



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
DE MÉXICO

FACULTAD DE ESTUDIOS SUPERIORES
ACATLÁN

POSGRADO EN GEOTECNIA

USO DE LAS PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS
EN LA MECÁNICA DE ROCAS

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:

ESPECIALISTA EN GEOTECNIA

P R E S E N T A :

GINA MARGARITA GUTIÉRREZ CARRILLO

DIRECTOR DE TESIS: M. I. ULISES TALONIA VARGAS

FEBRERO, 2013



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.

AGRADECIMIENTOS

A Mis Hijos, Lili, Mari y Miguel
Porque sin su amor, respeto y apoyo de siempre,
Este trabajo no hubiera sido posible.

A mis sinodales
Por sus oportunas y valiosas observaciones.

Una mención especial a mi director de tesis:
M.I. Ulises Talonia Vargas
Por su paciencia y apoyo para culminar este trabajo.

A mis maestros
Quienes me hicieron crecer profesionalmente.

A mis compañeros de trabajo y amigos.
Por su ejemplo y entrega en el desarrollo de sus actividades.

A mi familia
Por su confianza y entrega.

A mis sobrinos.
Para que este trabajo represente para ellos un
ejemplo de desarrollo profesional.

A Miguel Angel
Por su apoyo incondicional

LA CRISIS ES UN MAL NECESARIO

No pretendamos que las cosas cambien si siempre hacemos lo mismo.

La crisis es la mejor bendición que puede sucederle a personas y países porque la crisis trae progresos. La creatividad nace de la angustia como el día nace de la noche oscura.

Es en la crisis que nace la inventiva, los descubrimientos y las grandes estrategias.

Quien supera la crisis se supera a sí mismo sin quedar "superado". Quien atribuye a la crisis sus fracasos y penurias violenta su propio talento y respeta más a los problemas que a las soluciones. La verdadera crisis es la crisis de la incompetencia. El problema de las personas y los países es la pereza para encontrar salidas y soluciones.

Sin crisis no hay desafíos, sin desafíos la vida es una rutina, una lenta agonía. Sin crisis no hay méritos. Es en la crisis donde aflora lo mejor de cada uno, porque sin crisis todo viento es caricia.

Hablar de crisis es promoverla, y callar en la crisis es exaltar el conformismo. En vez de esto trabajemos duro. Acabemos de una vez con la única crisis amenazadora que es la tragedia de no querer luchar por superarla.

Albert Einstein

ÍNDICE

	<i>Página</i>
CAPITULO 1 CONCEPTOS BÁSICOS	1
CAPITULO 2. RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN DE LAS ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS. OBTENCIÓN DE DATOS	24
CAPITULO 3. USO DE LAS PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS	56
CAPITULO 4. EJEMPLOS DE APLICACIÓN DE LAS PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS	84
CONCLUSIONES	108
BIBLIOGRAFIA	113

INTRODUCCION

El presente trabajo tiene como objetivo explicar las ventajas del uso de las proyecciones estereográficas en la mecánica de rocas, así como los procesos de evaluación de un macizo rocoso desde los trabajos preliminares que se deben llevar a cabo hasta su clasificación. El análisis de problemas estructurales en los macizos rocosos se logra mediante la recolección sistemática y la representación de datos geológicos de tal manera que puedan ser fácilmente evaluados e incorporados al análisis de estabilidad. Las proyecciones estereográficas proveen una significativa conveniencia para la representación de datos geológicos, son un método gráfico en el cual las discontinuidades planas como las fracturas, fisuras, fallas, planos de estratificación etc., son analizadas al incluir sus datos y representación con el fin de poder determinar la estabilidad del bloque.

De manera particular en la mecánica de rocas, son estudios de gran valor al mostrar de manera gráfica las discontinuidades que pueden tener un talud o una obra subterránea. A través de estos esquemas gráficos podemos determinar la orientación de las familias de discontinuidades y con ello obtener zonas de posible deslizamiento.

Hay dos tipos de proyecciones a usar que son las PROYECCIONES EQUIARIALES, PROYECCION LAMBERT o MALLA de SCHMIDT y las PROYECCIONES EQUIANGULARES, PROYECCIONES ESTEREOGRAFICAS o FALSILLA de WULF en el capítulo cuatro de este trabajo se desarrolla un caso representativo del uso de la falsilla de Wulf. El caso muestra el desarrollo de dos familias de discontinuidades, el desarrollo del método de proyección estereográfica así como el análisis completo mediante el cálculo de las fuerzas como magnitudes vectoriales.

En el primer capítulo, **Conceptos básicos**, se da una descripción de las definiciones básicas a emplear en la geotecnia aplicada a los macizos rocosos de ahí que se busque el uso de una terminología estandarizada. También se explican los principales parámetros de las discontinuidades y su significado, las principales notaciones usadas en Geología y las principales rocas que interesan al ingeniero geotecnista.

El capítulo dos, **Recopilación de información de las estructuras geológicas, obtención de datos**, plantea del desarrollo que debe llevar en campo y laboratorio el ingeniero geotécnista a fin de evaluar las propiedades físicas y la distribución de las unidades geológicas encontradas y llevar a cabo la evaluación de la estabilidad del macizo rocoso.

En el capítulo tres, **Uso de las proyecciones estereográficas**, se desarrolla el concepto de proyección estereográfica y brevemente se explican los dos tipos de proyecciones, el proceso de como se construyen los planos de las familias de discontinuidades en la red estereográfica, sus clasificaciones y el uso de la proyección estereográfica para el análisis de taludes u obras subterráneas.

CONCEPTOS BÁSICOS

INTRODUCCIÓN AL CAPITULO 1

El estudio de la Geotecnia requiere el conocimiento de las propiedades físicas de los materiales que se encuentran en los terrenos en que los ingenieros civiles realizaran sus construcciones. Las ciencias que estudian el comportamiento de estos materiales son la mecánica de suelos y la mecánica de rocas; por lo tanto la geotecnia requiere la aplicación de estas ciencias para predecir el comportamiento de los materiales, ello también implica el conocimiento de los procesos geológicos básicos, el estudio de las propiedades asociadas al comportamiento de los materiales, así como el origen y distribución de ellas en el mundo.

El desarrollo del presente trabajo se relaciona más con el comportamiento mecánico de las rocas, por ese motivo, este capítulo se basa en los conceptos básicos de la geotecnia aplicada a los macizos rocosos de ahí que se busque el uso de una terminología estandarizada.

La descripción y caracterización del macizo rocoso es una labor que inicia con la descripción general de las condiciones del terreno y con la identificación y clasificación de los materiales que forman el macizo rocoso.

1.1. Definiciones Básicas

A continuación se explicarán algunas definiciones importantes de geología estructural cuyo conocimiento será indispensable para resolver adecuadamente cada uno de los problemas planteados en la Ingeniería Geotécnica.

Orientación ('Attitude'). Disposición de un plano o línea estructural en el espacio, por lo general relacionado con una dirección geográfica horizontal, como por ejemplo el norte geográfico o el norte magnético.

Dirección de Capa, Rumbo ('Strike'). Línea de intersección de un plano horizontal ideal y un plano geológico inclinado. Dicha línea de intersección pertenecerá, por tanto, a los dos planos y su orientación se dará por el ángulo horizontal que forma respecto del norte geográfico. Obviamente, un plano horizontal no tiene dirección de capa.

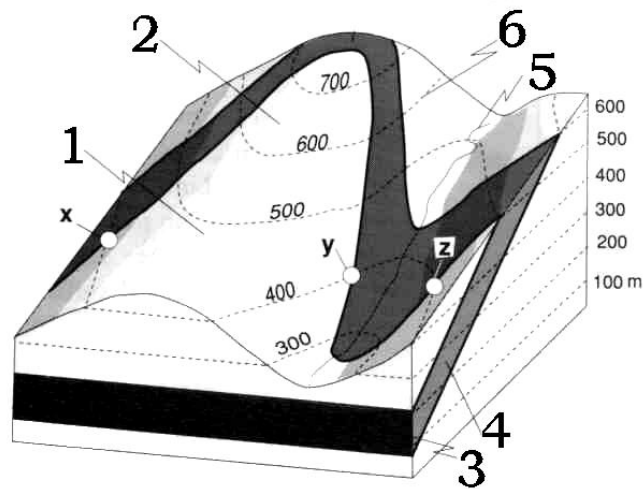


Figura 1.1. Intersección de un plano geológico inclinado con la topografía. La línea curvada resultante de la intersección recibe el nombre de traza del plano en superficie. Observar la naturaleza de la dirección de capa evidenciada por los puntos x, y, z en la figura. 1) Superficie del terreno; 2) Cresta montañosa; 3) y 4) Plano geológico bajo la superficie del terreno; 5) Valle; 6) Curvas de nivel. **Fuente:** Powell, D. (1992) Interpretation of Geological Structures through Maps; Longman Scientific and Technical, 176 pp.

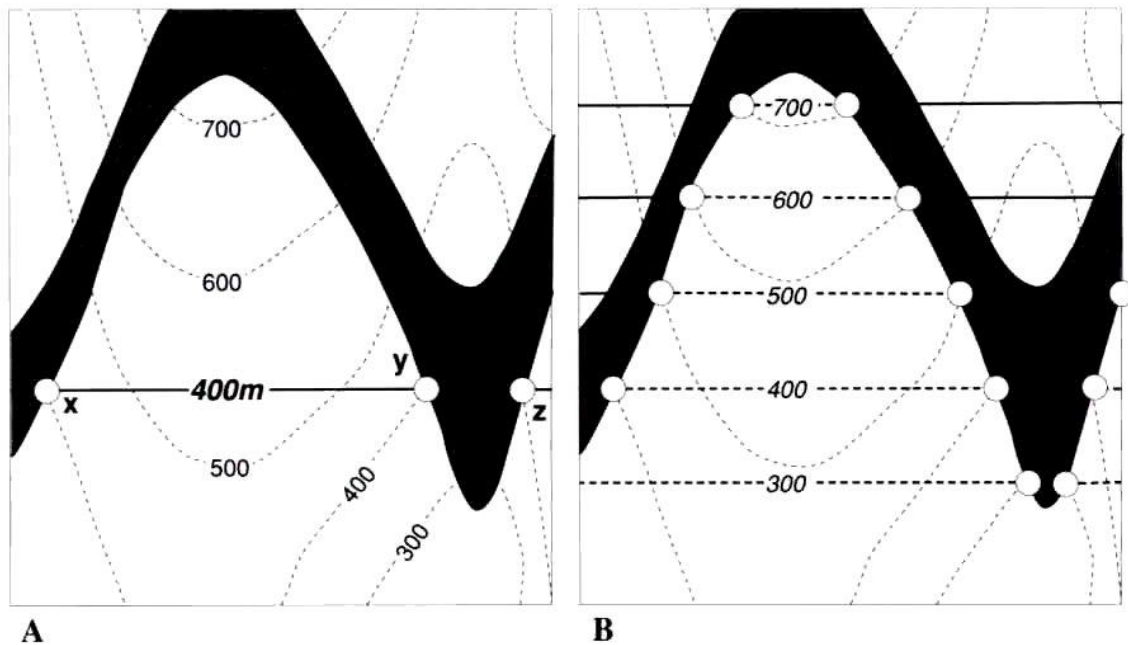


Figura 1. 2. Búsqueda de direcciones de capa para un plano geológico con la ayuda de curvas de nivel topográficas. **Fuente:** Powell, D. (1992) Interpretation of Geological Structures Through Maps; Longman Scientific and Technical, 176 pp.

Isohipsa ('Isohypse'). Líneas resultantes de la intersección entre un plano estructural (geológico) y una familia de planos paralelos equiespaciados.

Dichas líneas contornean el plano estructural y pueden ser proyectadas en un mapa. Su naturaleza es análoga a las curvas de nivel con la salvedad que estas últimas muy raramente se cruzan entre sí (por ejemplo en situaciones en las que se tienen techos estructurales) mientras que las isohipsas describen patrones complejos resultado de la complejidad estructural del plano que representan.

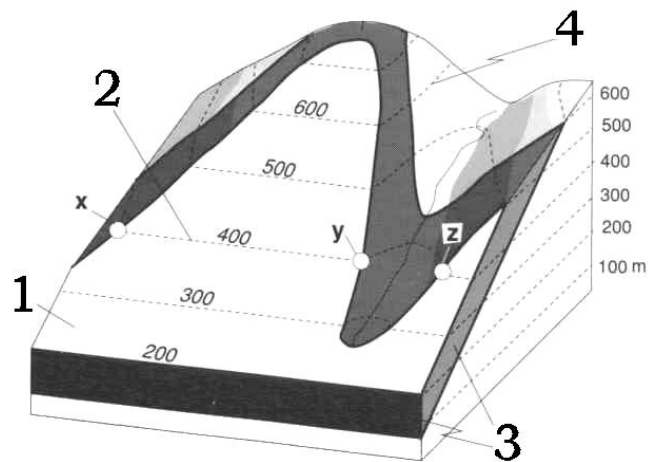


Figura 1.3. Noción de plano estructural e isohipsa. Las líneas que unen puntos del mismo plano estructural, a igual cota, se denominan direcciones de capa o de rumbo (por ejemplo, la línea x-y). Las curvas que contornean un plano geológico como resultado de su intersección con planos horizontales a distinta cota reciben el nombre de isohipsas y son análogas a las curvas de nivel topográficas. 1) Plano estructural; 2) Dirección de capa (x-y) y serie de isohipsas; 3) Plano geológico bajo la superficie del terreno; 4) Curvas de nivel. **Fuente:** Powell, D. (1992) Interpretation of Geological Structures through Maps; Longman Scientific and Technical, 176 pp.

Buzamiento Real ('dip'). Ángulo que forma respecto de la horizontal un plano geológico, medido éste en una dirección estrictamente perpendicular a la dirección de capa del mismo plano. Es el ángulo de inclinación máximo que presenta ese plano. Si la dirección en la que se mide el plano no es perpendicular al rumbo de la capa, se obtiene un ángulo de buzamiento menor, al cual se le denomina buzamiento aparente. Sus valores van de 0 (plano horizontal) a 90° (plano vertical).

