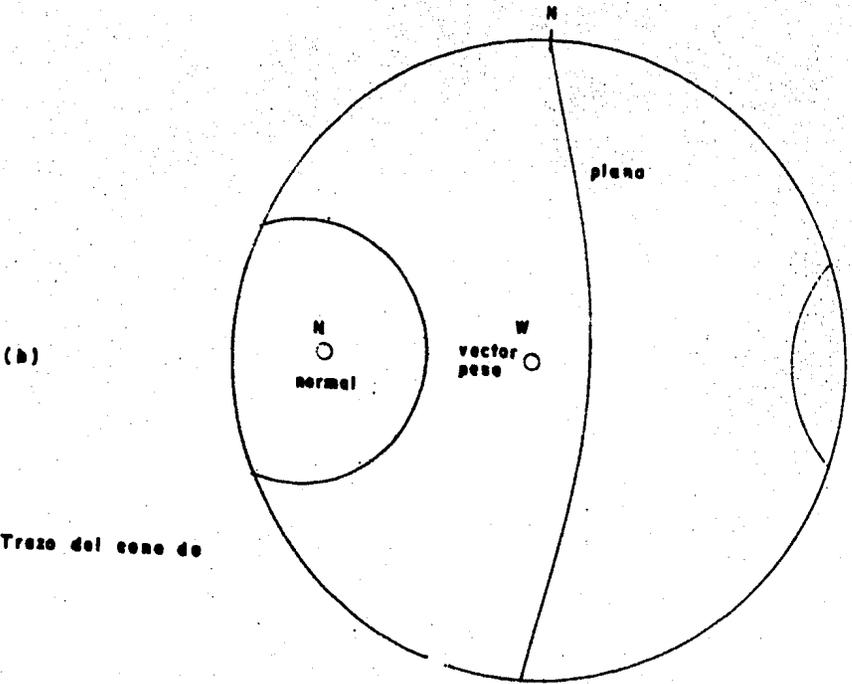
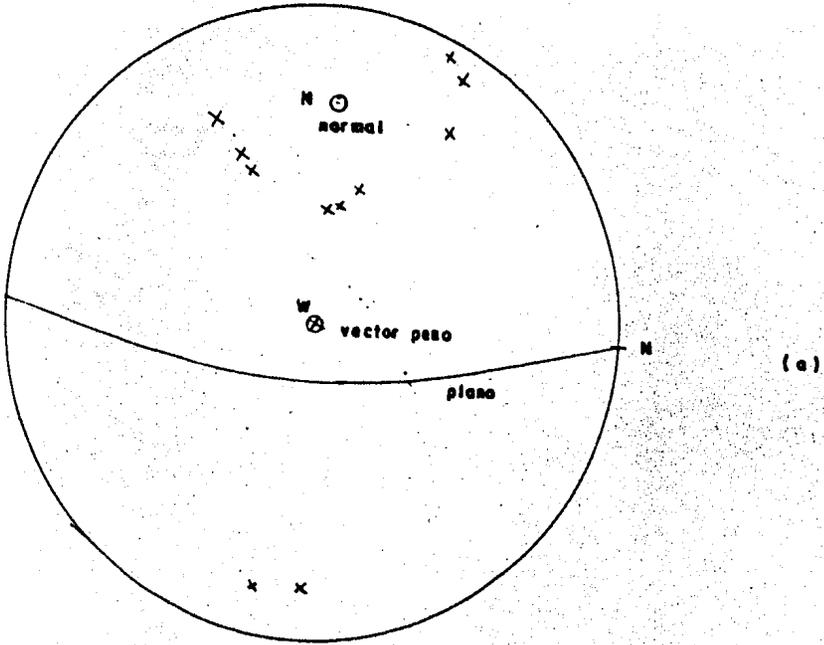


FIGURA 36. Trazo del cono de fricción

considerando la cohesión y el ángulo de fricción de la superficie de contacto, puede observarse que el vector peso W cae dentro del cono de fricción y por ello el talud es estable.

El ángulo de fricción aparente ϕ_a es función del área de contacto A y del peso del bloque W , y ambas cantidades son -- función de las dimensiones físicas del bloque, por consiguiente ϕ_a solo es válido para un talud en particular, con dimensiones específicas.

En la figura 58, al bloque de peso W que descansa sobre un plano inclinado con un ángulo α , se le ha añadido una -- fuerza externa T (la fuerza T puede deberse a presión de -- agua, al sismo, a sistemas de anclaje, etc.); que al combinarla con el peso del bloque W determina el vector peso efectivo W_e . La magnitud, dirección y echado del vector W_e , se encuentran por medio del estereograma siguiendo el método de suma de fuerzas descrito ya en este capítulo.

La inclinación y dirección del vector peso equivalente -- determinarán su posición dentro del estereograma y su posición relativa respecto al cono de fricción conociéndose de esta manera si el bloque es o no estable.

Conocida la posición del peso equivalente dentro del estereograma, se determina el factor de seguridad. En la misma figura 58, el factor de seguridad al deslizamiento resulta -- ser:

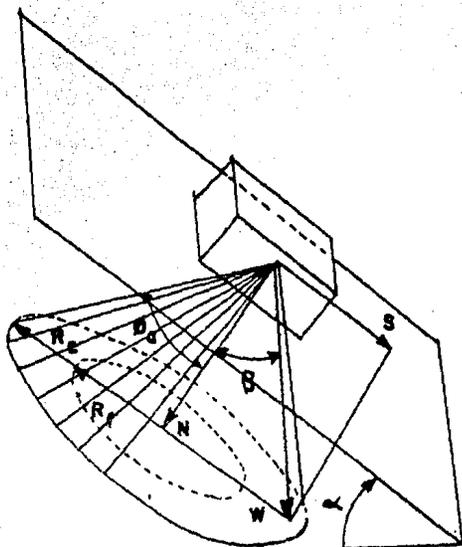


FIGURA 57. Cono de fricción considerando la cohesión y el ángulo de fricción.

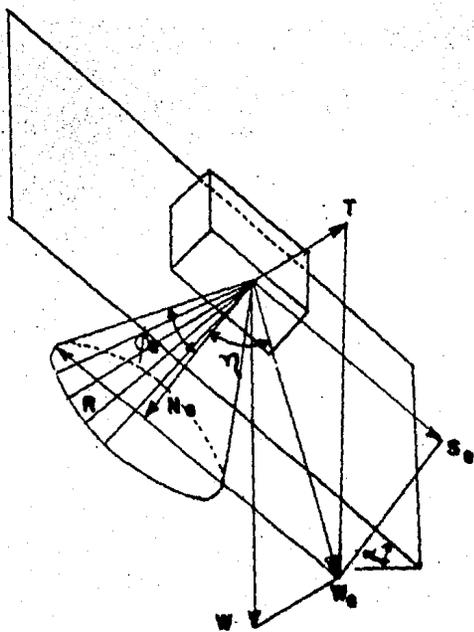


FIGURA 58. Influencia de una carga externa T, sobre la estabilidad del bloque.

$$F.S. = \frac{\text{Fuerzas Resistentes}}{\text{Fuerzas activantes}} = \frac{W_e \cos \eta \tan \phi_u}{W_e \sin \eta} = \frac{\tan \phi_u}{\tan \eta}$$

Si la fuerza resistente por cohesión R_c , es considerada como una fuerza de aplicación externa; por lo que la fuerza total resultante del sistema W_e , es la suma de las fuerzas de peso propio del bloque W , más la fuerza exterior T , más la fuerza de resistencia por cohesión R_c , el factor de seguridad resulta ser simplemente:

$$F.S. = \frac{\tan \phi}{\tan \eta}$$

Explicado el concepto de cono de fricción para un solo plano, se mostrará como se construye el cono de fricción cuando se tienen dos planos A y B, que se intersectan en una línea I en el interior de un talud cualquiera, con estas condiciones se define así una cuña de roca que descansa en ambos planos. Si la cuña desliza manteniendo siempre el contacto con ellos, el deslizamiento se lleva a cabo a lo largo de la línea de intersección (I) entre los planos A y B. Figura 59.

Antes de explicar el concepto de cono de fricción para dos planos, es importante aclarar el significado del ángulo de fricción aparente ϕ_i en un plano paralelo a la línea de intersección y perpendicular a la resultante (N_t en la figura 59) de la suma vectorial de los componentes normales a los planos A y B. Para ello considérese el esquema mostrado en la figura 59, en el cual se presenta la fuerza resultante R_t que actúa en una cuña de roca definida por dos planos A y B, así como los componentes de esta fuerza resultante, R_A y R_B en ca

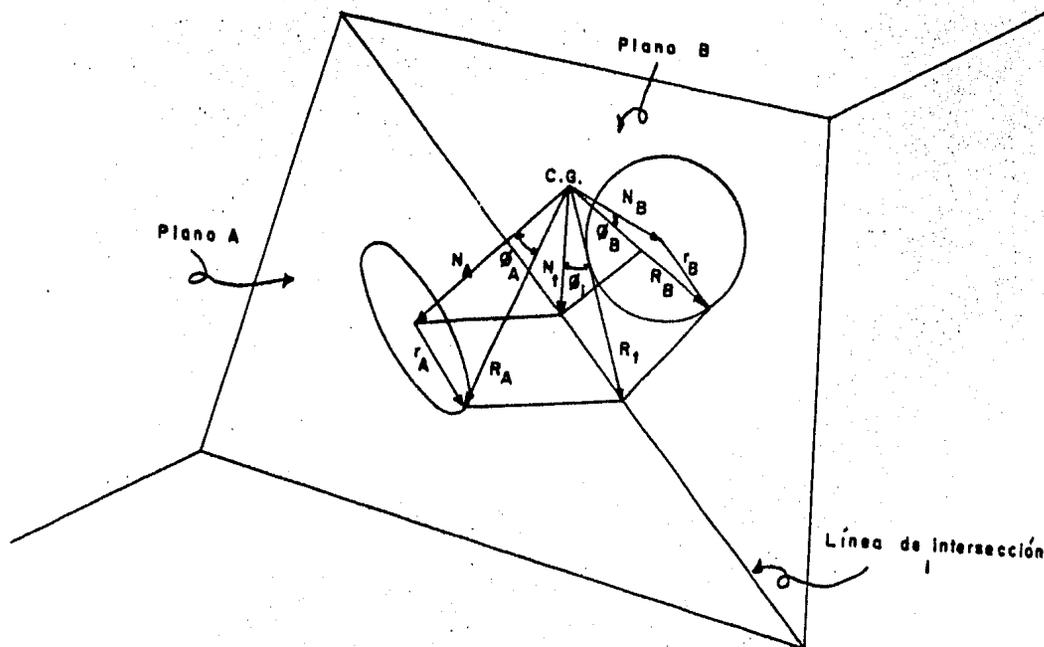


FIGURA 59. Concepto del cono de fricción en dos planos A y B que se interseccionan en una línea l

da plano respectivamente (En este análisis la única sollicitación a que está sometida la cuña de roca, es su propio peso, - además se suponen condiciones de equilibrio límite, F.S. = 1). La fuerza que actúa sobre el plano A es R_A , su componente normal al plano A está representada por la fuerza N_A , y la componente tangencial está definida por la fuerza T_A , que actúa paralela a la línea de intersección de los planos A y B; análogamente la fuerza que actúa en el plano B, R_B se descompone en una fuerza normal al plano B (N_B) y una fuerza tangencial - paralela a la dirección de la línea de intersección T_B . Si -- ahora se valúa la magnitud y dirección de la fuerza normal a la línea de intersección N_t , que resulta de sumar los componentes normales a cada plano N_A y N_B ; el ángulo entre la normal N_t y la fuerza resultante R_t , define el ángulo de fricción -- aparente θ_1 de un plano paralelo a la línea de intersección. -
Figura 59.

Una vez explicado el concepto de ángulo de fricción aparente (θ_1) en un plano paralelo a la línea de intersección - de dos planos A y B que conforman una cuña de roca, se procederá a ilustrar el concepto del cono de fricción para dos planos que se intersectan mediante el siguiente ejemplo, en el - que se detallan cada uno de los pasos a seguir.

Los dos planos tienen las siguientes características:

Nombre	Echado	Dirección del echado	Propiedades
A	60°	100°	$\phi = 15^\circ$ $c = 0.0 \text{ ton / m}^2$
B	54°	225°	$\phi = 20^\circ$ $c = 0.0 \text{ ton / m}^2$

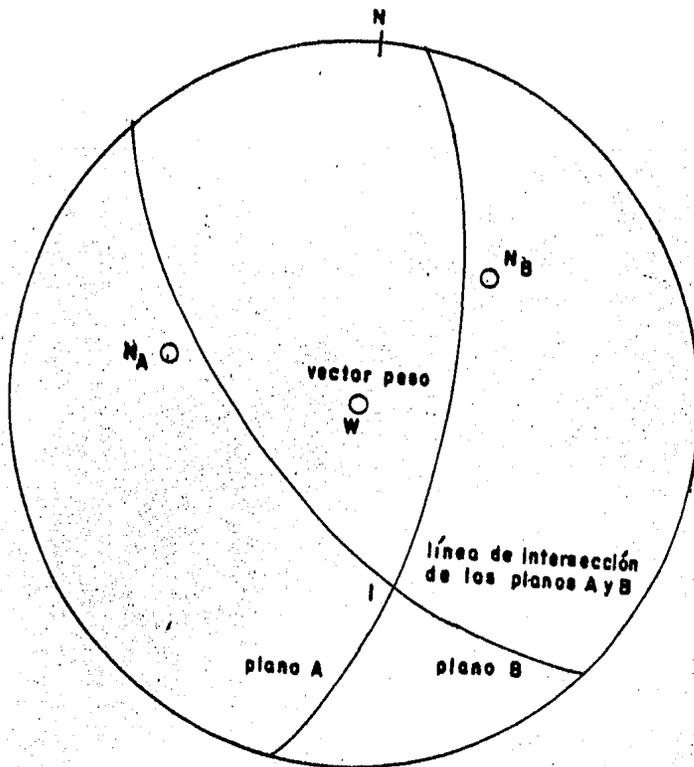
Paso 1.- Se marca con el estereograma los círculos máximos y los polos correspondientes a cada uno de los planos, -- así como la posición del vector peso W . Figura 60.a.

Paso 2.- Se traza el círculo máximo que une los polos de los planos A y B (figura 60.b). La resultante de las fuer-- zas normales que se genera en cada uno de los planos, cae en este círculo máximo; su posición queda definida por el cruce-- de la línea W-E con el círculo máximo (Al girar el estereo-- grama se obtiene N_t , figura 60.b).

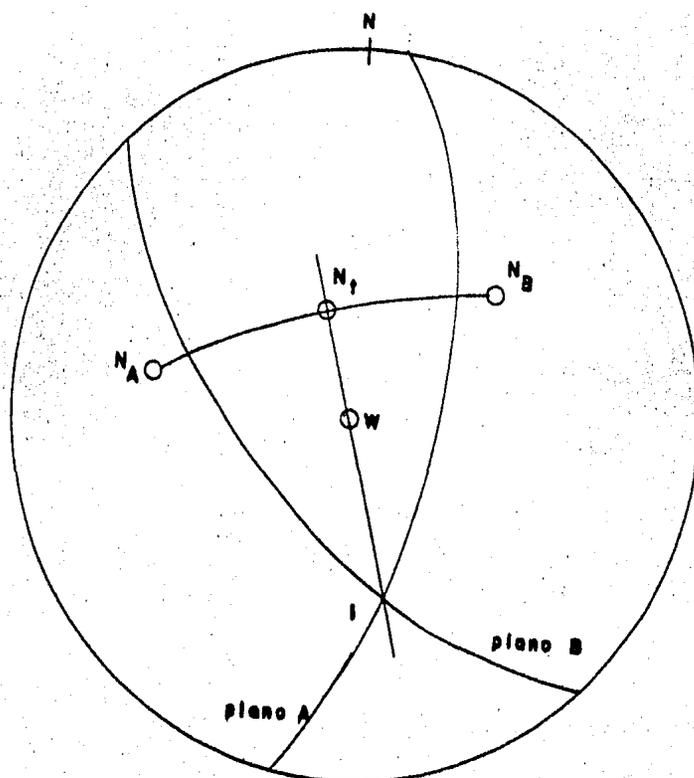
Paso 3.- Se construye el cono de fricción para cada una-- de las normales a los planos, mediante el procedimiento des-- crito en este mismo capítulo. Figura 61.

Paso 4.- Se dibuja el círculo máximo definido por el pun-- to de intersección I y los polos de los planos A y B. Se mar-- can los puntos de intersección del cono de fricción con el -- círculo máximo, asociado a cada normal, puntos a y b. figura-- 62.a. Se procederá igual para e y d.

Con las indicaciones señaladas en este paso, se encuen-- tra la ubicación de la fuerza resultante en cada uno de los -- planos, sumando la fuerza normal (N_A) y la de resistencia--



(a)



(b)

FIGURA 60

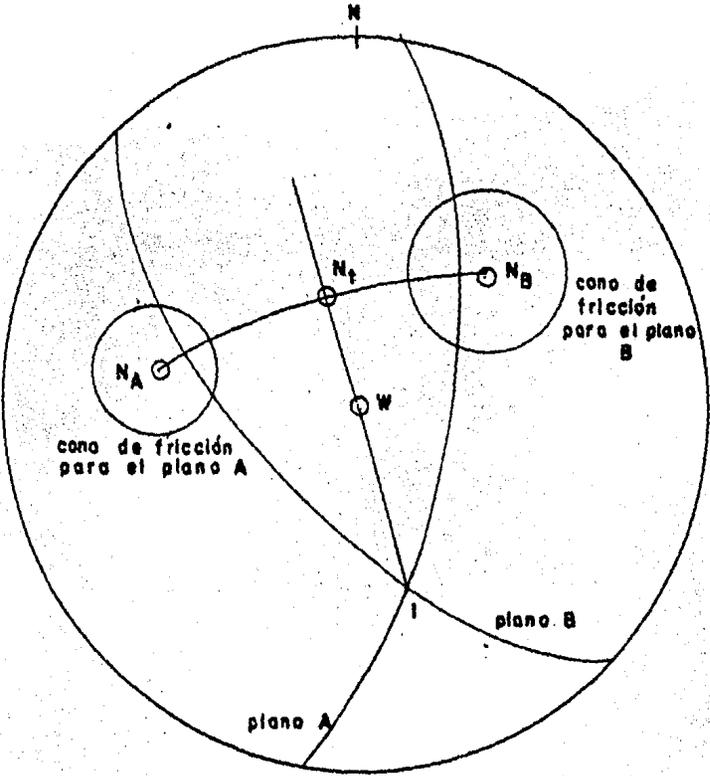


FIGURA 61

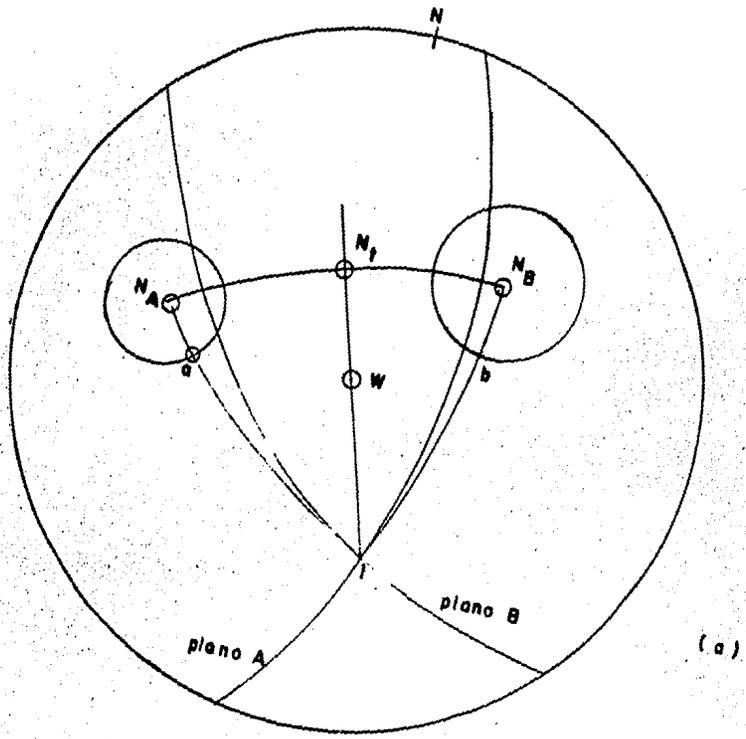
(figura 62). Es preciso señalar que el plano donde se aloja la resultante (RA, no marcado en la figura 62, ver figura 59), es un plano paralelo a la línea de intersección (I), dado que la fuerza de resistencia que se desarrolla es paralela a la dirección de la línea de intersección.