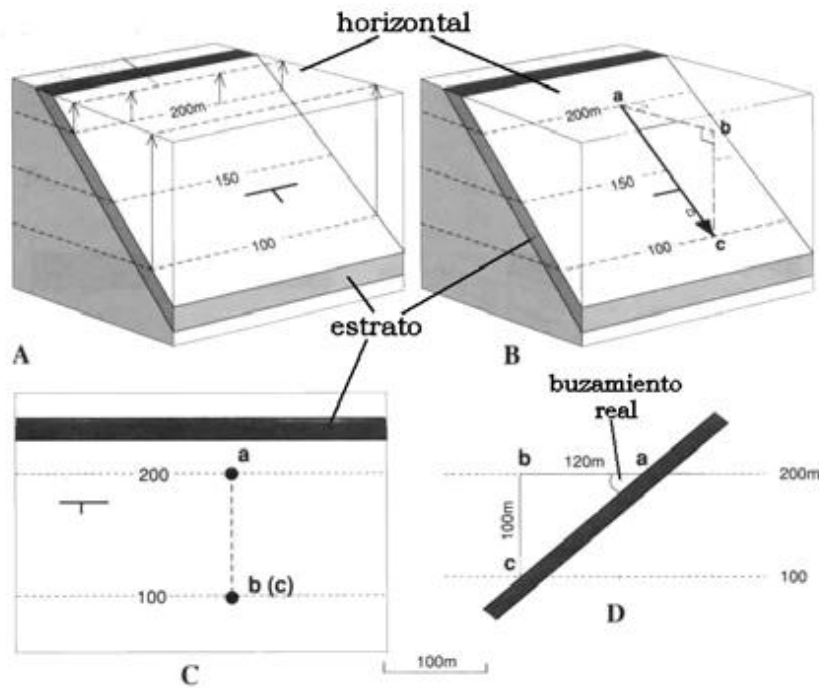


Figura 1.4. Concepto de buzamiento real. **Fuente:** Powell, D. (1992) Interpretation of Geological Structures through Maps; Longman Scientific and Technical, 176 pp.

Buzamiento Aparente ('*apparent dip*'). Ángulo que respecto de la horizontal forma un plano geológico inclinado, medido en una dirección no perpendicular al rumbo de dicho plano.

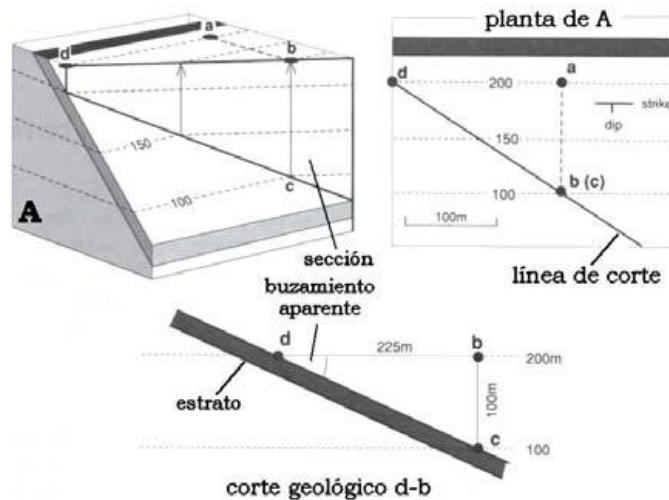


Figura 1.5. Cálculo del buzamiento aparente de un plano geológico a partir de un mapa topográfico. **Fuente:** Powell, D. (1992) Interpretation of Geological Structures through Maps; Longman Scientific and Technical, 176 pp.

Potencia Ortogonal o Real ('True thickness'). Es el espesor de cualquier capa, estrato o formación geológica medida perpendicularmente a los planos del techo y de la base de la misma. En el caso de que no exista el plano de la base o del techo para un cuerpo geológico, tan solo se calculará una potencia mínima equivalente a la máxima potencia que puede ser observada en cualquier lugar del mapa de dicha formación. La potencia real será, necesariamente, igual o superior a dicha potencia mínima.

Potencia Aparente ('Apparent thickness'). Es el espesor de cualquier capa, estrato o formación geológica determinado en cualquier dirección diferente a la perpendicular del plano que determina la base o el techo de la misma. La potencia observada en cualquier formación geológica en superficie (o amplitud de afloramiento) es normalmente una potencia aparente, salvo que la formación sea vertical.

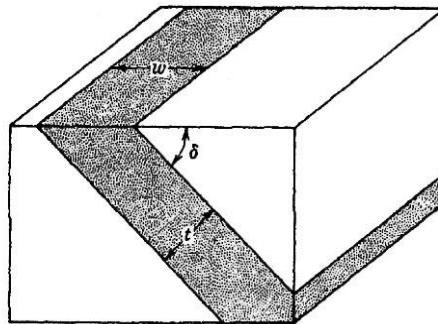


Figura1. 6. Concepto de potencia real u ortogonal (t) y relación con la amplitud de afloramiento (w) a través del ángulo de buzamiento real (δ). **Fuente:** Ragan, D.M. (1973) Structural Geology. An introduction to Geometrical Techniques, 2ª Ed.; John Wiley & Sons, 208 pp.

Polo. El concepto de Polo se puede explicar de la siguiente forma, se toma como base la proyección en una esfera imaginaria o "esfera de referencia", de radio R , la cual se coloca de tal forma que su centro coincida con el centro del área de proyección. Una línea imaginaria, paralela a la línea dada de orientación α y echado β , se coloca de tal manera que pase a través del centro de la esfera con su orientación en el azimut correcto. La línea, si se extiende, intersecta a la esfera de referencia en dos puntos o "polos". La posición de cualquier punto sobre la esfera de referencia indica una relación única para la orientación de la línea que lo produjo. Esta posición puede transferirse o proyectarse dentro de un plano conveniente. En este caso el plano de proyección es un plano horizontal que pasa a través del centro de la esfera de referencia. Un plano proyectado horizontalmente corta a la esfera de referencia en los hemisferios superior e inferior. El hemisferio superior no se utiliza debido a que está asociado solamente con líneas de echado negativo y en este trabajo todos los echados se toman con

valores positivos. El punto, o polo, ubicado sobre el hemisferio inferior P' puede proyectarse sobre el plano horizontal por diferentes métodos.

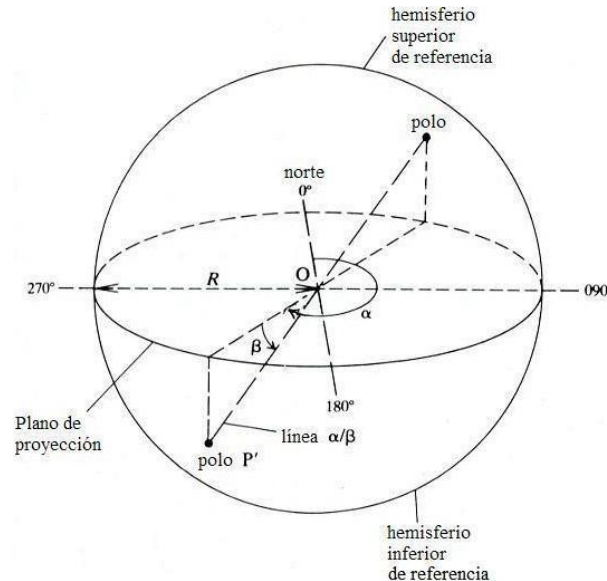


Figura 1.7. Esfera de referencia, intersectada por una línea de orientación α y echado β

Traza ('Trace'). Línea que resulta de la intersección de cualquier plano geológico (real o ideal) con la superficie del terreno, proyectada sobre un mapa. Las características geométricas de la traza de un plano son indicadores valiosos de la orientación y demás atributos geométricos de los planos geológicos. No obstante, es importante tener en cuenta el efecto topográfico en el análisis de las trazas en superficie.

Línea de inmersión ('*plunge line*'). Línea resultado de la intersección entre dos planos, uno de ellos vertical. El ángulo que forma respecto de la horizontal la inclinación de la línea (medida sobre el plano vertical) recibe el nombre de inmersión. La orientación del plano vertical que contiene la línea de inmersión se determina por el ángulo que forma respecto del norte, en el sentido de inmersión de la línea. Una línea de inmersión es un caso particular de una línea de cabeceo, en la que uno de los dos planos que intercepta es vertical.

Línea de cabeceo ('*pitch line*' o '*rake line*'). Línea resultado de la intersección de dos planos de cualquier orientación y buzamiento. El ángulo que forma la inclinación de la línea respecto a la horizontal recibe el nombre de cabeceo. Este ángulo debe asociarse al plano que contiene dicha línea, así como a una orientación geográfica que indique el sentido de inclinación.

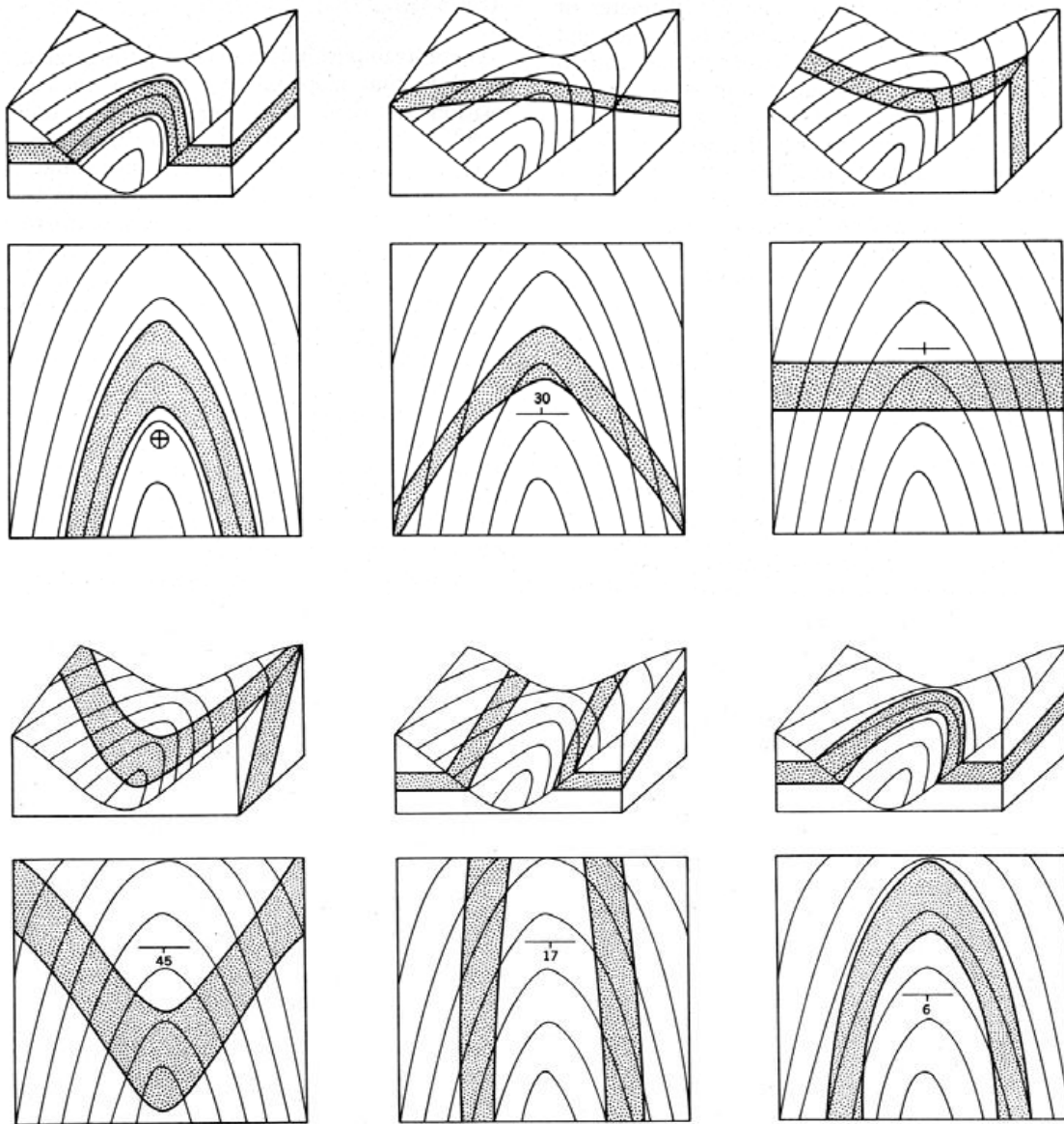


Figura 1.8. Relación existente entre planos geológicos y topografía. Observar la relación que existe entre la traza de las capas y las curvas de nivel en cada caso. **Fuente:** Ragan, D.M. (1973) *Structural Geology. An introduction to Geometrical Techniques*, 2ª Ed.; John Wiley & Sons, 208 pp.

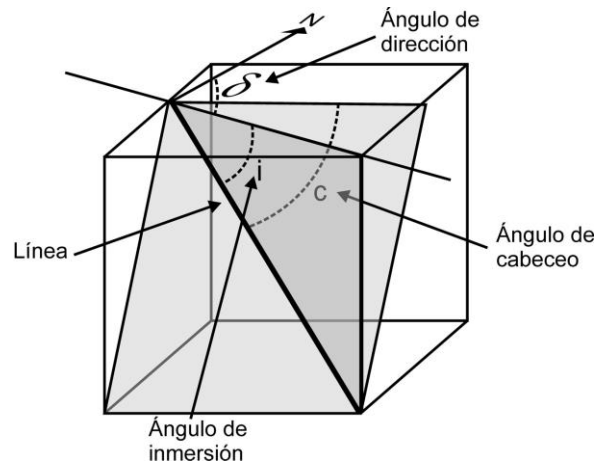


Figura 1.9 Concepto de inmersión y cabeceo de una línea. Observar que la inmersión se determina como el ángulo que forma con la horizontal una línea contenida en un plano vertical mientras que para el cabeceo se toma como referencia un plano no vertical. **Fuente:** Ragan, D.M. (1973) Structural Geology. An introduction to Geometrical Techniques, 2ª Ed.; John Wiley & Sons, 208 pp.

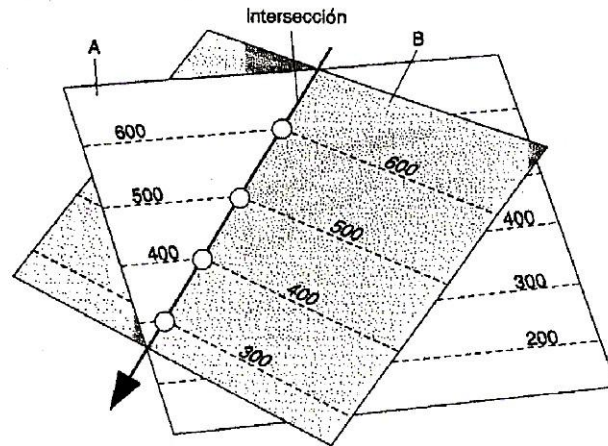


Figura 1.10. Línea de intersección entre los planos A y B. La punta de la flecha indica el sentido de inclinación de la línea. **Fuente:** Powell, D. (1992) Interpretation of Geological Structures Through Maps; Longman Scientific and Technical, 176 pp.