Paso 5.- Marcados los puntos a y b, así como c y d, se dibuja el círculo máximo que los contenga. La zona limitada por \widehat{ab} y \widehat{cd} y los conos de fricción definen la región estable; es decir si R_t cae dentro de esta zona la cuña es estable. El punto i, señala la intersección de l círculo máximo -- con el eje W-E (este punto i corresponde al punto de aplicación de la fuerza resultante R_t , que actúa en la cuña de roca analizada en la figura 59). Figura 68.b.

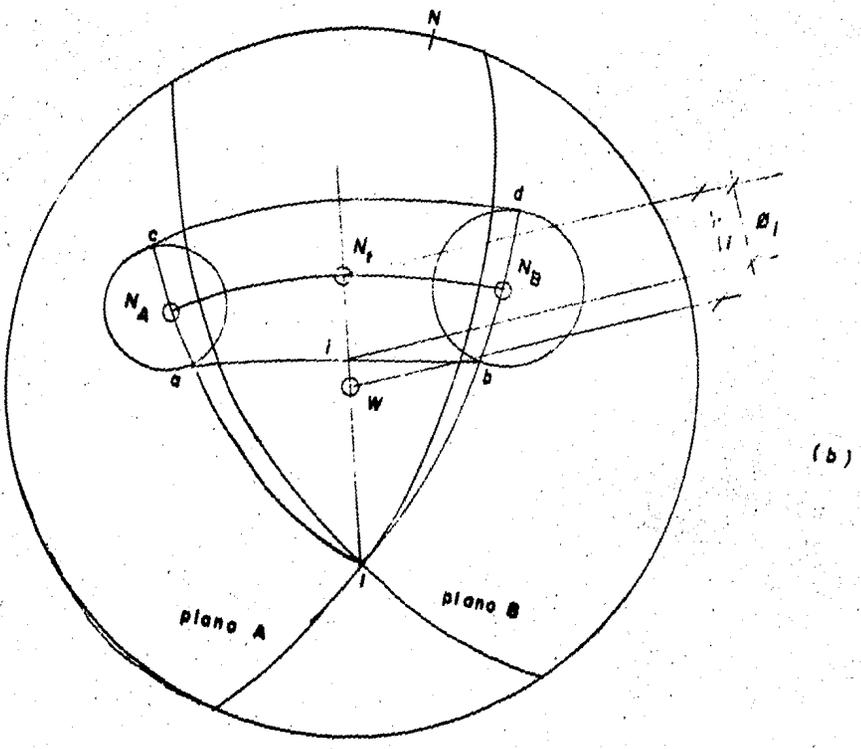
El punto i representa la posición de la fuerza resultante sobre la línea de intersección, en un análisis de equilibrio límite, F.S. = 1.

El ángulo de fricción aparente (ϕ_c), se encuentra midiendo el número de divisiones sobre el eje W-E, que hay entre el punto marcado con la letra N_t y el señalado como i. El ángulo η_c entre la resultante normal N_t y el vector peso W, se mide de igual manera que el ángulo de fricción aparente, sólo que en este caso es entre los puntos N_t y W. Figura 62.b.

Del ejemplo descrito para construir el cono de fricción para dos planos que se intersectan, se puede construir la figura 63, en la que se señalan las zonas tanto de estabilidad como de inestabilidad y también en qué plano ocurre el desli-



(a)



(b)

FIGURA 62

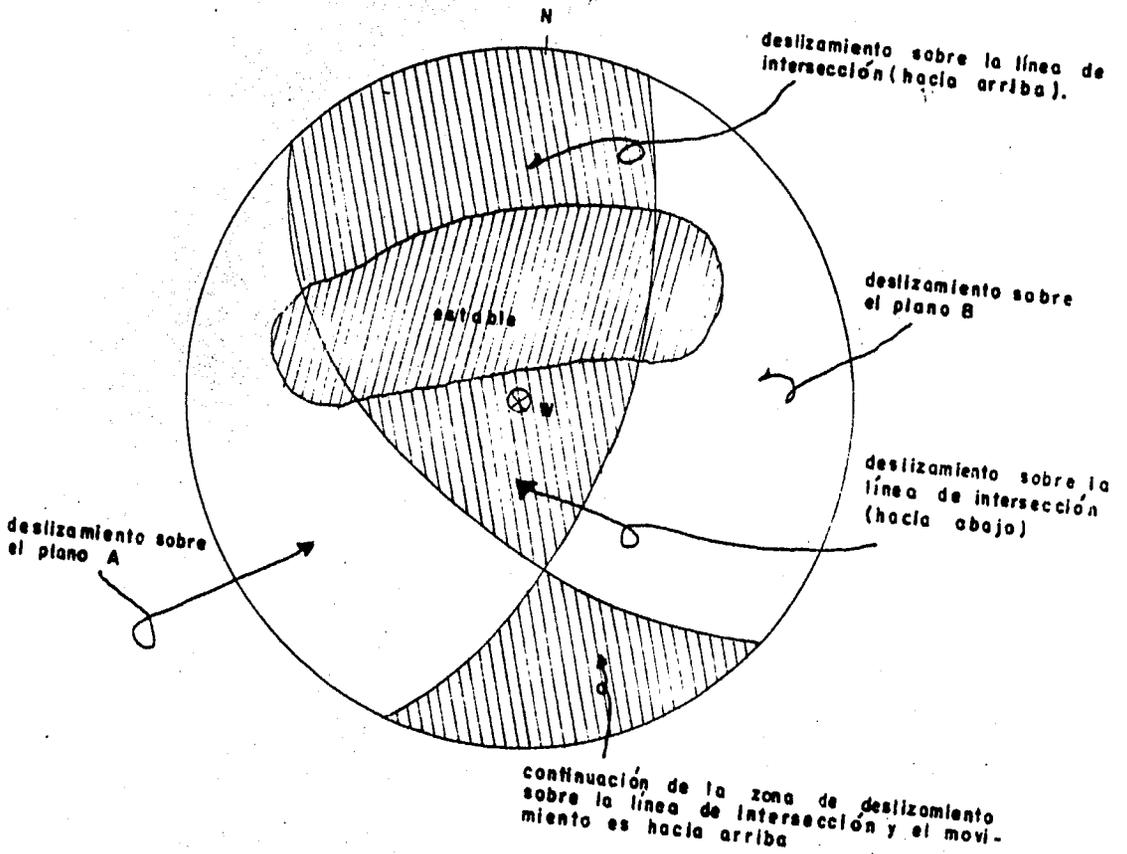


FIGURA 63

zamiento. En el paso 5 se indicó como se obtuvo la zona de -- equilibrio estable, sombreada con líneas inclinadas a la derecha, figura 63. Las otras tres zonas, muestran: (1) cuando - el bloque desliza sobre la línea de intersección I de los planos A y B, área sombreada con líneas inclinadas a la izquierda; las fronteras se definieron en el paso 4, correspondiendo a los círculos máximos que unen el punto que representa I y - los polos de los planos A y B. Regiones (2) y (3) en blanco - en la figura 63, señalan cuando el bloque al deslizar se separa de uno de los planos A y B. Para este caso particular, el vector peso W, cae afuera de la zona estable y por tal se genera el deslizamiento del bloque, el cual ocurre para abajo - sobre la línea de intersección de los planos A y B.

IV.- Problema de Aplicación.

Un problema frecuente en la estabilidad de taludes de los macizos rocosos, es el deslizamiento de una sola cuña de roca. El análisis de estabilidad de este caso, se puede realizar en dos formas:

- a).- Por métodos gráficos.
- b).- Por métodos analíticos.

El problema que se resolverá incluye:

- A).- Inclinación del hombro del talud respecto a la horizontal.
- B).- Grieta de tensión y por consiguiente la influencia de la presión del agua en el interior de la grieta-

de tensión y a lo largo de las superficies de deslizamiento.

- C).- Se analiza el utilizar un sistema de anclaje, de -- tal forma que se garantice un factor de seguridad - F.S. = 1.5.

El análisis de estabilidad, establece las siguientes condiciones:

1.- No se considera la influencia de momentos sobre la - cuña de roca, que puedan provocar durante el deslizamiento volteo o giro de ella.

2.- La ley de resistencia al esfuerzo cortante en las superficies donde se lleva a cabo el deslizamiento, es tá dado por:

$$\tau = C + \sigma \tan \phi \quad (\text{Mohr - Coulomb})$$

c = cohesión que se genera entre las superficies de deslizamiento.

ϕ = ángulo de fricción que se desarrolla entre las superficies de deslizamiento.

3.- El deslizamiento de la cuña es cinemáticamente posible.

4.- La línea de intersección de los dos planos sobre los que se dá el movimiento, queda visible en la cara -- del talud.

Los datos del ejemplo son los siguientes:

El talud está intersectado por dos planos de discontinui

dades A y B, y una grieta de tensión. El talud tiene un buzamiento de 65° y una dirección de buzamiento de 185° , el hombro tiene de echado 12° y una dirección del echado de 195° .

Los echados y sus direcciones para los planos A y B, así como su propiedades mecánicas, aparecen en la tabla de la figura 1. La intersección de los planos A y B con la línea que define la cresta del talud, está ubicada a 30.50 m. medidos a partir del pié del talud, sobre la vertical. Figura 64.

La grieta de tensión interseca la traza del plano A en el hombro del talud a una distancia de 12.20 m., medida sobre la traza del plano A, a partir de la intersección del mismo plano A con la cresta del talud. Figura 64.

Se desea determinar el factor de seguridad de la cuña de roca contra el deslizamiento, para las siguientes condiciones:

- a).- No hay grieta de tensión y el talud está seco.
- b).- Existe grieta de tensión y el talud está seco.
- c).- Existe grieta de tensión y la superficie del talud está inundada con agua, la cual puede infiltrarse a los planos de deslizamiento, a través de la grieta de tensión.
- d).- Se producirá una fuerza externa T, resultado de un sistema de anclaje. Se determinará la magnitud de esta fuerza externa T, requerida para obtener el factor de seguridad F.S. = 1.5, considerando las condiciones del inciso C.

Geometría y propiedades de los planos

plano	echado	dirección del echado	localización y propiedades
A	45°	105°	$\phi_A = 20^\circ$
B	70°	235°	$\phi_B = 30^\circ$
Cara del talud	65°	185°	la altura del talud es de 30.50 m. Longitud que está definida entre el pie del talud y la intersección del plano A con la cresta del talud
Hombro del talud	12°	195°	
Grieta de tensión	70°	165°	localizada en el hombro del talud a 12.20 m. de la intersección del plano A y la cresta del talud, longitud medida sobre la traza del plano A
Fuerza externa de anclaje T	30°	355°	

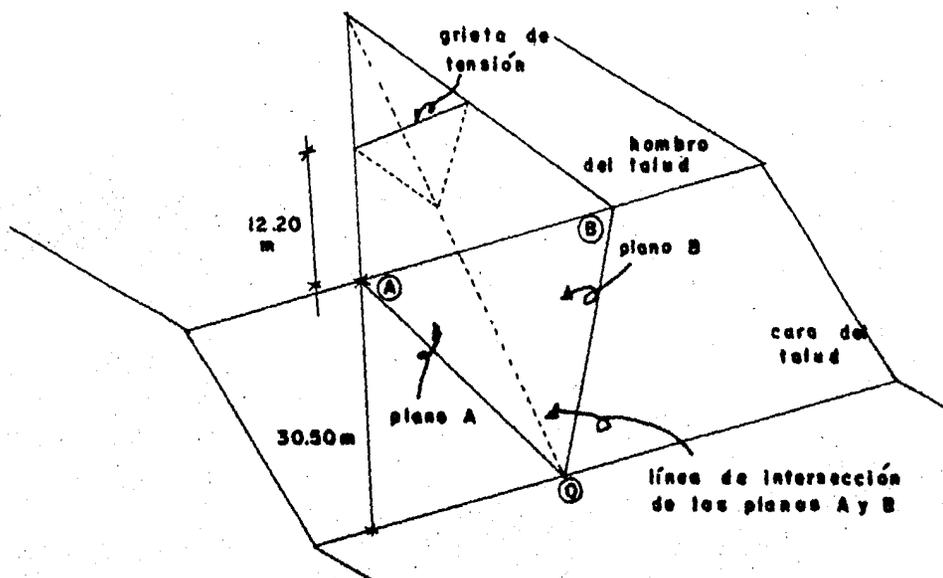


FIGURA 64

El análisis de estabilidad se desarrolla de la siguiente forma:

Paso 1.- Todos los planos que limitan a la cuña de roca, se dibujan como círculos máximos sobre el trazo del estereograma, figura 65, indicando las siguientes intersecciones entre los planos:

Intersección	Número
Plano A - cara del talud	1
Plano B - cara del talud	2
Plano A - hombro del talud	3
Plano B - hombro del talud	4
Plano A - plano B	5
Cara del talud - hombro del talud	6
Plano A - grieta de tensión	7
Plano B - grieta de tensión	8
Hombro del talud - grieta de tensión	9

Paso 2.- Para conocer las áreas y volúmenes de la cuña de roca, se requiere desarrollar las diferentes vistas de la cuña, figura 66. El procedimiento seguido, consiste en construir cada uno de los planos que conforman la cuña de roca. Esta construcción se basa en la representación estereográfica de los planos que limitan la cuña, figura 65. Obsérvese que en esta representación, se marcaron las intersecciones entre cada uno de los planos, quedando definidas como puntos dentro de la representación estereográfica, recuérdese que un punto en esta representación define una línea en el espacio, así --

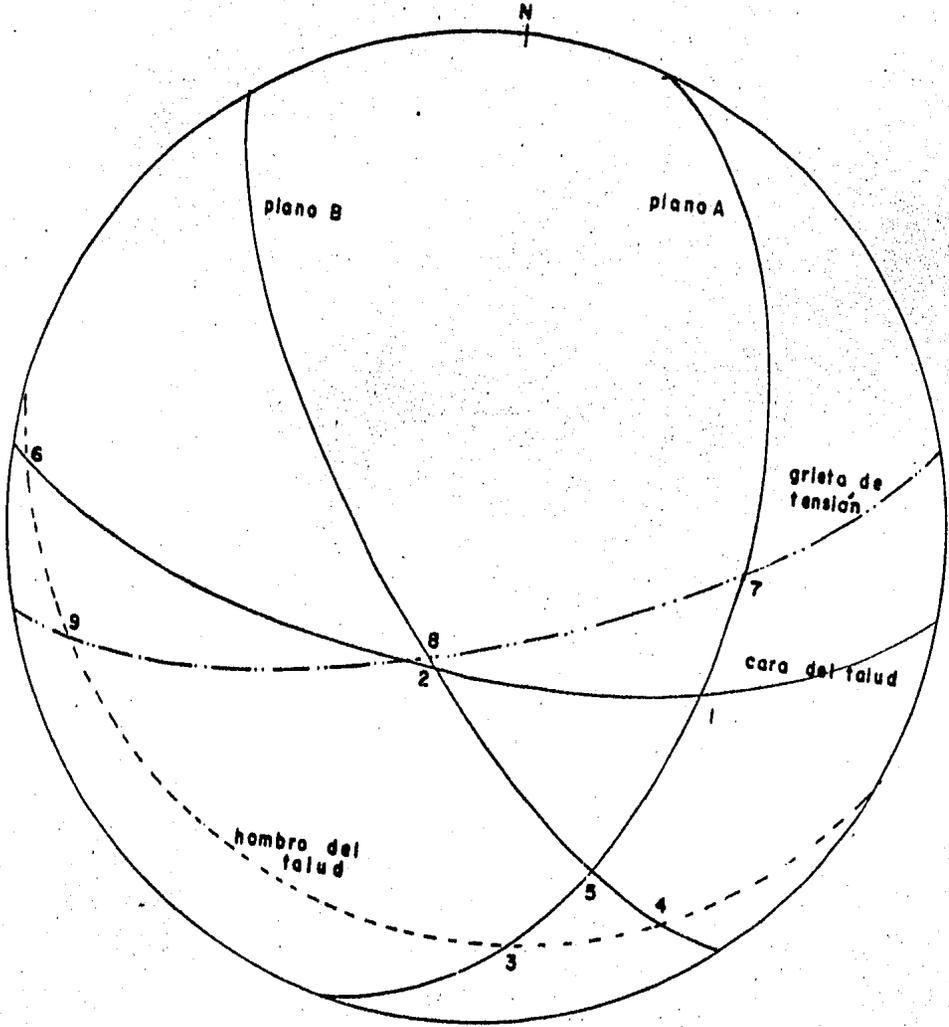


FIGURA 65

por ejemplo los puntos 3, 1, 5 definen el plano A, puesto que ellos están contenidos en el círculo máximo que representa es tereográficamente el plano A, figura 65. De la representación estereográfica de estos puntos, y con la ayuda del estereograma se pueden obtener los ángulos entre las líneas definidas - por estos puntos, con lo cual ahora solo se requiere tener la dimensión de uno de los lados del plano para poder construirlo. De la figura 64, se ve que la línea uno proyecta verticalmente la altura de la cuña de roca del pie al hombro del talud (dato del problema), por lo que para determinar la longitud de la línea uno, basta conocer el ángulo que forma con la horizontal, este ángulo resulta ser el echado de la línea-1, el cual puede ser medido desde la representación estereográfica que aparece en la figura 65 y con él, valuar la longitud de la línea 1. Conocida su longitud, se construye el plano A. Basándose en esta construcción, se pueden determinar cada uno de los planos restantes que conforman la cuña. El procedimiento para construir estos planos se describe a continuación:

a).- La proyección vertical de la línea 1 quedó establecida, por las condiciones geométricas de la cuña misma, como 30.50 m., medidos a partir del pie del talud. El buzamiento de la línea 1 dado del problema y para comprobar fue medido - en la representación estereográfica con ayuda del estereograma de la figura 65, es $\alpha_1 = 45^\circ$, por lo que la longitud de la línea 1 es de 43.89 m.