1.2. Parámetros de las discontinuidades. Los parámetros de descripción de las discontinuidades son trece.

- **Orientación.** Es la posición espacial y se da con el rumbo y buzamiento de la superficie de discontinuidad.

Por lo general, una masa de roca está afectada por más de un sistema o familia de fracturas, que se identifican con base en su orientación y origen. La orientación queda definida por su dirección de buzamiento (Dirección de la línea de máxima

pendiente del plano de discontinuidad respecto al norte) y por su buzamiento (inclinación respecto a la horizontal de dicha línea).

La dirección de buzamiento se mide siguiendo la dirección de las agujas del reloj desde el norte, y varía entre 0° y 360°. El buzamiento se mide mediante el clinómetro, con valores entre 0° (capa horizontal) y 90° (capa vertical).

- **Espaciamiento o espaciado.** Se define como la distancia entre dos planos de discontinuidad de una misma familia, medida en la dirección perpendicular a dichos planos, dicha medida d debe ser corregida para calcular el espacio real.

$$E = d \cdot \text{sen } \alpha$$

Donde:

E ; es el espaciado real

D ; es la distancia media medida con cinta

α ; es el ángulo entre la línea de medición y la dirección de la familia

- **Persistencia.** Es la longitud de la traza de una discontinuidad en un afloramiento (se trabaja estadísticamente y con criterios probabilísticos como el espaciamiento). Cuando hay persistencia se garantiza el flujo de agua a través de la masa.

- **Rugosidad.** Es la forma de la superficie de las discontinuidades. Pueden ser superficies desde planas hasta onduladas y también cada una de éstas, puede variar de lisa a rugosa. Se emplean modelos comparativos para determinar el grado de rugosidad de una superficie.

La rugosidad incrementa la resistencia al esfuerzo cortante de la superficie, ya que el deslizamiento solo es posible cuando se remonta la estría o cuando se rompe ésta por su base requiriéndose en ambos casos mayor energía. Se alude a la rugosidad de la superficie y a la ondulación de la discontinuidad, pues ambos afectan la resistencia del macizo rocoso. Una alta rugosidad aumenta la resistencia a la fricción.

- **Resistencia de las paredes de la discontinuidad.** Generalmente es la resistencia a la compresión inconfiada, pues es una buena medida de la alteración de las paredes de la discontinuidad.

- **Abertura.** Es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno. La abertura es importante en las discontinuidades ya que modifica las tensiones efectivas que actúan sobre las paredes.

- **Continuidad:** Es la longitud o extensión de la discontinuidad en el espacio. A mayor continuidad de las superficies de falla, la resistencia del macizo rocoso es menor.

- **Relleno.** Alude al material entre las paredes de la discontinuidad, casi siempre más blando que el macizo rocoso. Un parámetro en el material de relleno es su grado de cementación.
- **Flujo.** Agua presente en la discontinuidad que se encuentra libre o en movimiento. Se describe por el caudal y debe evaluarse si el agua brota o no con presión.
- **Número de familias presentes.** Es indicativo del grado de fracturamiento del macizo y depende de la dirección y tipo de esfuerzos. El menor número de familias en un macizo es tres; también las familias presentan características distintivas, no solamente en dirección y espaciamiento sino también en condiciones de relleno, caudal e incluso edad y tipo de esfuerzos que la origina.
- **Tamaño de bloques.** Es el valor que se cuantifica con algunas metodologías específicas. Deben identificarse además los bloques críticos: aquellos que tienen tamaños finitos y posibilidad de desprenderse.
- **Filtraciones.** El efecto del agua en la discontinuidad puede ser de dos formas; primero, lubricando la superficie de deslizamiento y segundo ejerciendo presión de poro. De éstos, el más perjudicial por lo general es el incremento en la presión de poro. Sin embargo, también el efecto de lubricación del agua sobre los materiales de relleno puede llegar a ser importante.
- **Resistencia:** La resistencia se define como el esfuerzo que la roca puede soportar para unas ciertas condiciones de deformación. La resistencia depende de las condiciones intrínsecas de la roca, cohesión y ángulo de fricción y de otros factores externos como la magnitud de los esfuerzos que se ejercen.

1.3. Notación de Planos en Geología

Para cualquier tipo de análisis que implique planos geológicos es preciso establecer un sistema de coordenadas universales de referencia. En la mayor parte de las rocas, los planos más frecuentes corresponden a la estratificación, al diaclasado así como a distintos tipos de planos de foliación de entre los cuales, la esquistosidad, es la más destacada.

La orientación de planos en el espacio toma como sistema de referencia las coordenadas geográficas, lo cual se realiza a partir de la orientación magnética, ya que la forma más simple, rápida y eficaz de llevar a cabo ese trabajo es mediante el empleo de una brújula de geólogo. De forma general, la orientación de cualquier plano en el espacio pasa por la determinación de su dirección de capa (es decir, la orientación respecto del norte geográfico o magnético de una línea horizontal contenida en el plano), así como del propio ángulo de buzamiento y de la dirección o sentido de buzamiento. A partir de esos parámetros básicos se han desarrollado distintos tipos de notaciones.

- a) **Círculo Completo.** Ejemplo (320/65). Es el tipo de notación más fácil y más eficiente. Solo dos números permiten la descripción y definición de cualquier plano. El primer número (ejemplo: 320/65) es la dirección de

inclinación (dip direction), el valor azimutal en grados ($^{\circ}$) hacia donde el plano se inclina. Un plano con inclinación hacia al norte entonces tiene 0° hacia al este corresponde a 90° ; hacia al sur 180° ; hacia oeste es 270° . Entonces el primer número (la dirección de inclinación) puede llegar hasta 360° .

El buzamiento siempre es el ángulo pequeño entre la horizontal y el plano geológico. Nunca puede ser superior de 90° . Este tipo de notación es fácil y rápido por tener solo dos números. Es muy recomendable usar este tipo de notación.

- b) **Medio Círculo.** Ejemplo (50/65NW). Este tipo de medición hoy casi no se usa, pero existe todavía: El primer número (ejemplo 50) es el rumbo en una forma azimutal, podría ser un número entre 0° hasta 180° . Siempre hay un rumbo en este segmento. El segundo número es el buzamiento. Las letras al fin definen la dirección de inclinación. Eso es necesario porque el rumbo es bidireccional y siempre resultan dos posibilidades hacia donde se inclina el plano. Este sistema de notación era bastante fácil y seguro. Especialmente con la brújula Brunton. También con la brújula Freiburger funcionó bastante bien. Lamentablemente en los últimos años se quedó un poco en el olvido.
- c) **Tipo Americano.** Ejemplo (N50E; 65 NW) N significa el inicio (punto cero) del dato (para planos geológicos siempre se puede usar N; para alineaciones también se necesita "S"). El primer número (ejemplo: 50) significa el rumbo a partir del N. Hay dos posibilidades hacia E como este o hacia W como oeste. El rumbo en este tipo de notación nunca es mayor de 90° . Entonces en el ejemplo tenemos 50° hacia el este. Después del ";" viene el buzamiento como se conoce, y como último la dirección de inclinación en letras. El problema de esta notación es la gran cantidad de letras y números para definir el plano. Además en el cuadrante N...W se cuenta contra-reloj, en el cuadrante N...E en el sentido del reloj, eso también complica un poco esta norma.

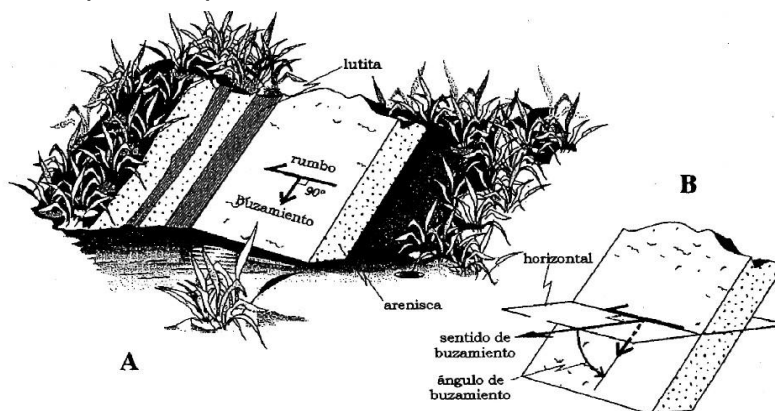


Figura 1.11. Significado de la dirección de capa (o rumbo), sentido de buzamiento y ángulo de buzamiento en un afloramiento. Notar la relación existente entre la horizontal, el plano geológico problema y la dirección de capa. **Fuente:** Powell, D. (1992) Interpretation of Geological Structures through Maps; Longman Scientific and Technical, 176 pp.

Además, existen otras formas de notación cuyo uso es también frecuente. Por ejemplo:

- a) **110, 25S**: la dirección de capa es 110° medida a partir del norte en sentido dextrógiro, el ángulo de buzamiento es de 25° en el sentido sur.
- b) **N70W, 25S**: la dirección es 070° hacia el oeste desde norte (es decir, en sentido antihorario o levógiro) mientras que el buzamiento es de 25° hacia el sur. Observar que en esta notación es preciso indicar el sentido hacia el que, a partir del norte, hemos de medir la dirección del plano.
- c) **25, S20W**: la dirección de buzamiento tiene un rumbo de 20° hacia el oeste contando desde el sur, mientras que el buzamiento es de 25° en esa misma dirección.
- d) **25, 200**: la dirección de buzamiento tiene un rumbo de 200° medida desde el norte en el sentido horario, mientras que el buzamiento es de 25° en esta dirección.

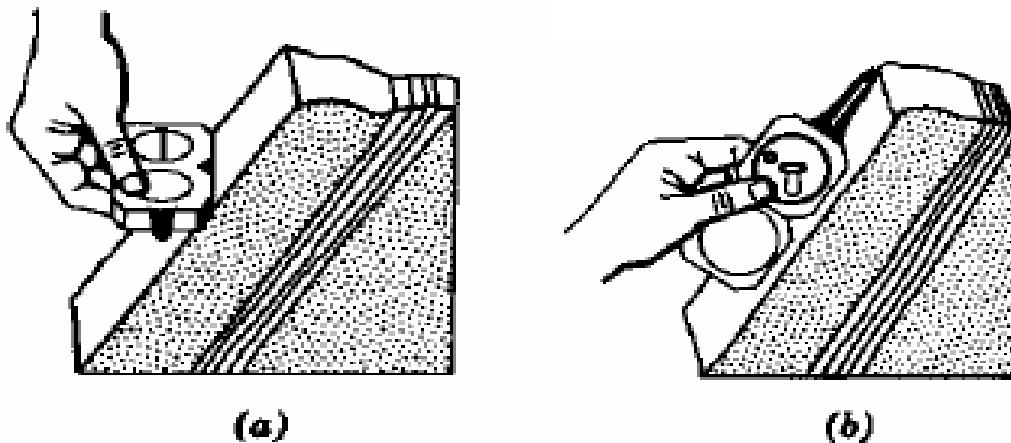


Figura 1.12. Medida de la orientación de un plano geológico con la ayuda de una brújula y un clinómetro (brújula de geólogo). **Fuente:** Ragan, D.M. (1973) Structural Geology. An introduction to Geometrical Techniques, 2ª Ed.; John Wiley & Sons, 208 pp.

1.3.1. Notación de Líneas en Geología

La mayor parte de las líneas de interés en Geología tienen que ver con:

- La intersección de planos, es decir, alineaciones de intersección (por Ejemplo; entre planos de estratificación y de esquistosidad, entre dos planos de diaclasado, etc.).
- Las características de afloramiento de distintos tipos de planos geológicos, en particular cuando estos son vistos únicamente a través de una sección bidimensional.
- Estructuras tectónicas (estrías sobre un plano de falla, picos estilólíticos, *rods*, *boudins*, etc.).

La orientación de cualquier línea en el espacio se puede expresar de acuerdo con diversas convenciones. No obstante, todas ellas tienen en común el identificar explícitamente el plano que contiene a la línea (ya sea éste un plano vertical, en el caso de una línea de inmersión o inclinado, en el caso de una de cabeceo) así como el sentido de inclinación de la línea.

En el caso de una línea de inmersión, la orientación del plano vertical que la contiene se realiza respecto del norte (geográfico o magnético) con la particularidad de que en la medida de su orientación se tiene en cuenta el sentido de inclinación. Por ejemplo, si hablamos de una línea inclinada hacia los cuadrantes NE o SE la orientación del plano será un número que irá de 0 a 180° mientras que si su sentido de inclinación es hacia los cuadrantes NW o SW la orientación del plano irá de 180 a 360°. La inclinación de la línea se expresa a través del ángulo que forma respecto de la horizontal (es decir, entre 0 y 90°). La nomenclatura consta, pues, de dos números que se escriben de la forma YY/XXX donde YY representa la inclinación o inmersión de la línea (entre 0 y 90°) mientras que XXX corresponde al rumbo del plano vertical que la contiene (entre 0 y 360°), medido en el sentido horario.

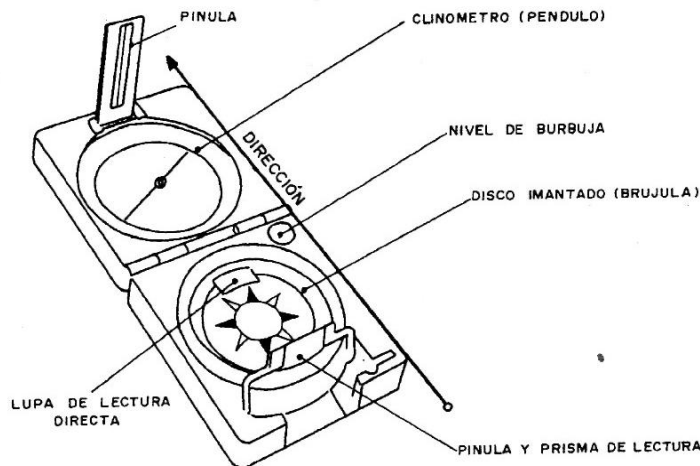


Figura 1.13. Esquema de brújula geológica (Tipo TOPOCHAIX), con clinómetro amortiguable y fijación optativa de la medida. **Fuente:** Martínez Álvarez, J.A. (1989) Cartografía Geológica; Ed. Paraninfo; 477

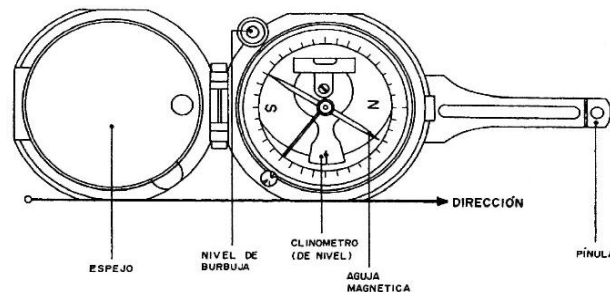


Figura 1.14. Esquema de brújula geológica (Tipo BRUNTON), con clinómetro preciso de tipo nivel. **Fuente:** Martínez Álvarez, J.A. (1989) Cartografía Geológica; Ed. Paraninfo; 477 pp.