La magnitud y dirección de la línea 1, se dibuja a una escala adecuada, definiéndose el punto A al final de dicha línea (Figura 66.a).

b).- Dibujada la línea 1, se mide el ángulo Θ_{13} que define los puntos 1 y 3, en el estereograma figura 65. El ángulo $\Theta_{13} = 62^\circ$ y se mide a partir de la línea 1, lo cual define la línea 3. (Figura 66.a).

c).- El ángulo Θ_{15} entre las líneas de intersección marcadas por los puntos 1 y 5 en el estereograma, (figura 65) es $\Theta_{15} = 31^\circ$ y se mide desde el punto 0 a partir de la línea 1; lo cual define la línea 5. (Figura 66.a).

Las líneas 3 y 5 se intersectan en C (Figura 66.a). Las longitudes de las líneas 3 y 5, quedan definidas y son, 44.00 y 74.80 m. respectivamente.

d).- Los ángulos Θ_{25} y Θ_{45} , que corresponden a los ángulos entre los puntos 2 y 5 y 4 y 5 respectivamente, resultan ser $\Theta_{25} = 41^\circ$ y $\Theta_{45} = 24^\circ$, al medirlos sobre el estereograma de la figura 65. Al marcar estos ángulos en la figura 66.a, se definen las líneas 2 y 4, cuya intersección se marca con la letra B. La longitud de la línea 4, resulta ser de 54.50 m. y la de la línea 2 de 33.20 m.

e).- Los ángulos Θ_{36} y Θ_{34} , son los formados entre las líneas 3 y 6, y 3 y 4 figura 65, y valen $\Theta_{36} = 89^\circ$ y $\Theta_{34} = 34^\circ$. El ángulo Θ_{36} medido a partir del punto A y desde la línea 3, define la línea 6, pero no su longitud. El ángulo Θ_{34} medido -

del punto C y desde la misma línea 3, se cruza con la línea 6 y fija su longitud, define el punto B, marcado con B en la figura 64, cuando corresponde al plano del hombro del talud y B definido en el paso d, resultado de la intersección de las líneas 1 y 4 corresponde a la intersección del plano B con la cara del talud. La longitud de la línea 4 es de 54.50 m. y la longitud de la línea 6 es de 31.30 m., obsérvese que la longitud de la línea 4 obtenida en este paso, resulta la misma que la obtenida en el paso (d). (Figura 66.a).

f).- El plano de la grieta de tensión interseca al plano A en la línea 7 a 12.20 m. de distancia sobre la misma traza del plano A, véase figura 64. Para localizar este punto en el trazo que se está elaborando, es necesario medir los 12.20 m. sobre la línea 3, a partir del punto A, quedando definido así el punto T. la longitud de la porción CT es de 31.80 m. - (Figura 66.a).

Los ángulos $\Theta_{37} = 80^\circ$ y $\Theta_{39} = 69^\circ$ (medidos en el estereograma, figura 65), se utilizan de manera similar a como se hizo con los ángulos anteriores. Estos ángulos se dibujan a partir del punto T y desde la línea 3 figura 66.a; el ángulo Θ_{37} define la línea 7 que interseca a la línea 5 en el punto W. -- Así mismo el ángulo Θ_{39} define la línea 9, la cual corta en el punto V a la línea 4. La longitud del tramo CV es de 30.40 m. y la del tramo CW es de 41.10 m. (figura 66.a).

g).- El ángulo $\Theta_{58} = 44^\circ$ obtenido de la figura 65, se marca a partir del punto W y desde la línea 5 (figura 66.a) defi

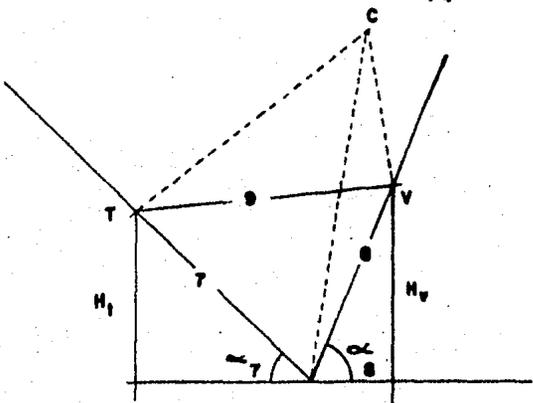
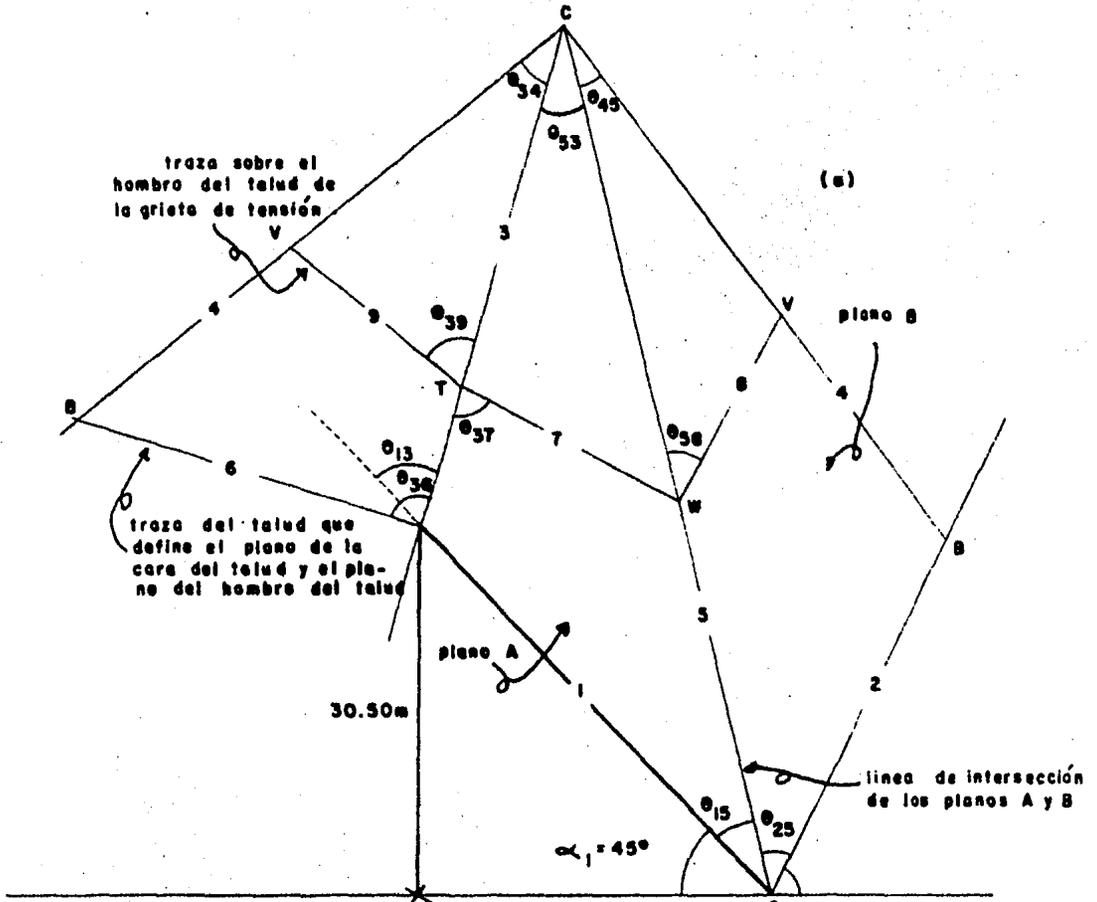


FIGURA 66

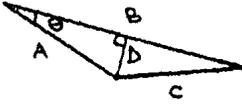
niendo la línea 8, la cual intersecta a la línea 4 en el punto V. Aquí es preciso comprobar la longitud del tramo CV, obtenida anteriormente en el paso (f); la longitud de la línea 7 es de 21.20 m. y la de la línea 8 resulta ser de 18.00 m.

h).- El cálculo de la fuerza debida a la presión de agua dentro de la grieta de tensión, necesita determinar la elevación promedio de la línea 9, medida desde el punto W (figura 66.b). Esta elevación promedio se encuentra midiendo los buzamientos de las intersecciones señaladas en la figura 65, -- con los puntos 7 y 8 en el estereograma, líneas 7 y 8 en la figura 66.b. La medida de $\alpha_7 = 44^\circ$ y $\alpha_8 = 66^\circ$. Con estos ángulos se construye el plano TVW (figura 66.b), con los ángulos α_7 y α_8 obtenidas como se indicó en la página 67 del Capítulo II.C.2, y de las longitudes de las líneas 7 y 8, obtenidas en el punto (g). Una vez construido este plano, se determina las alturas H_t y H_v . La figura 66.b muestra la construcción gráfica, de donde se obtiene que H_t es igual a 14.50 m. y que H_v es igual a 16.50 m., y por tal la elevación promedio de la línea 9 respecto a un plano horizontal resulta ser de $H_p = 15.50$ m.

Ejecutados los pasos anteriores, se calculan las áreas y volúmenes de la cuña de roca. Para este cálculo en el ejemplo se utilizarán las siguientes expresiones:

Cálculo de áreas:

Area de un triángulo = $1/2$ (producto de dos lados adyacentes por el seno del ángulo entre ellos)



$$D = A \operatorname{sen} \theta$$

$$\text{Area} = \frac{BD}{2} = \frac{AB \operatorname{sen} \theta}{2}$$

Los volúmenes de las cuñas tetraédricas AOBC y TWVC, se obtienen:

Volumen de la cuña = $1/6$ (producto de tres lados adyacentes por K)
 $1/2$

Donde K (Referencia 8) está definido como:

$$K = (1 - \cos \alpha - \cos \beta - \cos \gamma + 2 \cos \alpha \cos \beta \cos \gamma)$$

y en este caso, K es igual a 0.200.

Las áreas y volúmenes calculados, se presentan en la siguiente tabla:

----- Areas y volúmenes de la cuña de roca analizada -----

Plano A

$$\text{área ACO} = 1/2 (43.89) (74.80) \operatorname{sen} 31^\circ = 845.43 \text{ m}^2$$

$$\text{área TCW} = 1/2 (31.80) (41.10) \operatorname{sen} 31^\circ = 336.57 \text{ m}^2$$

$$\text{área ATWO} = 845.43 - 336.57 = 508.86 \text{ m}^2$$

 Plano B

$$\text{área BCO} = 1/2 (33.20) (74.80) \operatorname{sen} 41^\circ = 814.62 \text{ m}^2$$

$$\text{área VCW} = 1/2 (18.00) (41.10) \operatorname{sen} 44^\circ = 256.95 \text{ m}^2$$

$$\text{área BVWO} = 814.62 - 256.95 = 557.67 \text{ m}^2$$

Grieta de tensión

$$\text{área TVM} = 1/2 (18.00) (21.20) \text{ sen } 56^\circ = 158.18 \text{ m}^2$$

Volúmenes

$$\text{volumen A0BC} = 1/6 (54.50) (74.80) (44.00) 0.200 = 5,979.00 \text{ m}^3$$

$$\text{volumen TWVC} = 1/6 (41.10) (21.20) (18.00) 0.200 = 522.79 \text{ m}^3$$

$$\text{volumen ATVBOW} = 5,979.00 - 522.79 = 5,456.22 \text{ m}^3$$

Paso 3.- Una vez conocidas las áreas y volúmenes de la cuña de roca, se calculan las fuerzas que actúan en la mencionada cuña. Se considera un peso volumétrico de la roca de 2.57 t / m³.

Peso de la cuña A0BC

$$W = 5,979.00 \times 2.57 = 15,366.06 \text{ ton.}$$

Peso de la cuña ATVBOW

$$W = 5,456.22 \times 2.57 = 14,022.50 \text{ ton.}$$

La fuerza V debida a la presión de agua que actúa en la grieta de tensión, asumiendo que tiene una distribución lineal con la profundidad, se calcula como:

$$V = \text{área TVM} \times H_p / 3 \times \text{peso volumétrico del agua}$$

$$V = 158.18 (15.50 / 3) 1 = 817.26 \text{ ton.}$$

La fuerza de subpresión U_a, debida a la presión del agua actuando en el área ATW0, es:

$$U_a = \text{área ATW0} \times H_p / 3 \times \text{peso volumétrico del agua}$$

$$U_a = 508.86 (15.50 / 3) 1 = 2,629.11 \text{ ton.}$$

....

La fuerza de subpresión U_b , desarrollada en el área BVWO, se obtiene:

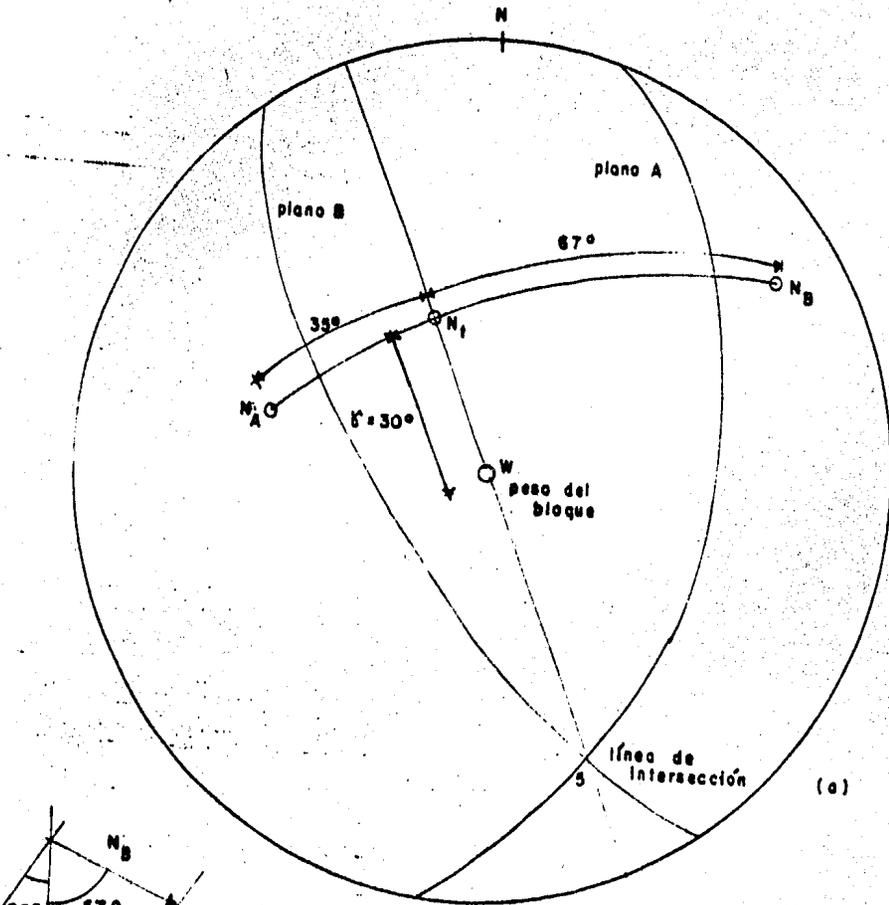
$$U_b = \text{área BVWO} \times H_p / 3 \times \text{peso volumétrico del agua}$$

$$U_b = 557.67 (15.50 / 3) 1 = 2,881.30 \text{ ton.}$$

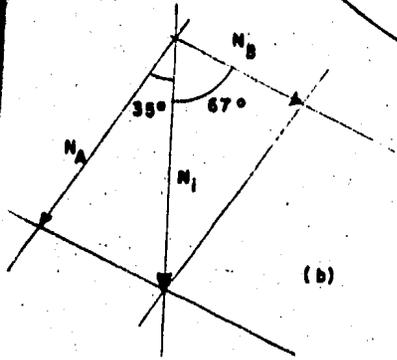
Paso 4.- Una vez calculadas las fuerzas que actúan en la cuña de roca, se requiere conocer la posición de la normal resultante N_I sobre la línea de intersección de los planos A y B (línea 5 figura 66). Para ello, hay que localizar con ayuda del estereograma el círculo máximo y polo correspondiente a cada uno de estos planos A y B, pues el polo representa la posición de la fuerza normal que actúa en cada plano. Enseguida se encuentra el círculo máximo que contenga las normales a los planos N_A y N_B (figura 67.a), conocido este círculo máximo se determina el ángulo entre ellas, para así determinar mediante el polígono de fuerzas la posición de la normal N_I (es preciso aclarar, que la posición de la normal N_I está impuesta por la posición de las normales a los planos A y B, y su posición resulta ser independiente de la magnitud de las normales N_A y N_B). Figura 67.b.

Paso 5.- Ahora se procede a construir el cono de fricción para los dos planos A y B, utilizando el procedimiento descrito anteriormente (3.G). Figura 68.

Es importante mencionar que la construcción del cono de fricción mostrada en la figura 68, no variará con las condiciones del problema, pues se ha considerado que la cohesión vale cero para los planos A y B. (Ver capítulo 3, inciso C).



(a)



(b)

FIGURA 67

Paso 6.- En la condición (a) del problema, donde se considera que el talud está seco y no existe grieta de tensión, el factor de seguridad resulta ser $F.S. = \frac{\text{tang } \phi}{\text{tang } \delta}$, donde ϕ es el ángulo de fricción interna aparente, de un plano paralelo a la línea de intersección y δ es el ángulo entre la fuerza resultante que actúa en la cuña (en este inciso, la única -- fuerza que actúa en la cuña es su peso propio) y la normal a la línea de intersección N_t . Los ángulos ϕ y δ se obtienen de la representación estereográfica mostrada en la figura 68 resultando $\phi = 37^\circ$ y $\delta = 30^\circ$

Obsérvese que para las condiciones (b) (talud seco -- con grieta de tensión), se tiene que el factor de seguridad resulta también ser $F.S. = \frac{\text{tang } \phi}{\text{tang } \delta}$; y puesto que en ambos casos el factor de seguridad resulta independiente de la magnitud del peso W y solo depende de la posición entre W y N_t , posición que no cambia en los incisos (a) y (b), el factor de seguridad resulta ser el mismo y vale:

$$F.S. = \frac{\text{tang } \phi}{\text{tang } \delta} = \frac{\text{tang } 37^\circ}{\text{tang } 30^\circ} = \frac{0.727}{0.577} = 1.31$$

Paso 7.- El tercer caso analizado, consiste en considerar que la grieta de tensión está llena de agua, provocando con ello tres fuerzas, la primera es debida a la presión del agua dentro de la grieta de tensión y las otras dos fuerzas son de subpresión, actuando en los planos sobre los que se -- apoya la cuña de roca analizada (plano ATWO y plano OBWO).

El agua alojada en la grieta de tensión provoca una fuer

za $V = 817.26$ ton., la cual se desarrolla en una dirección de 165° y un echado de -20° . Su localización se muestra en la figura 68, note que esta fuerza V , no está ubicada en el punto que corresponde a la normal al plano TVW, dado que posee un sentido opuesto a dicha normal.

Por otro lado, las fuerzas de subpresión $U_a = 2,629.11$ ton. y $U_b = 2,881.30$ ton., actúan en direcciones opuestas a las normales de los planos A y B, quedan representadas por el punto homólogo de cada normal, conforme la figura 68. Estas fuerzas U_a y U_b son resueltas por el método gráfico de suma de vectores, dado en la figura 70.a; el ángulo entre U_a y U_b resulta ser de 102° y es obtenido de la representación estereográfica de la figura 69 midiendo el ángulo en el círculo máximo que une dichas fuerzas. La resultante de estas fuerzas es denominada U_r , cuya magnitud resulta ser de 3,470 ton. y se encuentra a 48° respecto de la fuerza de subpresión U_b . Esta fuerza resultante U_r es ubicada dentro de la figura 68, midiendo en el círculo máximo que contiene las fuerzas U_a y U_b , los 48° medidos a partir de la fuerza U_b .