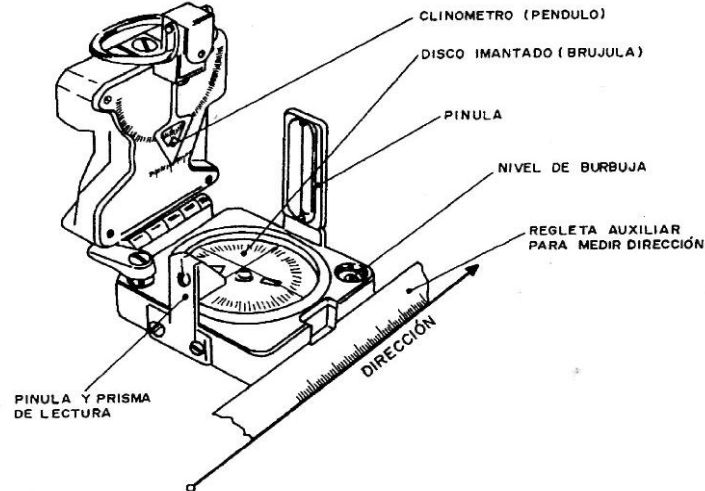


Figura 1. 15. Esquema de brújula geológica (Tipo MERIDIAN), con clinómetro de péndulo. **Fuente:** Martínez Álvarez, J.A. (1989) Cartografía Geológica; Ed. Paraninfo; 477 pp.

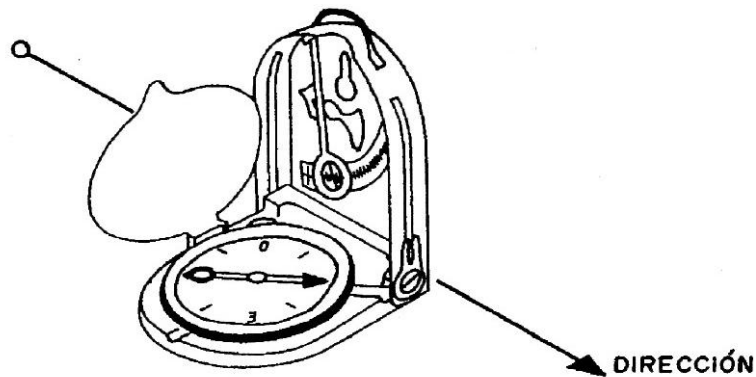


Figura 1.16. Esquema de brújula geológica genérica con clinómetro de péndulo. **Fuente:** Martínez Álvarez, J.A. (1989) Cartografía Geológica; Ed. Paraninfo; 477 pp.

En el caso de las líneas de cabeceo, el convenio a emplear pasa por identificar el plano que contiene a dicha línea (tal y como se explicó en el apartado anterior) seguido, a continuación, del ángulo de cabeceo y sentido de inclinación de la línea. El primero se da como valor angular (entre 0 y 90°) por comparación con la horizontal. El segundo como coordenada geográfica identificativa del cuadrante hacia el cual se inclina la línea (N, NE, E, SE, S, SW, W, NW). Estos dos datos se ponen a continuación de la orientación del plano y separados por una coma. Por ejemplo, **110, 25S, 45E** nos indica un plano de orientación 110 que buza 25 grados hacia el sur y que contienen una línea inclinada 45° respecto de la horizontal en el sentido hacia el Este.

1.4. ROCAS QUE SON INTERESANTES PARA EL INGENIERO GEOTECNISTA.

Las rocas guardan en su interior una valiosa Información sobre los procesos históricos de nuestro planeta. Existe una gran variedad de rocas pero éstas pueden ser agrupadas en solo tres grandes grupos según su origen y su aspecto. Las distintas apariencias de las rocas están determinadas fundamentalmente por dos aspectos: uno es la **minerología**, es decir los diferentes componentes y la cantidad relativa de cada uno de ellos. El otro es la **textura**, o sea el tamaño y ordenamiento espacial de los componentes.

El ciclo de las rocas nunca se acaba, está siempre operando de forma lenta y continua y en diferentes partes del mundo. Las rocas que alcanzaron la superficie son recicladas continuamente pero solo se puede ver la parte superior del ciclo y se deben deducir los de la parte profunda a partir de evidencias indirectas.

1.4.1. ROCAS ÍGNEAS

Las intrusiones ígneas constituyen otro grupo de estructuras de rocas con dimensiones que varían desde miles de kilómetros hasta centímetros, las masas grandes se llaman batolitos o plutones. Las rocas ígneas que ocupan lugares verticales se llaman diques, sus dimensiones son variadas.

La importancia de estas estructuras ígneas para el ingeniero radica en la posibilidad de que haya cambios repentinos en las propiedades de las rocas. Las rocas ígneas son por lo general muy duras y resistentes debido a que no tienen planos de estratificación como las rocas sedimentarias, las cuales se rompen con facilidad a lo largo de los planos de debilidad.

Granito: Es una roca ígnea ácida de grano grueso, compuesta esencialmente de cuarzo (10 a 25%) feldespato (60 a 80%), mica (2 a 5 %). El granito se forma por la cristalización lenta del magma, debajo de las cadenas montañosas que se encuentran en proceso de elevación ocasionado por los intensos movimientos de la corteza terrestre y el manto superior. Debido a los procesos de elevación y erosión, el granito que se ubique a una profundidad de 10 m, se libera de la presión, se expande y al hacerlo se fractura.

Las características que interesan al ingeniero son: el estado de caolinización y la distribución, así como la frecuencia y orientación de las fracturas. El grado de intemperismo del granito entre 5 y 10 metros de profundidad puede ser elevado y en consecuencia, no se deben levantar ahí cimientos para grandes construcciones o estructuras. En climas templados y húmedos, la roca madre puede estar a unos cuantos metros bajo la superficie, pero esta profundidad puede ser variable. En climas tropicales el espesor del depósito superficial de laterita puede ser tan grueso que los cimientos para construcciones se deben diseñar como si estuvieran sobre una base de arcilla pues el costo de la excavación para alcanzar la roca madre sería muy alto.

Diorita: La diorita es una roca ígnea intermedia de grano grueso. Es un tipo de roca de transición entre el granito ácido y la dolerita básica.

Andesita: La andesita es una roca ígnea común, producto del vulcanismo y recibe su nombre de la cordillera de los Andes en América del Sur

Obsidiana y retinita: La obsidiana y la retinita son rocas ígneas de grano muy fino, solidificadas inmediatamente después de una erupción.

Gabro, dolerita y basalto: Estas son tres rocas ígneas del grupo denominado básico de magnesio, calcio o sodio. Dichas rocas tienen mayor cantidad de hierro que las ácidas y es este elemento que da el color verde a las rocas. Estas rocas son muy resistentes porque su estructura cristalina se compone de cristales de feldespato, de forma tubular y orientado al azar, incrustados entre otros minerales. Debido a su gran resistencia, estas rocas se utilizan como agregados en la mezcla de concreto. El gabro y la dolerita se presentan en forma de dique-estratos y diques; las masas más grandes presentan grano de mayor tamaño, ya que su enfriamiento ha sido más lento debido a su mayor volumen. Los planos de las diaclasas son irregulares y es difícil excavar en la roca por lo que es necesario dinamitar.

El basalto es una roca ígnea de grano fino, del mismo origen que la dolerita y el gabro, pero que después de alcanzar la superficie a través de la erupción volcánica, el color del basalto, por regla general es negrozco o verde oscuro, pero puede ser rojizo o marrón debido a la oxidación de los minerales. El basalto es duro y difícil de excavar, requiere del uso de dinamita. El basalto fresco (gris verdoso oscuro) hace muy buena mezcla para el concreto.

1.4.1.1. Minerales Comunes en Rocas Ígneas

La mayoría de los minerales de las rocas ígneas son silicatos. Por una parte, es debido a que la sílice es un componente abundante en la Tierra, y por otro, es porque los minerales silicatados se funden a temperaturas y presiones propias de la corteza y manto superior. Los silicatos más comunes de las rocas ígneas son el cuarzo, los feldespatos, las micas, piroxenos, anfíboles y olivinos.

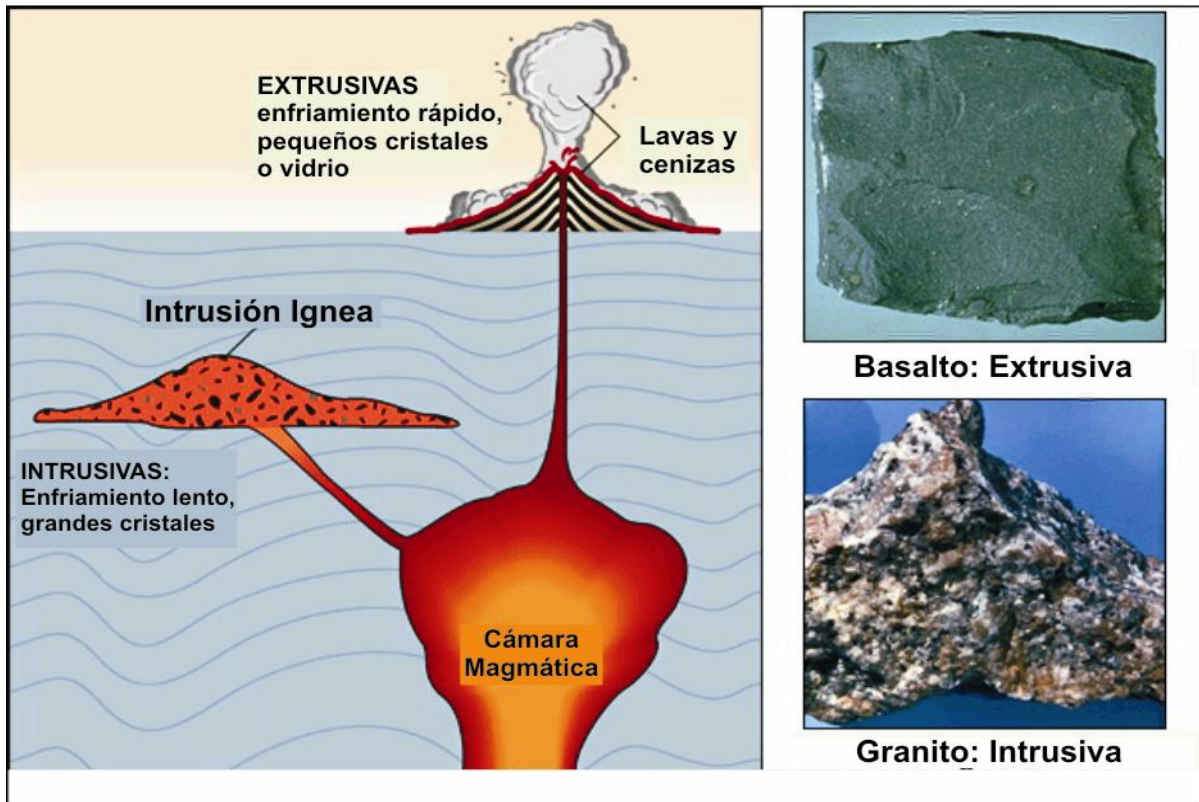


Figura 1.17 Rocas ígneas intrusivas y extrusivas: El basalto, roca extrusiva típica se forma cuando el magma alcanza la superficie y se enfría rápidamente. El granito, roca intrusiva, lo hace cuando el magma se aloja en rocas no fundidas dentro de la corteza y allí se enfría lentamente.

1.4.1.2 Clasificación de las rocas Ígneas

Para clasificar una roca ígnea debemos conocer su **composición mineralógica** y la cantidad de cada uno de los minerales esenciales, además de su textura, la cual nos dará información sobre la forma en que se enfrió el magma. Con toda esta información es posible darle un nombre específico a cada roca ígnea (Figura 1.18) Una roca ígnea nos da información sobre qué tipo de material es el que se fundió, y en qué condiciones térmicas se realizó la fusión. Las rocas ígneas son muy buenos indicadores de las condiciones geotectónicas de una región, ya que el tipo de roca ígnea está íntimamente relacionado con el tipo de interacción entre las placas tectónicas.

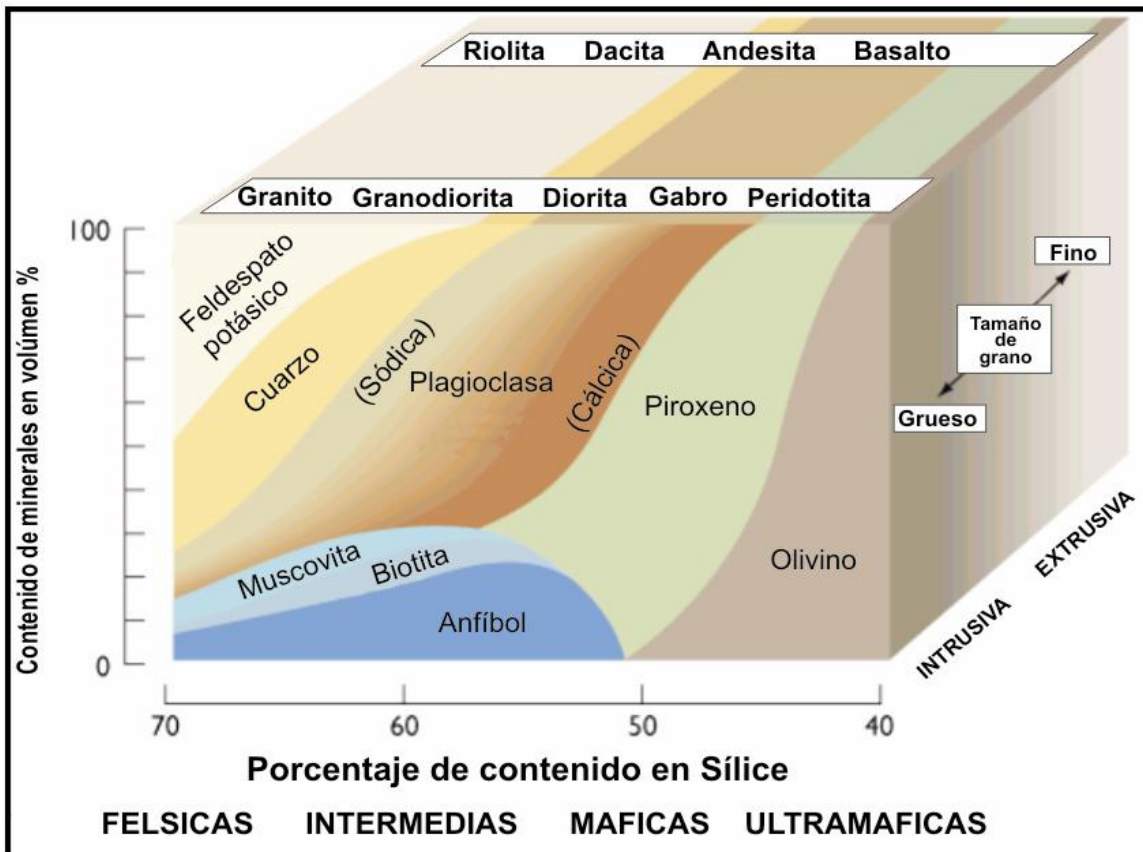
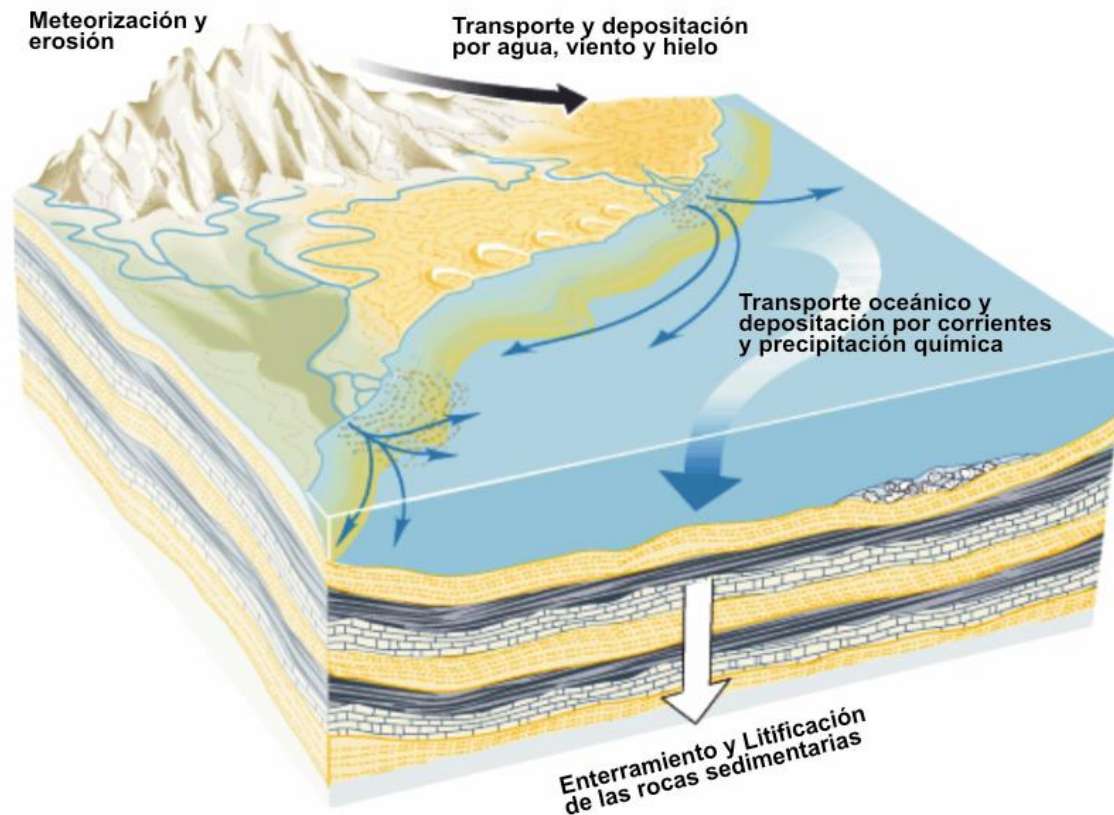


Figura 1.18 Esquema de clasificación de rocas ígneas. Una roca intrusiva puede tener su equivalente extrusivo. La riolita, es el equivalente extrusivo del granito, y ambas son rocas con mucho feldespato de tipo ortoclasa, cuarzo, plagioclasa, algo de micas (más muscovita que biotita) y muy poco o nada de anfíbol. A su vez, tienen un contenido de SiO_2 superior al 60 %.

1.4.2. ROCAS SEDIMENTARIAS

El **sedimento** es el precursor de una **roca sedimentaria**, y se encuentra en la superficie de la Tierra como capas de partículas sueltas tal como la arena, el limo o la arcilla. Algunas partículas, como los granos de arena y limo, provienen de la destrucción de otras rocas en la superficie terrestre por un proceso denominado **meteorización**. Esto es, las rocas son fragmentadas y disgregadas en trozos de varios tamaños. Estos fragmentos son luego transportados por algún **agente de transporte** y **erosión** (agua, viento o hielo) y **depositados** en los sectores topográficamente bajos, formando capas sucesivas. La meteorización de las rocas expuestas en la superficie, permite que los agentes de transporte lleven material hacia las zonas más bajas (cuencas) y lo depositen, para formar allí las capas de rocas sedimentarias. La acumulación sucesiva de capas, hará que los niveles inferiores estén sometidos a una compactación cada vez mayor. Las rocas sedimentarias están divididas en dos grupos: Detríticas y no detríticas. Para clasificar una roca **sedimentaria clástica**, es necesario definir el patrón textural. Las rocas detríticas o clásticas contienen más del 50% de materiales clásticos; cristales sueltos, fragmentos de cristales o fragmentos de rocas; ruditas o conglomerados (pudingas y brechas), areniscas, lutitas (limolitas, arcillas o arcillitas) procedentes de rocas preexistentes por procesos de alteración. Las

rocas no detríticas contienen menos del 50% de materiales terrígenos las cuales a su vez pueden subdividirse en rocas no detríticas por precipitación química o biogeoquímica; calizas, dolomías, evaporitas, rocas silíceas (silex, chert) en este grupo se incluyen las rocas residuales. Organógenas las cuales contienen depósitos de fragmentos orgánicos de animales y/o vegetales, carbón, petróleo.



Halita. Es cloruro de sodio, al que comúnmente se llama sal de roca o sal de cocina, ya que se utiliza en los alimentos, así como para derretir la nieve de carreteras y calles.

Anhidrita y yeso: Son sulfatos que se emplean en la industria química y de la construcción.

Silex y pedernal. Son variedades hidratadas de sílice que se forman bajo el agua, ambas rocas son muy duras y no las raya el acero, por lo tanto son muy resistentes al intemperismo y a la erosión y forman depósitos de grava y arena de grano grueso en valles fluviales y a lo largo de costas, de donde se extraen y emplea como mezcla de concreto. El silex requiere el uso de explosivos, por ser dura, frágil e inflexible presenta muchas fracturas sobre todo cuando la roca ha sido sometida a un plegamiento.

Conglomerado y brecha. Son dos variedades de rocas sedimentarias de grano grueso. Se componen de guijarros cementados por material de grano fino como arcilla, lodo, arena, cuarzo, óxido de hierro e hidróxido de hierro. La porosidad de la roca puede ser alta, así como su contenido de agua, en este tipo de roca se pueden esperar cambios en las condiciones del agua subterránea durante las

excavaciones y los cortes. Estas rocas, regularmente son bastante estables en cortes abruptos de carreteras porque tienen buen drenaje, lo cual evita que se acumule la presión del agua y las desintegre.

Arenisca. Es una forma endurecida de la arena se compone de granos de cuarzo, mica y fragmentos de rocas de grano fino cuyo tamaño varía de 60 μm a 2 mm, las areniscas varían en sus propiedades mecánicas, porosidad y color, dependiendo de cómo se hayan originado y puede existir desde arenisca sin consolidar hasta la arenisca sólida. Las variaciones en la porosidad de la roca causadas por el grado de cementación son importantes, las areniscas porosas son buenos acuíferos, pero su rendimiento puede variar según su porosidad afectando su resistencia y estabilidad en las pendientes donde se hayan hecho cortes.

Lutita. Esta roca se descompone y erosiona con mayor rapidez que las rocas duras, como las calizas y areniscas. Su estructura laminar e impermeabilidad son las propiedades que a la geotecnia interesan. La primera permite que se pueda excavar con facilidad, sin necesidad de recurrir a los explosivos, pero la segunda altera el flujo del agua tanto subterránea como superficialmente, aflorando en el terreno de construcción. Cuando llueve, algunas de estas arcillas se inchan y ocasionan la expansión del macizo rocoso, debajo de la superficie. La pizarra arcillosa debe cubrirse cuando se encuentre en las excavaciones para protegerla de la lluvia. Las capas de pizarras arcillosas situadas entre capas de calizas provocan con frecuencia deslizamientos.

Caliza. Tiene numerosos usos sobre todo en la industria de la construcción. Esta roca es dura, compacta, pero con frecuencia causa problemas a los ingenieros debido a su composición mineral, la cual al estar en contacto con el agua se disuelve con gran facilidad, de modo que el agua de lluvia que cae sobre la misma se filtra rápidamente hacia abajo de la superficie abriendo cavidades y cavernas. La escasez de agua superficial con arroyos y ríos es rasgo característico de las regiones donde abundan las calizas.

1.4.2.1. Minerales comunes en rocas sedimentarias

Los minerales de origen clástico más comunes en los sedimentos son también los silicatos. Esto no es más que un reflejo de la abundancia de estos minerales en las rocas originales, las cuales aportan sus fragmentos (clastos) para formar las rocas sedimentarias. **El cuarzo, los feldespatos y las arcillas** son los más comunes. La arcilla seca que se expone en excavaciones, túneles y cortes presenta una alineación bien marcada de fracturas, es un material cohesivo y posee la capacidad de soportar ángulos muy pronunciados, a veces casi verticales si está seca. Las líneas de fracturas aumentan cerca de la superficie donde una arcilla anteriormente sobreconsolidada está sujeta a menor presión y tiende a expandirse después de que se reducen las presiones. La arcilla húmeda causa con frecuencia problemas a los ingenieros civiles durante la construcción, cualquier arcilla expuesta en el terreno debe mantenerse seca

1.4.3. ROCAS METAMÓRFICAS.

Las rocas metamórficas son llamadas así porque en realidad, son la transformación de una roca preexistente (meta = cambio, morfos = forma). Estas rocas son generadas cuando las altas temperaturas y presiones en las profundidades de la Tierra, causan algún cambio en una roca ígnea, sedimentaria o metamórfica previa. Lo que cambia es la mineralogía, la textura y eventualmente la composición química sin perder su **estado sólido**; por eso se dice que los minerales de las rocas metamórficas no cristalizan, si no que crecen lentamente en estado sólido. A este proceso se lo denomina **blástesis** (blástesis = crecer), y por lo tanto las rocas metamórficas están compuestas de **blastos** de diferentes minerales. Las temperaturas requeridas para metamorfizar una roca van de 200 a 700 °C; por encima de esta temperatura, las rocas se funden y dan lugar a rocas ígneas. En realidad, existe un paso intermedio donde se observan rocas de mezclas, parte ígnea y parte metamórfica, que se denominan rocas **migmáticas** (migma = mezcla).

Gneiss. Rocas de metamorfismo de alto grado formadas a partir de rocas ígneas o sedimentarias, por lo que existen muchas variedades. Su origen es diverso, pudiendo derivar tanto de rocas ígneas (ortogneis) como sedimentarias (paragneis). Tiene una composición mineral similar a la del granito, se compone de cuarzo, feldespato, mica y hornblenda. En este tipo de roca el ingeniero debe cuidar su grado de foliación lo que provoca que se formen planos de debilidad lenticulares que se traducen en derrumbes en las excavaciones.

Esquisto. Puede provenir de rocas sedimentarias o ígneas como el basalto; posee metamorfismo de mayor grado que pizarras y filitas; según el material sea laminado o fibroso, varía su comportamiento; tiene mayor clivaje que los anteriores y menor que los gneises. Se forman a partir de rocas arcillosas, como pizarras, de rocas ígneas graníticas y básicas. La composición mineral y la alineación del esquisto son las características significativas para la ingeniería. Puede variar en la resistencia de una masa de roca debido a las diferentes clases de esquisto que se encuentren en su composición.

Mármol. Roca metamórfica de grano grueso, compuesta por granos de calcita. Esta roca proviene del metamorfismo de calizas o dolomías. Las impurezas pueden darle diferentes coloraciones. Esta roca se explica por metamorfismo regional o de contacto. Su textura es cristalina y la fábrica mineral es entrabada isotrópica.

Cuarcita. Roca metamórfica compuesta por granos de cuarzo, que proviene del metamorfismo de areniscas ricas en cuarzo. En algunos casos, las estructuras sedimentarias de las areniscas (estratificación cruzada) se conservan dando lugar a bandeados. La cuarcita a diferencia de la arenisca no es porosa y no rompe alrededor de los granos minerales, sino a través de ellos, pues éstos se encuentran entrabados. Pura es blanca. Si la dureza del mármol es menor que la de la navaja, la de la cuarcita es mayor y raya el acero.

Pizarra y filita. Ambas asociadas a margas y lutitas; en la primera el grano es más fino y la foliación microscópica, en la segunda el grano es más grueso a causa del mayor metamorfismo y la foliación se hace visible en hojas grandes y delgadas. La

fábrica mineral en ambas es entrabada y anisotrópica. La pizarra tiene color de gris a negro y puede también ser verdoso, amarillento, castaño y rojizo. La pizarrosidad característica puede ser o no paralela a los planos de las capas de las margas originales.

Anfibolita y serpentinita. Ambas asociadas a rocas básicas y ultrabásicas; la primera rica en hornblenda y plagioclasa con cierta foliación debido a la hornblenda y la segunda rica en silicatos de Magnesio, muestra tacto suave y jabonoso y es compacta. La serpentina es el mineral derivado del metamorfismo a altas temperaturas de rocas ígneas como las dunitas y las peridotitas. La anfibolita no posee mica y muestra cristoblastos orientados y aciculares, la serpentina muestra cristoblastos más finos y superficies estriadas y pulidas. Ambas rocas exhiben una textura cristalina en una fábrica mineral entrabada y anisotrópica.