Una vez que se ha dibujado la fuerza U_r , se encuentra el círculo máximo que une las fuerzas U_r y V , y se determina el ángulo entre dichas fuerzas, a partir de la representación estereográfica dada en la figura 69 este ángulo resulta ser de 43° . El diagrama de la suma de fuerzas, aparece en la figura 70.b la resultante del sistema UV, tiene una magnitud de 4,090 ton. y está inclinada 8° de la fuerza U_r , con lo cual -

se procede a ubicarla dentro de la figura 69.

Finalmente la fuerza UV y el peso $W = 15,366.00$ ton., -- son resueltas de manera semejante. El polígono de fuerzas aparece en la figura 70, encontrando que la resultante del sistema, a la cual se lo llama W_o , tiene una magnitud de 12,200 -- ton., y está inclinada 15.5° respecto al peso W . Su ubicación dentro del estereograma aparece en la figura 69.

Ahora es posible calcular el factor de seguridad contra el deslizamiento, mediante la expresión siguiente:

$$F.S. = \frac{\text{tang } \phi}{\text{tang } \lambda}$$

Para ello es necesario encontrar el ángulo λ , que queda definido por el ángulo medido sobre el círculo máximo que une las fuerzas N_{\pm} y W_e ; de la figura 69 se obtiene que $\lambda = 44^\circ$ y $\phi = 36^\circ$, por tanto el factor de seguridad resulta ser:

$$F.S. = \frac{\text{tang } 36^\circ}{\text{tang } 44^\circ} = 0.75$$

Paso 8.- Finalmente resta determinar el valor de la fuerza externa resultante T , debida a un sistema de anclaje requerido para tener un factor de seguridad igual a 1.5, con las condiciones prescritas en el inciso (c). La fuerza T tiene un buzamiento de 30° y una dirección de 355° .

Si se agrega la fuerza T al sistema, figura 72 (reproducción de la figura 69) es necesario hacer la suma de la fuerza T con la fuerza resultante obtenida anteriormente W_e ; para ello es necesario encontrar el círculo máximo que une las

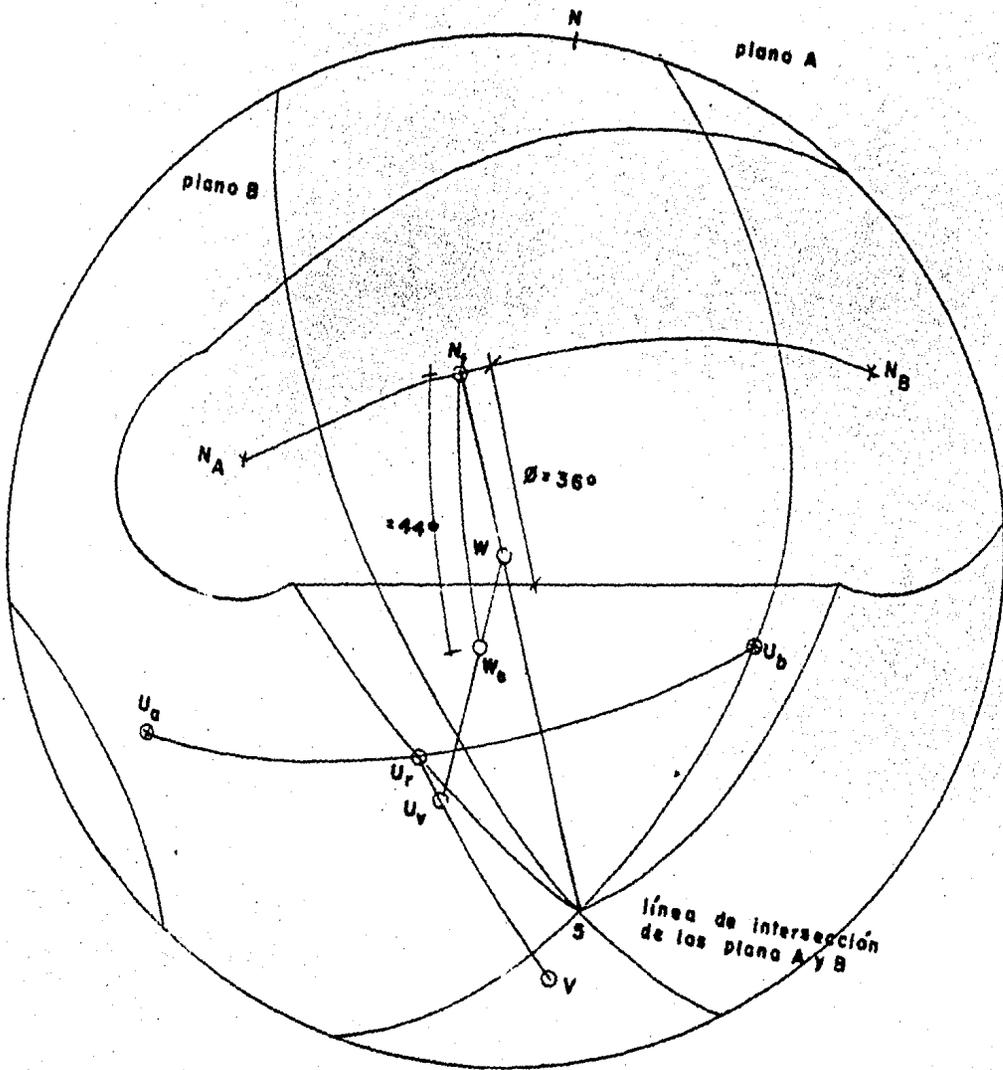


FIGURA 68

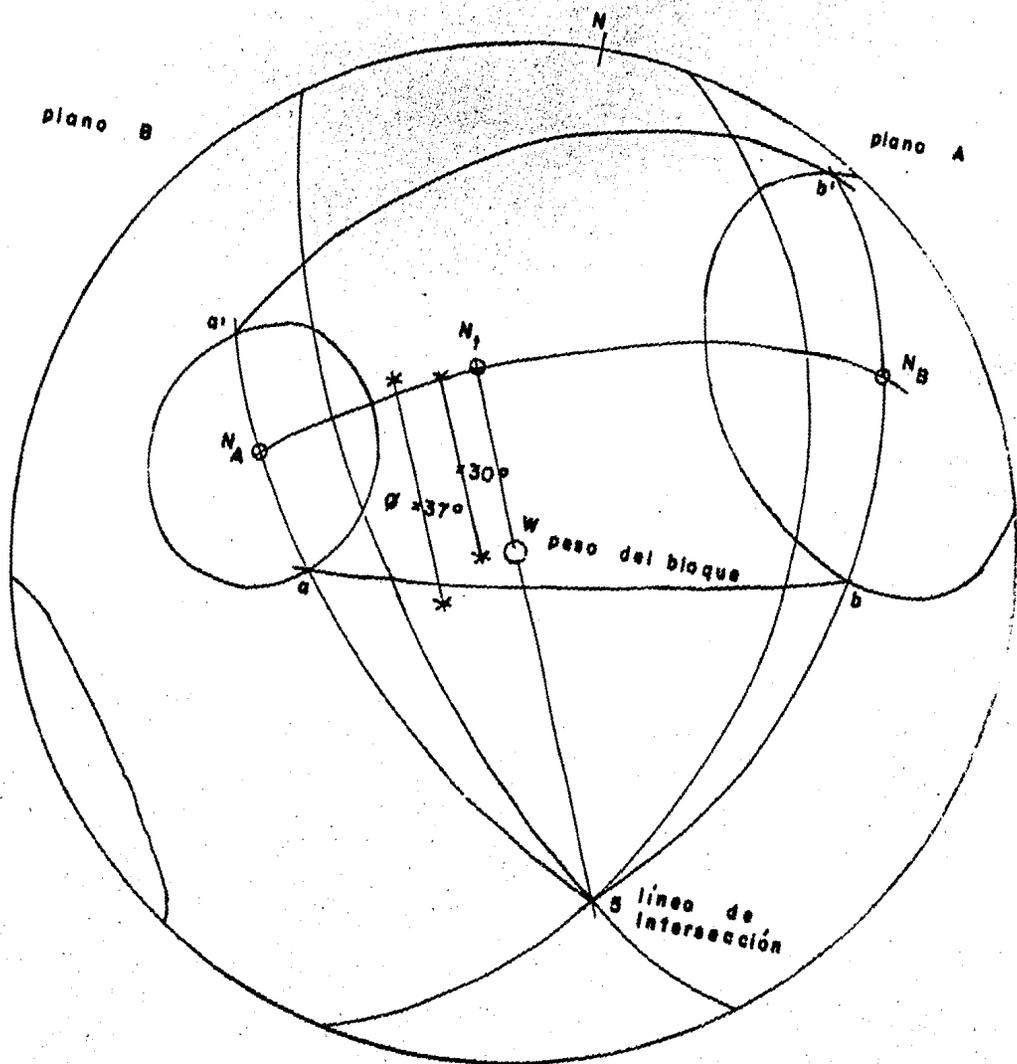


FIGURA 68.

fuerzas T y W_e . La resultante del sistema W_t , debe caer en un punto a lo largo de este círculo máximo, tal que se tenga el factor de seguridad requerido, F.S. = 1.5.

Para definir la posición de W_t , mídase el ángulo \varnothing sobre la línea de intersección, a partir de N_t y hasta el límite - del área denominada estable (véase Capítulo 3, Inciso C), - figura 72 de donde resulta que \varnothing es igual a 36° . Una vez obtenido \varnothing , inclúyase en la expresión que determina el factor de seguridad y determine el valor del ángulo λ , necesario para obtener un factor de seguridad igual a 1.5; este ángulo resulta de 26° y determina la posición del vector W_t .