1.4.3.1. Minerales comunes en rocas metamórficas

Por ser las rocas metamórficas la transformación de rocas ígneas y sedimentarias previas, los minerales más abundantes son también los silicatos. Los más típicos son el cuarzo, los feldespatos, las micas, piroxenos y anfíboles, siendo estos últimos también frecuentes en rocas ígneas. Pero además son comunes otros minerales como el disteno, la sillimanita, andalucita, estauroлита y algunas variedades de granate que caracterizan solamente a las rocas metamórficas, ya que éstos se forman en condiciones de presión y temperatura superiores a las de las rocas ígneas, y por lo tanto su presencia en una roca es una buena guía para clasificarla como metamórfica. Se puede clasificar a las rocas metamórficas con base en minerales más comunes. Los términos de la clasificación estructural/composicional pueden ser definidos estrictamente atendiendo a los porcentajes relativos de los minerales más comunes: cuarzo, feldespato potásico, micas, anfíbol, piroxeno, plagioclasa y granate.

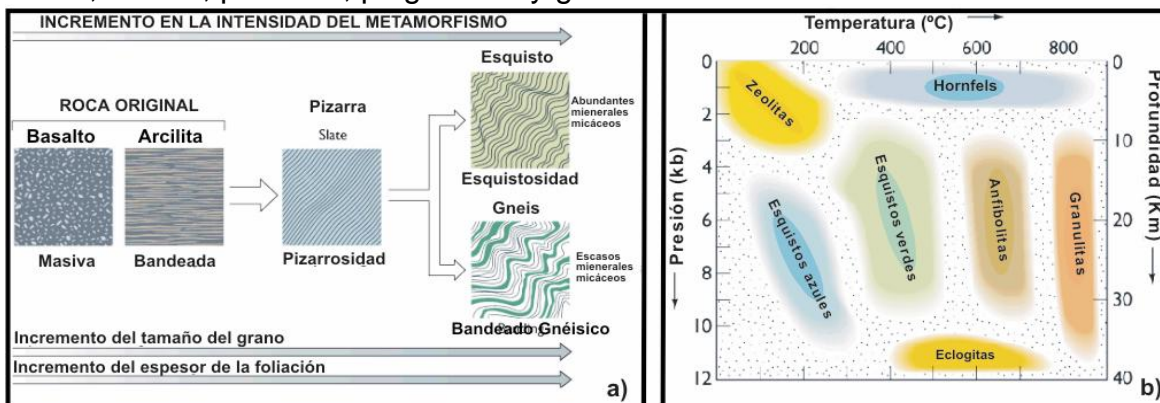


Figura 1.20 Clasificación de rocas metamórficas: a) Clasificación según su aspecto y desarrollo de la planaridad de origen metamórfico. b) Clasificación según las condiciones de presión y temperatura; cada roca metamórfica puede ser incluida en alguno de los grande grupos de facies. Los minerales de una roca metamórfica acusan las condiciones físicas bajo las cuales ésta se formó.

REFERENCIAS:

Ragan Donal .M,(1980) Geología Estructural: Introducción a las técnicas geométricas. Omega, Barcelona. 207 pp.

Hills, Edwin Sherbon, (1977) Elementos de Geología Estructural, Ariel, México, pp 173-194.

Hobbs;Bruce E.,(1981), Geología Estructural, Omega, Madrid, 520 pp

Ramsay G. John, (1977) Plegamiento y fracturación de las rocas, Rosario, Madrid, 589 pp.

Harvey, J.C.:(1987), Geologia para ingenieros Geotécnicos, Limusa, México, 157 pp

Chávez Aguirre, José María,(2006), Geotecnia; México, Universidad Autónoma de México, 388 pp.

Babin Vich Rosa Blanca, Gómez Ortiz, David, Problemas de Geología Estructural, Reduca(Geología), serie Geología estructural [En línea] Disponible en: <http://eprints.ucm.es/10015/1/134-281-1-PB.pdf> [consultado el 20 de febrero de 2012].

Tomas Jover, Roberto; Ferreiro Prieto, Ignacio; (2002), Aplicaciones de la proyección estereográfica en Ingeniería Geológica, [En línea] disponible en <http://departamentos.unican.es/digteg/ingegraf/cd/ponencias/29.pdf> [consultado el 06 de marzo 2012].

Martínez Catalan José Ramón (2001), Proyecciones estereográficas, [En línea] disponible en <http://web.usal.es/~jrmc/MartinezCatalan/texts/ProyEstereogrG.pdf> [consultado el 11 de diciembre de 2011].

Griem Wolfgang,(2010) Geología Estructural, [En línea] disponible en <http://www.geovirtual2.cl/Geoestructural/Intro01.htm>, consultado el 09 de diciembre de 2010.

Delgado Martí, Jordi, et al;(2010), Prácticas de GEOLOGÍA Mapas Geológicos y Problemas [En línea] disponible en http://caminos.udc.es/info/asignaturas/grado_itop/113/pdfs/Practicas%20de%20GEOLOGIA.pdf consultado el 15 de marzo de 2012.

RECOPILACIÓN DE INFORMACIÓN DE LAS ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS. OBTENCIÓN DE DATOS INTRODUCCIÓN AL CAPITULO 2

El término estructura geológica se emplea para describir las masas rocosas considerando las tres dimensiones. La corteza terrestre está constituida por una gran diversidad de estructuras, las cuales van desde muy grandes dimensiones hasta elementos pequeños con un plano de estratificación.

La descripción y caracterización de los macizos rocosos en afloramientos es una labor necesaria en todos los estudios de ingeniería geológica cuyo objetivo sea el conocimiento de las propiedades y características geotécnicas de los materiales rocosos. Estos trabajos se realizan durante las primeras etapas de las investigaciones *in situ*.

2.1 Determinación de las condiciones Geológicas

El objetivo principal de los levantamientos geológicos es inspeccionar y obtener la información que permita definir con precisión las condiciones geológicas presentes en la zona de estudio, esta fase de estudio se lleva a cabo después de realizar la revisión de la información y la foteointerpretación de donde se obtiene una síntesis geológica y topográfica.

Los reconocimientos a realizar en campo son los siguientes:

- Datos Geológicos: En esta fase se obtienen los tipos de materiales, litología y composición, contactos litológicos, estratificación y estructuras sedimentarias. Se determina el tipo de estructuración geológica y contactos tectónicos, el grado de fracturación, discontinuidades, diaclasas, foliación estratificación así como zonas de falla. De manera superficial se identifican las zonas de alteración y el grado de meteorización.
- Descripción Geotécnica de suelos: En ella se estudia la composición del suelo mediante el sistema unificado de clasificación de suelos, diferenciándolos de acuerdo al tamaño del grano. El color del terreno puede indicar algunas propiedades, además la estructura del suelo, si está es homogénea, estratificada, bandeada o laminada, así como la densidad del mismo.
- Descripción Geotécnica de los macizos rocosos. Son tres los ámbitos que se consideran en este reconocimiento; la caracterización de la matriz rocosa, la descripción de las discontinuidades y la caracterización de las propiedades del macizo rocoso. Esta es la fase que más interesa para la descripción del presente trabajo.
- Datos hidrogeológicos e hidrológicos: Aquí se visualiza el nivel o niveles freáticos llevando a cabo inspecciones de pozos, fuentes y manantiales. Se realizan localizaciones de acuíferos, materiales permeable e impermeables y zonas de encharcamiento, así como zonas de recarga y drenaje.

- Inestabilidad del terreno: Es una de las fases más importantes y a las cuales se debe poner atención y cuidado, para ello es necesario llevar a cabo una buena observación sobre indicios o señales de deslizamientos o desprendimientos, área de erosión intensa, así como zonas afectadas por subsidencias, hundimientos y cavidades.
- Accesos y situación de investigaciones: Se localizan caminos y vías de acceso para situar las investigaciones in situ, especialmente los sondeos, disponibilidad de agua, electricidad y permisos. Por último se deben seleccionar los posibles emplazamientos para sondeos, geofísica y estaciones geomecánicas.

El levantamiento se puede complementar con fotografías de los aspectos relevantes de la zona de estudio, Se debe analizar la información geológica existente de la región donde se realizará el levantamiento de campo y debe estar de acuerdo con el detalle que se requiera para los trabajos por realizar.

2.2 Identificación del afloramiento

La caracterización de los macizos rocosos suele ser una actividad compleja, sobre todo si se presentan conjuntamente suelos y rocas, zonas fracturadas, tectónizadas y meteorizadas. Para ello es muy importante llevar a cabo los siguientes procedimientos:

-Establecimiento de zonas más o menos homogéneas en base a la litología y estructura tectónica. No es conveniente establecer demasiadas zonas y esto dependerá del grado de heterogeneidad de los materiales y estructuras que formen el macizo, extensión del afloramiento y del grado de detalle. Se hace una breve descripción de cada zona; litología, estado de meteorización, fracturación y presencia de agua; es decir una descripción cualitativa sin valorar cuantitativamente el material.

-Estudio de la matriz rocosa, discontinuidades, así como el conjunto del macizo rocoso.

Los aspectos que deben describirse en campo son: Identificación, meteorización o alteración y resistencia a la compresión simple.

La identificación de una roca se establece a partir de su composición y de su textura o relaciones geométricas de sus minerales; así mismo se lleva a cabo una observación de su composición mineralógica, forma y tamaño de los granos, color, transparencia y dureza. Es necesario limpiar la roca eliminando la capa superficial de alteración.

La composición mineralógica permite clasificar litológicamente las rocas. Los minerales más comunes se pueden identificar a nivel de muestra con una lupa. Una vez descritos los minerales se nombra y clasifica la roca. En el cuadro No. 2.1 se incluye la clasificación propuesta por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM).

La estimación del tamaño de grano en la matriz rocosa se realiza con una regla o con comparadores de tamaño, los tamaños reconocidos internacionalmente son los indicados en la tabla No. 2.1

Descripción	Tamaño del grano mm	Equivalencia con los tipos de suelos
Grano grueso	> 2	Gravas
Grano medio	0.06 – 2	Arenas
Grano fino	< 0.06	Limos y arcillas

Tabla No.2.1 Clasificación del tamaño de grano de las rocas **Fuente:** González de Vallejo Luis I, et al, (2002), Ingeniería Geológica, España, Pearson Educación, 244 pp.

El color de una matriz rocosa depende de los minerales que la componen. Cuando la roca no ha sufrido procesos de alteración y presenta un color original y característico se define como roca sana. La variación en la coloración es indicativo de meteorización. La observación debe realizarse sobre roca fresca. En la medida que avanza el grado de meteorización aumenta la porosidad, permeabilidad y deformabilidad al tiempo que disminuye su resistencia.

El grado de meteorización de la matriz rocosa se puede realizar de forma sistemática a partir de la tabla No. 2.2.

Término	Descripción
F Fresca	No se observa meteorización
D Decolorada	Se observan cambios en el color original de la matriz rocosa. Es conveniente indicar el grado de cambio. Si se observa que el cambio de color se restringe a uno o algunos minerales se debe mencionar
DI Desintegrada	La roca se ha alterado al estado de un suelo, manteniéndose la fábrica original. La roca es friable, pero los granos minerales no están descompuestos.
DC Descompuesta	La roca se ha alterado al estado de un suelo, alguno o todos los minerales están descompuestos

Tabla No.2.2 Descripción del grado de meteorización **Fuente:** González de Vallejo Luis I, et al, (2002), Ingeniería Geológica, España, Pearson Educación, 244 pp.

Para evaluar la dureza de los minerales se emplea la escala de Mohs que asigna un valor de 1 para el mineral más blando (talco) y un valor de 10 para el más dura (Diamante) como se indica la tabla No. 2.3

Mineral	Dureza	Identificación en campo
Talco	1	Marca los tejidos
Yeso	2	Se puede arañar con la uña
Calcita	3	Se puede rayar con una moneda de cobre
Fluorita	4	Se puede rayar con un cuchillo de acero
Apatita	5	Se puede rayar con una navaja
Magnetita	6	Araña el vidrio de una ventana
Cuarzo	7	No se puede rayar con una navaja
Topacio	8	Rayado por herramientas de carburo de wolframio
Corundo	9	No raya el diamante
Diamante	10	No raya otros diamantes

Tabla No. 2.3 Escala de dureza de Mohs

La resistencia de la matriz rocosa puede ser obtenida a partir del ensayo de carga puntual PLT o el martillo Schmidt. El índice obtenido en campo permite una estimación del rango de resistencia de la roca. El cuadro 2.4 proporciona un criterio para poder clasificar la matriz rocosa

Término	Valor MPa	Descripción
Extremadamente Blanda	< 1	Raya con la uña
Muy Blanda	1-5	Raya con Navaja
Blanda	5-25	Raya con punta martillo
Moderadamente dura	25-50	Un golpe de martillo
Dura	50-100	Más de un golpe de martillo
Muy dura	100-250	Varios golpes de martillo
Extremadamente dura	> 250	Solo raya con muchos golpes de martillo

Tabla No.2.4 Clasificación en base a la resistencia de la roca





Considerando la gran cantidad de parámetros resulta muy útil usar formatos como el cuadro No. 2.2 que permiten anotar claramente las observaciones y medidas realizadas.