Ya conocida la ubicación de W_t , se mide el ángulo que -- hay entre W_t y W_e , sobre el círculo máximo que une las fuer-- zas T y W_e , resultando este ángulo de 18° , de igual forma se determina el ángulo que forman W_e y T , el resulta ser de 76° . Conocidos estos ángulos se construye el diagrama de fuerzas - que aparece en la figura 71, de donde se determina la magnitud de la resultante de las fuerzas externas, provocadas por un - sistema de anclaje. La fuerza T resulta de $T = 4,500$ ton.

A continuación, se presenta el resumen de los resultados obtenidos en cada uno de los casos analizados:

Factor de seguridad contra deslizamiento.

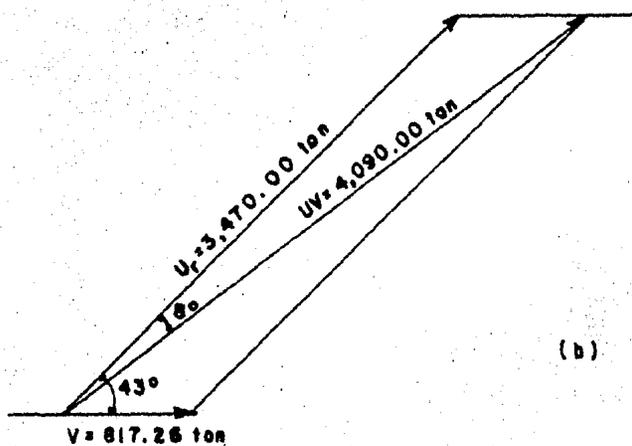
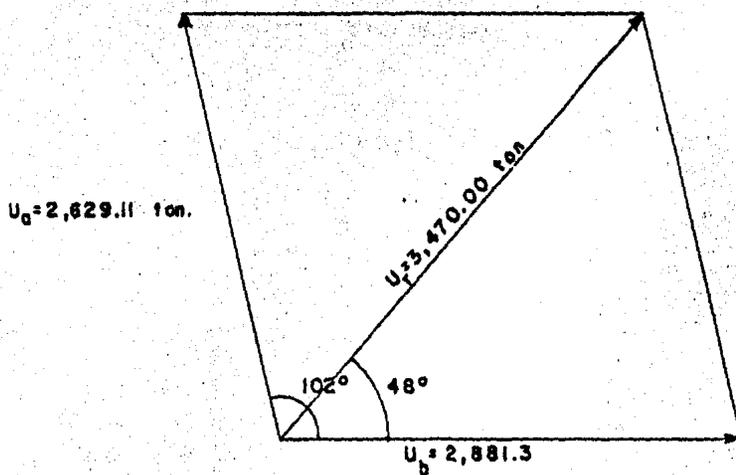
Caso (a).- No hay grieta de tensión y el talud está seco.

F.S. = 1.31

Caso (b).- Existe grieta de tensión y el talud está seco.

F.S. = 1.31

(a)



(b)

FIGURA 70

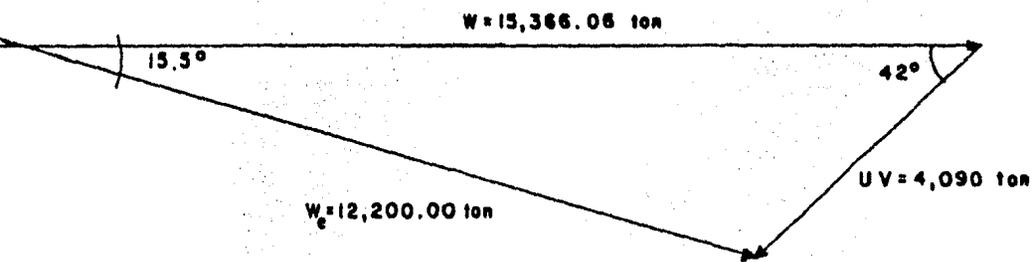


FIGURA 70

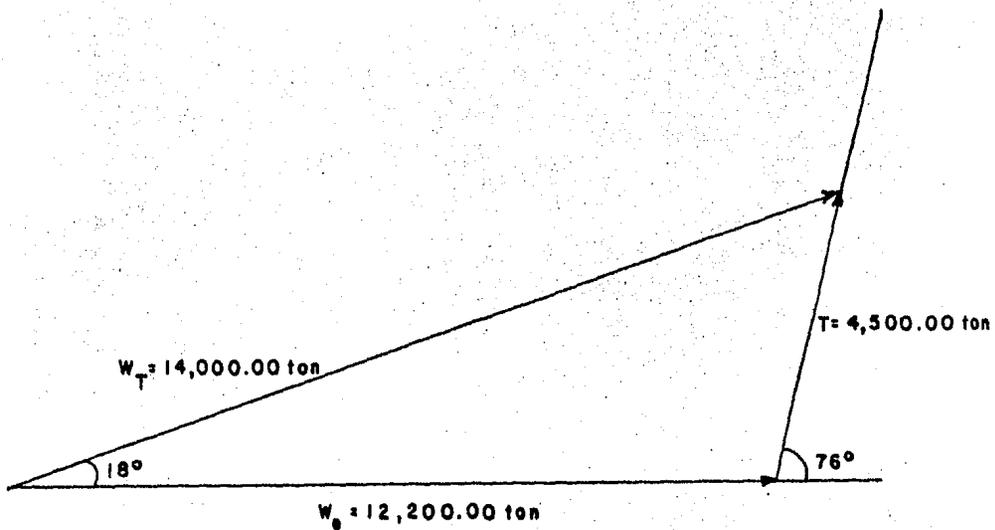


FIGURA 71

Caso (c).- Existe grieta de tensión y la superficie del talud está inundada con agua, la cual puede infiltrarse a los planos de deslizamiento, a través de la grieta de tensión.

$$F.S. = 0.75$$

Caso (d).- Se producirá una fuerza externa T, resultado de un sistema de anclaje. Se determinará la magnitud de esta fuerza externa T, requerida para obtener el factor de seguridad $F.S. = 1.5$, considerando las condiciones establecidas en el inciso (c).

$$F.S. = 1.5$$

$$T = 4,500.00 \text{ ton.}$$

V.- CONCLUSIONES

El comportamiento mecánico e hidráulico de una masa de roca depende primordialmente de la configuración de sus discontinuidades, tales como familias de juntas, planos de estratificación, superficies de foliación y falla.

El método gráfico usando el estereograma permite valuar el grado de estabilidad de un talud que se encuentra sobre un macizo rocoso, el método no requiere tratamientos complejos; es accesible y rápido.

En un proyecto, durante la etapa de reconocimiento geológico, resulta fundamental la clasificación y levantamiento de las superficies de discontinuidad que surcan la masa de roca, a fin de poder presentar en configuración espacial, a partir de la representación estereográfica. Con los diagramas estereográficos se pueden obtener las condiciones medias de las discontinuidades geológicas del macizo rocoso, poniendo en evidencia la orientación general en el espacio de las principales familias de discontinuidades, que deben utilizarse en los análisis de estabilidad de los taludes.

En los macizos rocosos es de gran importancia el análisis de la geometría espacial de las discontinuidades, con respecto al eje de excavación proyectado. Análisis que se realiza en la etapa de estudio de la factibilidad del proyecto, con los datos del levantamiento geológico y la técnica de representación estereográfica; así es posible identificar por

zonas las familias de discontinuidades que surcan el macizo rocoso y las partes de la excavación potencialmente inestables.

En la etapa de dimensionamiento, el análisis y diseño de las excavaciones en macizos rocosos, se elabora a partir de la orientación media de las familias de discontinuidades. El uso de valores medios da como resultado el tener que comprobar constantemente el análisis de estabilidad durante la etapa de construcción, siendo preciso checar y corregir los parámetros de diseño con lo encontrado en el frente de ataque, requiriendo en ocasiones elaborar nuevos análisis y nuevos diseños, los cuales se pueden efectuar con la representación estereográfica dada su sencillez, obteniéndose rápidas soluciones y teniendo también la ventaja de poder elaborar varias alternativas de solución, a fin de encontrar la más económica.

En los análisis de estabilidad de taludes realizados con la técnica estereográfica, es posible definir el mecanismo de falla, sin necesidad de precisar cual mecanismo de deslizamiento se presentará. Pero este procedimiento no permite estudiar los siguientes mecanismos de falla:

Volteo de bloques.

Rotación de bloques.

Expulsión de bloques.

Para considerar estos mecanismos de falla, es necesario recurrir a procedimientos vectoriales, dado que en la técnica

de representación estereográfica no es posible manejar vectores, por no definirse la magnitud de ellos.

La técnica estereográfica para la valuación de la estabilidad de los macizos rocosos, permite al neófito desarrollar la sensibilidad necesaria para resolver los problemas que se le presentan tanto de la propia estabilidad del macizo, como de la información que se requiere para establecer un análisis apropiado.

B I B L I O G R A F I A

- 1.- Introduction to Rock Mechanics
Richard E. Goodman
Wiley 1980
(Referencia 2)
- 2.- Rock Mechanics in Engineering Practice
K. G. Stagg and O. C. Zienkiewicz
Wiley 1975.
- 3.- Presas de Tierra y Enrocamiento
Raúl J. Marsal y Daniel Reséndiz N.
Limusa 1979.
- 4.- Rock Slope Engineering
Evert Hoek and John B ray
Imperial College 1973
(Referencia 1, 3, 4, 5, 7 y 8)
- 5.- Methods of Geological Engineering in discontinuous Rocks
Richard E. Goodman
West Publishing 1976.
- 6.- A model for the mechanics of Jointed Rock
Richar E. Goodman, R.L. Taylor and J. Brekke
J. Soil Mechanics foundation Division
Vol. 94 No. SM6, 1968
(Referencia 6)

7.- La Aplicación de la Proyección Estereográfica en Geología Estructural.

F. C. Phillips.

Blume.