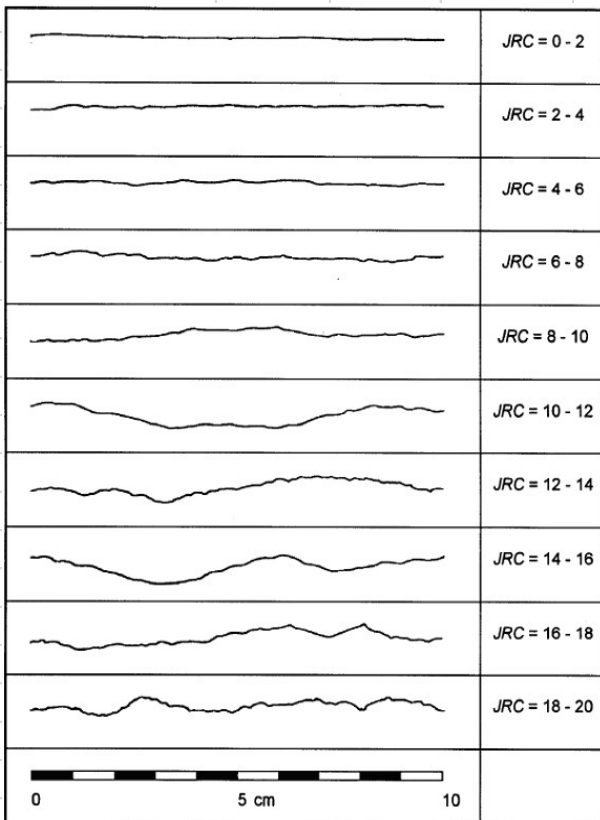
		CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO								Proyecto: _____		Localización: _____		Formación: _____		Litología: _____		Edad: _____		Textura: _____		Morfología: _____		Espesor: _____		Fecha: _____	
		FOTO										CROQUIS															
1	MATRIZ ROCOSA	TAMAÑO DE GRANO mm	Grano Fino	Grano Medio	Grano Grosso	METEORIZACIÓN				RESISTENCIA Mpa	Ext. Blanda	Muy Blanda	Blanda	Mod. Dura	Dura	Muy Dura	Muy Dura										
			Limos y Arcillas	Arenas	Gravas	No se observa meteorización	Se observan cambios en el color original	Roca alterada casi suelo, minerales no descompuestos	Roca alterada casi suelo, minerales descompuestos		0	Uña	1	Navaja	2	Punta Martillo	3	1 Golpe martillo	4	+1 Golpe martillo	5	Varios golpes	6	Solo raya con martillo			
			< 0.06	0.06 - 2	> 2	F	Fresca	D	Decolorada	DI	Desintegrada	DC	Descompuesta		< 1	1 - 5	5 - 25	25 - 50	50 - 100	100 - 250	> 250						
2	MACIZO ROCOSO	BLOQUES Jv. Juntas/m3	TAMAÑO	Muy Grandes	Grandes	Medios	Pequeños	Muy pequeños	Brechificado	TAMAÑO Y FORMA	CLASE	I	II	III	IV	V	VI										
			< 1	1 - 3	3 - 10	Pequeños	Muy pequeños	Brechificado	TIPO		Masivo	Cúbico	Tabular	Columnar	Irregular	Triturado											
		CLASIFICACIÓN POR EL NUMERO DE FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES										GRADO DE METEORIZACIÓN															
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	CLASE	I	II	III	IV	V	VI										
Masivo	Una Familia	Una Familia más otras ocasionales	Dos Familias	Dos Familias más otras ocasionales	Tres Familias	Tres Familias más otras ocasionales	Cuatro Familias	Brechificado	TIPO	Sana	Ligeramente meteorizado	Mod.mente meteorizado	Altamente meteorizado	Completamente meteorizado	Suelo Residual												
									HIPOLOGÍA	Sin presencia de agua	Seco (señal de agua)	Húmedo	Goteos	Flujo	CAUDAL ESTIMADO												
3 DISCONTINUIDADES		ESTACION	ESPACIADO		CONTINUIDAD		ABERTURA		RUGOSIDAD		RELLENO	METEORIZACIÓN		FILTRACIONES		RESISTENCIA											
MACIZO Y MATRIZ ROCOSA		DISCONTINUIDAD	mm		RUMBO	BUZAMIENTO	mm		ESCALONADA	ONDULADA	PLANA	JRC	Relleno (R)		Sin Relleno (SR)		RESISTENCIA										
CLASE DE MACIZO ROCOSO (I-V)	SSI (0 - 100)	TIPO DE MACIZO ROCOSO (I-IX)	Ex. Juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas	Muy juntas									
TIPOLOGÍA (TIPO DE ROCA)		TAMAÑO DEL BLOQUE (Lx)	< 20	20 - 60	60 - 200	200 - 600	600 - 2.000	2.000 - 6.000	6.000 - 20.000	20.000 - 60.000	60.000 - 200.000	200.000 - 600.000	600.000 - 2.000.000	2.000.000 - 6.000.000	6.000.000 - 20.000.000	20.000.000 - 60.000.000	60.000.000 - 200.000.000	200.000.000 - 600.000.000									
TAMAÑO FORMA DE LOS BLOQUES (I-VI)		TAMAÑO DE GRANO DE LA MATRIZ ROCOSA (Fr. Fines (M), Grueso (G))	< 0.1	0.1 - 0.25	0.25 - 0.5	0.5 - 2.5	2.5 - 10	10 - 100	100 - 1.000	1.000 - 10.000	10.000 - 100.000	100.000 - 1.000.000	1.000.000 - 10.000.000	10.000.000 - 100.000.000	100.000.000 - 1.000.000.000	1.000.000.000 - 10.000.000.000	10.000.000.000 - 100.000.000.000	100.000.000.000 - 1.000.000.000.000									
TAMAÑO DE GRANO DE LA MATRIZ ROCOSA (Fr. Fines (M), Grueso (G))		TIPO DE PLANO	< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760	245.760 - 491.520									
DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO		BUZAMIENTO (°)	< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60	60 - 120	120 - 240	240 - 480	480 - 960	960 - 1.920	1.920 - 3.840	3.840 - 7.680	7.680 - 15.360	15.360 - 30.720	30.720 - 61.440	61.440 - 122.880	122.880 - 245.760										
			< 10	10 - 30	30 - 60																						

CLASIFICACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES, BARTON -CHOUBEY

<i>Descripción de las discontinuidades</i>	S1	S2	S3	Pseudo
Espaciado de las discontinuidades (cm)	60-200	60-200	60-200	60-200
Continuidad (m)	1-3	1-3	1-3	1-4
Abertura (cm)	>5 mm	<5mm	<5mm	<5mm
Tipo de Relleno (<i>tipo/condición</i>)	Blando/Seco	Sin relleno	Sin Relleno	Sin Relleno

RUGOSIDAD

Sistema	JRC	Descripción
 1	10 - 12	
 2	12 - 14	
 3	12 - 14	
 4	13 - 14	



Clase I .- Plana - Pulida

Clase II .- Plana - Lisa

Clase III .- Plana - Rugosa

Clase IV .- Ondulada - Pulida

Clase V .- Ondulada - Lisa

Clase VI .- Ondulada -Rugosa

Clase VII .- Escalonada-Pulida

Clase VIII .- Escalonada-Lisa

Clase IX .- Escalonada-Rugosa

Valores del Martillo Schmidt

Lugar de Prueba	REBOTE	ORIENTACIÓN (90°, 45°, 0°, -45° Y -90°)	DENSIDAD DE LA ROCA 20 A 32 (kN/m ³)	RESISTENCIA A COMPRESIÓN σ_c (Mpa)
Roca Sana				

Cuadro No. 2.3 Clasificación de las Discontinuidades según el criterio de Resistencia de Barton Choubey.

2.3. Diferenciación de las zonas del macizo rocoso y establecimiento de sus propiedades.

Se realiza a partir de los datos tomados en cada estación, se establecen los parámetros referentes al número de familias de discontinuidades, orientación y características representativas; tamaño y forma de los bloques que conforman el macizo, grado de fracturamiento y meteorización. El número de familias de discontinuidades condiciona el comportamiento mecánico del macizo rocoso, su modelo de deformación y sus mecanismos de rotura. Cada una de las familias queda caracterizada por su orientación en el espacio y por las propiedades y características de los planos, además de evaluar el grado de importancia de cada familia de mayor a menor. Así, la familia principal (con mayor continuidad, menor espaciado, mayor abertura) será la familia número uno.

La orientación media de una familia se valúa mediante la proyección estereográfica o la construcción de diagramas de rosetas con los datos de las orientaciones medidas para cada discontinuidad.

El tamaño de bloques que forman el macizo rocoso condiciona de forma definitiva su comportamiento y sus propiedades de resistencia y deformabilidad. El macizo puede clasificarse por el número de familias según la tabla No 2.5, La descripción del tamaño de bloque se puede realizar de las siguientes formas:

- Mediante el índice de tamaño de bloque I_b que representa las dimensiones medias de los bloques tipo medidos en el afloramiento.

$$I_b = (e_1 + e_2 + e_3) / 3$$

Donde e_1 , e_2 y e_3 son los valores medios del espaciado de las tres familias de discontinuidades.

- Mediante el parámetro J_v , que representa el número total de discontinuidades que interceptan una unidad de volumen ($1m^3$) del macizo rocoso.

$$J_v = \Sigma(\text{No de discontinuidades} / \text{Longitud medida})$$

$$J_v = (\text{No. } J_1 / L_1) + (\text{No. } J_2 / L_2) + (\text{No. } J_3 / L_3)$$

Tipo de macizo rocoso	Número de familias
I	Masivo, discontinuidades ocasionales
II	Una familia de discontinuidades
III	Una familia de discontinuidades mas otras ocasionales
IV	Dos familias de discontinuidades
V	Dos familias de discontinuidades más otras ocasionales
VI	Tres familias de discontinuidades
VII	Tres familias de discontinuidades más otras ocasionales
VIII	Cuatro o más familias de discontinuidades
IX	Breachificado

Tabla No. 2.5 Clasificación de macizos rocosos por el número de familias de discontinuidades

Fuente: González de Vallejo Luis I, et al, (2002), Ingeniería Geológica, España, Pearson Educación, 256 pp.

La longitud a medir dependerá del espaciado de cada familia, variando normalmente entre 5 y 10 metros. De forma más rápida, aunque menos exacta, también puede estimarse el valor de J_v contando el número total de juntas que interceptan una longitud L en cualquier dirección de interés.

A continuación se presenta la tabla 2.6 con la clasificación de macizos rocosos en función del tamaño y forma de los bloques.

Tamaño	J_v Juntas /m³
Muy grandes	< 1
Grandes	1-3
Medios	3-10
Pequeños	10-30
Muy pequeños	> 30
Breachificados	> 60

Tabla 2.6 Clasificación del tamaño del bloque en función del número de juntas

Adicionalmente, la fracturación del macizo rocoso es otra característica que se evalúa, este valor se expresa habitualmente por el valor del índice RQD (rock quality designation) sin embargo este índice no considera aspectos como la orientación, separación, rellenos y demás condiciones de las discontinuidades por lo que no es suficiente para describir las características de la fracturación de los macizos rocosos, esto se debe cubrir por las descripciones en campo.

La tabla 2.7 incluye una clasificación del macizo rocoso en función de la forma y tamaño del bloque y de la intensidad de fracturación

Considerando la gran cantidad de parámetros, resulta muy útil usar formatos como la tabla No. 2.8 que permiten anotar claramente las observaciones y medidas realizadas.

Clase	Tipo	Descripción
I	Masivo	Pocas discontinuidades o con espaciado muy grande
II	Cúbico	Bloques aproximadamente equidimensionales
III	Tabular	Bloques con dimensión considerablemente menor que las otras dos
IV	Columnar	Bloques con una dimensión considerablemente mayor que las otras dos
V	Irregular	Grandes variaciones en el tamaño y forma de los bloques
VI	Triturado	Macizo rocoso muy fracturado

Tabla 2.7 Clasificación de macizos rocoso en función del tamaño y forma de los bloques

El agua como un elemento, siempre afectará las propiedades y el comportamiento mecánico de los materiales geológicos. Las aguas superficiales y subterráneas originan procesos de meteorización física y química provocando movimientos en el terreno como deslizamientos, hundimientos o subsidencias. También los flujos de agua natural pueden ser afectados por las obras de ingeniería, por ello el estudio detallado de la hidrología del lugar debe permitir prever cambios hidrogeológicos minimizando o evitando dichos cambios. La información que se debe obtener es:

- Distribución del agua y contenido del agua en los materiales
- Formaciones acuíferas
- Información sobre lagos, ríos o manantiales cercanos
- Nivel piezométrico, profundidad, fluctuación estacional
- Información sobre acuíferos confinados
- Flujos, dirección y velocidad
- Zonas y condiciones de infiltración
- Parámetros hidrológicos: permeabilidad
- Propiedades hidroquímicas y calidad del agua

También se debe tener conocimiento sobre zonas con probabilidad de inundaciones, frecuencia y período de retorno de las inundaciones.

El grado de meteorización se lleva a cabo por observación directa del afloramiento y comparación con los índices estándares de la tabla 2.5, en ocasiones es necesario fragmentar un trozo de roca para observar la meteorización de la matriz rocosa.

Clase	Tipo	Geohidrología	Descripción
I	Fresco	Sin presencia de agua	No aparecen signos de meteorización
II	Ligeramente meteorizado	Seco (señal de agua)	La decoloración indica alteración del material rocoso y de las superficies de discontinuidad. Todo el conjunto rocoso está decolorado por meteorización
III	Medianamente meteorizada	Húmedo	Menos de la mitad del macizo rocoso aparece descompuesto y/o transformado en suelo. La roca fresca o decolorada aparece como una estructura continua como núcleos aislados.
IV	Altamente meteorizada	Goteos	Más de la mitad del macizo rocoso aparece descompuesto y/o transformado en suelo. La roca fresca o decolorada aparece como una estructura continua o como núcleos aislados.
V	Completamente Meteorizada	Flujo	Todo el macizo rocoso aparece descompuesto y/o transformado en suelo. Se conserva la estructura original del macizo rocoso
VI	Suelo residual	Caudal Estimado	Todo el macizo rocoso se ha transformado en un suelo. Se ha destruido la estructura del macizo y la fábrica del material

Tabla 2.8 Evaluación del grado de meteorización del macizo rocoso

2.4. Discontinuidades que rigen el comportamiento geomecánico de los macizos rocosos.

Las discontinuidades representan la zona de menor resistencia al esfuerzo cortante en las masas rocosas, por ello sus características físicas determinan en gran medida la estabilidad de la masa de roca.

Los tipos de discontinuidades que hay en un macizo rocoso están frecuentemente asociados al origen de la roca y a su historia de esfuerzos y deformación a la que estuvo sujeta en el pasado geológico.

Las propiedades que se estudian en campo durante los levantamientos geotécnicos son las siguientes y sus definiciones, se encuentran en el inciso 1.2 del capítulo anterior.

- Orientación
- Espaciado
- Continuidad
- Abertura
- Rugosidad
- Meteorización
- Filtraciones
- Resistencia

2.5 Recolección de datos geológicos y geotécnicos.

La recolección de datos permite inspeccionar y obtener la información necesaria para conocer las condiciones geológicas en la zona de estudio. Existen dos tipos de levantamientos geológicos; los superficiales y los subterráneos.

En los levantamientos superficiales se identifican características estructurales tales como fallas, pliegues, contactos, echados y rumbos. Los afloramientos también proporcionan la información anterior, pero además proporcionan datos acerca de la minerología, textura y estructura de las rocas.

Toda esta información debe plasmarse en una libreta de campo anotando la localización del sitio donde se llevo a cabo. Entre las características que debe tener una persona que realiza un levantamiento geológico están; la habilidad de observación, conocimientos geológicos, atención a detalles geométricos, precisión, cuidado y paciencia.

A cada lugar donde se recolecten datos se le asigna un número de estación, debiendo quedar asentado en la libreta de tránsito el tipo de roca, estructura, textura, color, resistencia contacto, orientación y echado. Las características distintas a cada estación se anotan en la libreta de campo y algunos datos representativos directamente sobre el mapa, además de complementar esta información con toma de fotografías. Todas las anotaciones deben hacerse en campo y nunca en la oficina.

Una vez que se ha ubicado la obra civil, es necesario efectuar perforaciones para elaborar perfiles geológicos, los cuales ayudarán a detallar la columna estatigráfica y elaborar el plano geotécnico. Las perforaciones son muy útiles pues proporcionan información sobre la composición, espesor y extensión de cada una de las formaciones rocosas del área, la profundidad a la que se encuentra la roca sana, la profundidad del agua subterránea, además si se obtienen núcleos de roca la información resulta mucho más valiosa pues proporcionará información sobre las propiedades índice de la matriz rocosa.

Los levantamientos de obras subterráneas consisten en un estudio más minucioso del techo y paredes de la obra. El objetivo en este tipo de levantamientos es determinar las unidades geológicas que la obra atraviesa, tales como: tipo de roca, grado de alteración o meteorización, orientación, rumbo y echados, fallas, fracturamiento, filtración de agua y mineralización. Los socavones son excavaciones suficientemente grandes para que un hombre pueda trabajar dentro de ellas, y permiten hacer levantamientos sobre las discontinuidades, obtener información valiosa sobre las orientaciones, echados, espaciamiento, persistencia, resistencia y compresibilidad de la roca, así como el estado de esfuerzos in situ.

El material necesario para llevar a cabo dicha recolección de datos consiste en; mapa o plano topográfico donde se marcaran los rasgos más importantes, para ello será necesario contar con una tabla de madera o acrílico con broche de presión, libreta de tránsito, escalímetro, lupa y martillo de geólogo, flexómetro de 3 o 5 m de longitud y brújula la cual ayudará a determinar las orientaciones e inclinaciones de las diaclasas y otras discontinuidades.

Además es necesario conocer los principales símbolos usados en la geología para no sobrecargar los mapas de texto explicativo.

2.6 Clasificación geomecánica y clasificación global del macizo rocoso.

En 1964 Deere propuso un índice cuantitativo de la calidad de la roca basado en la recuperación de núcleos con perforación de diamante. El índice RQD representa la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de la muestra mayores de 10 cm y la longitud total del tramo recuperado:

$$RQD = \frac{\Sigma - \text{Longitud} - \text{de} - \text{fragmentos} > 10\text{cm}}{\text{Longitud} - \text{total}}$$

Para la estimación del RQD se consideran solo los fragmentos de la muestra fresca, excluyéndose los que presentan un grado de alteración importante. La medida del RQD se debe realizar en cada maniobra del sondeo o en cada cambio litológico, siendo recomendable que la longitud de maniobra no exceda de 1.5 m. El diámetro mínimo de las muestras debe ser de 48 mm. En la tabla 2.9 se describe la calidad de la roca en función de este índice.

RQD (%)	Calidad
< 10	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Media
75-90	Buena
90-100	Muy buena

Tabla 2.9 Descripción de la calidad de la roca, según Deere

Sin embargo, cuando no se dispone de núcleos de perforación, se estima el RQD en función de la cantidad de diaclasas por unidad de volumen. La relación usada para convertir este número a RQD es la siguiente:

$$RQD = 100 \quad \text{Si } J_v \leq 4.5$$

$$RQD = 115 - 3.3 J_v \quad \text{Si } J_v \geq 4.5$$

Correlación empírica de Palmstrom 1975.

Para la caracterización geotécnica del macizo se suelen emplear las dos clasificaciones más importantes utilizadas hoy día:

1. La clasificación de Bieniawski, del South African Council for Scientific and Industrial Research (CSIR), que evalúa el RMR (Rock Mass Rating).
2. La clasificación de Barton, Lien y Lunde, del Norwegian Geotechnical Institute (NGI, Instituto de Geología de Noruega) que establece el índice de la calidad "Q".

2.6.1 Clasificación de BIENIAWSKI

Comprende los siguientes parámetros:

- Resistencia de la roca inalterada.
- RQD (índice de calidad de roca según Deere).
- Espaciamiento de fisuras (el término "fisuras" se utiliza para toda clase de discontinuidad: diaclasas, fallas, esquistosidad, estratificación, etc.).
- Estado de las fisuras: apertura, continuidad, rugosidad, estado de las paredes (duras o blandas) y relleno.
- Cantidad de agua subterránea.

Los valores de estos parámetros en el comportamiento geomecánico de un macizo se expresa por medio del **índice de calidad RMR**, (rock mass rating), que varía de 0 a 100.

Para aplicar la clasificación RMR se divide el macizo rocoso en zonas o tramos que presenten características geológicas más o menos uniformes de acuerdo con las observaciones hechas en campo, en las que se lleva a cabo la toma de datos y medidas referentes a las propiedades y características de la matriz rocosa y de las discontinuidades. Para calcular el índice RMR (Rock Mass Rating) correspondiente a cada una de las zonas se sigue el procedimiento señalado en la tabla 2.10.

Después de aplicar los cinco parámetros de clasificación y obtenida la puntuación, se efectúa la corrección por orientación de discontinuidades y se obtiene un valor numérico con el que se clasifica finalmente el macizo rocoso. Esta clasificación distingue cinco clases, cuyo significado geotécnico se expresa en la tabla 2.11; a cada clase de macizo se le asigna una calidad y unas características geotécnicas.

Tabla 2.10 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI (RMR, 1989)

1	RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA (MPA)	ENSAYO DE CARGA PUNTUAL	> 10	10-4	4-2	2-1	COMPRESIÓN SIMPLE (MPA)		
		Compresión simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
Puntuación			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		100-90	90-75	75-50	50-25	< 25		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m	2-0.6 m	0.6-0.2 m	0.2-0.06 m	< 0.06 m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud discontinuidad	< 1.0 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	> 20 m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1-1mm	1-5 mm	> 5 mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
Puntuación	6	5	3	1	0				
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	> 125 litros/min		
		Relación: Presión de agua/ Esfuerzo Principal mayor	0.0	0.0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Ligera presión de agua	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Corrección por la orientación de las discontinuidades

DIRECCIÓN Y ECHADO		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12
	Cimentaciones	0	- 2	- 7	- 15	- 25
	Taludes	0	- 5	- 25	- 50	- 60

Tabla 2.10. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI (RMR, 1989) (continuación)

Clasificación

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20

Características geotécnicas

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de mantenimiento y longitud	10 años con 15 m de claro	6 meses con 8 m de claro	1 semana con 5 m de claro	10 horas con 2.5 m de claro	30 minutos con 1 m de claro
Cohesión (kg/cm ²)	> 4.0	3.0-4.0	2.0-3.0	1.0-2.0	< 1.0
Ángulo de fricción	> 45°	35°-45°	25°-35°	15°-25°	< 15°

Orientación de las discontinuidades en el túnel

Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Echado 0°-20° en cualquier dirección
Excavación en el sentido del echado		Excavación en contra del echado		Echado 45°-90°	Echado 20°-45°	
Echado 45°-90°	Echado 20°-45°	Echado 45°-90°	Echado 20°-45°			
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable

Clase	Calidad	Valoración RMR	Cohesión (kg/cm ²)	Ángulo de fricción
I	Muy Buena	100-81	> 4.0	> 45°
II	Buena	80-61	3.0-4.0	35°-45°
III	Media	60-41	2.0-3.0	25°-35°
IV	Mala	40-21	1.0-2.0	15°-25°
V	Muy mala	< 20	< 1.0	< 15°

Tabla 2.11.- Calidad de los macizos rocosos en relación al índice RMR

2.6.1.1 Selección del tipo de soporte a partir del índice RMR

Este tipo de método empírico permite una aproximación al sostenimiento de los túneles y no se considera un método de cálculo, sin embargo puede ser muy útil en macizos rocosos fracturados. La clasificación RMR de Bieniawski, indica explícitamente los tipos de soporte a emplear según se muestra en la tabla 2.12. A partir de RMR puede estimarse la longitud de pase (longitud de avance sin sostenimiento, Figura 2.1)

La carga de roca o presión sobre el sostenimiento se puede estimar según la expresión:

$$P = \frac{100 - RMR}{100} \gamma B$$

Donde γ es el peso específico de la roca y B el ancho del túnel. Esta expresión empírica hay que utilizarla con precaución pues puede dar resultados poco representativos.

Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máximo esfuerzo vertical 250 kg/cm²

Clase RMR	Excavación	Sistemas de soporte para excavaciones por perforación y voladura		
		Anclas	Concreto lanzado	Marcos de acero
I 100-81	Sección completa Avances de 3 m	Innecesario, salvo algún anclaje ocasional	No requiere	No requiere
II 80-61	Sección completa Avances de 1-1.5 m	Anclaje local en clave con longitudes de 2-3 m y separación de 2-2.5 m eventualmente con malla	5 cm en clave para impermeabilización	No requiere
III 60-41	Avance y destroza Avances de 1.5-3 m. Completar soportea 20 m del frente	Anclaje sistemático de 3-4 m con separación de 1.5 a 2 m en clave y hastiales. Malla en clave	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales	No requiere
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1-1.5 m Soporte inmediato del frente . Completar soporte a menos de 10 m del frente	Anclaje sistemático de 4-5 m con separación de 1-1.5 m en clave y hastiales con malla	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación	Marcos ligeros espaciados a 1.5 m cuando se requieran
V 20 o menor	Fases múltiples Avances de 0.5-1 m Anclar inmediatamente el frente después de cada avance	Anclaje sistemático de 5-6 m con separación de 1-1.5 m en clave y hastiales con malla. Anclaje en solera	15-20 cm en clave 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Marcos pesados separados 0.75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera

Tabla 2.12 Elección del tipo de soporte a partir del índice RMR de Bieniawski.

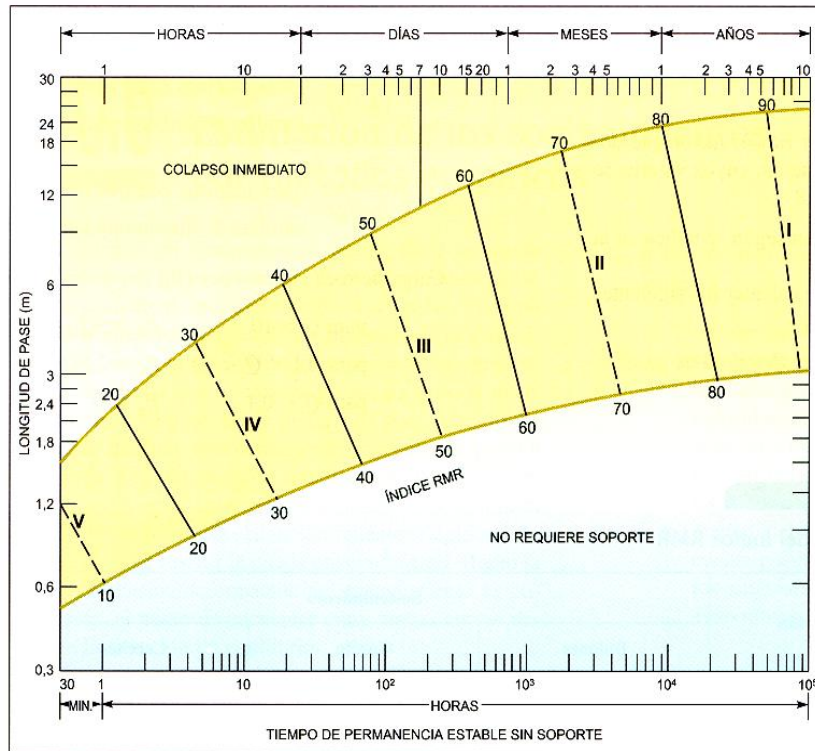


Figura 2.1.- Longitudes de pase y tiempos de estabilidad sin soporte (BIENIAWSKI, 1989)

2.6.2 Clasificación de BARTON (Q)

Con base en la evaluación de un gran número de casos históricos de excavaciones subterráneas, Barton et al. (1974) propusieron un índice de calidad Q (Tunnelling Quality Index) para determinar las características del macizo rocoso y sus requerimientos de soporte. El valor numérico del índice Q varía en una escala logarítmica de 10^{-3} a un máximo de 10^3 y es definido por:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD = Índice de calidad de roca

J_n = índice de fisuramiento que indica el grado de fracturación del macizo rocoso.

J_r = índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

J_a = índice que indica la alteración de las discontinuidades.

J_w = coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF (stress reduction factor) = coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado de esfuerzos del macizo rocoso.

Los tres factores de la expresión representan:

$$\left(\frac{RQD}{J_n} \right): \text{El tamaño de los bloques}$$

$$\left(\frac{J_r}{J_a} \right): \text{La resistencia al corte entre los bloques}$$

$$\left(\frac{J_w}{SRF} \right): \text{La influencia del estado tensional}$$

En la siguiente relación se indican los criterios de valoración de estos parámetros. El índice Q obtenido a partir de ellos varía entre 0.001 Y 1,000 con la siguiente clasificación del macizo rocoso entre:

0.001 y 0.01:	roca excepcionalmente mala
0.01 y 0.1:	roca extremadamente mala
0.1 y 1:	roca muy mala
1 y 4:	roca mala
4 y 10:	roca media
10 y 40:	roca buena
40 y 100:	roca muy buena
100 y 400:	roca extremadamente buena
400 y 1,000:	roca excepcionalmente buena

TABLA 2.13.- VALORES DE LOS PARÁMETROS CARACTERÍSTICOS DEL ÍNDICE Q

1.- Calidad del testigo RQD		RQD (%)
A	Muy mala	0-25
B	Mala	25-50
C	Media	50-75
D	Buena	75-90
E	Excelente	90-100

Notas:

i) cuando se obtienen valores del RQD inferiores o iguales a 10, se toma un valor de 10

ii) Los intervalos de 5 unidades para el RQD, es decir, 100, 95, etc., tienen suficiente precisión

2.- Índice de fisuramiento		Jn
A	Roca masiva, sin fisuras o con fisuración escasa	0.5-1.0
B	Un sistema de fisuras	2
C	Un sistema y algunas fisuras aleatorias	3
D	Dos sistemas de fisuras	4
E	Dos sistemas y algunas fisuras aleatorias	6
F	Tres sistemas de fisuras	9
G	Tres sistemas y algunas fisuras aleatorias	12
H	Cuatro o más sistemas, fisuras aleatorias, roca muy fracturada, en terrones, etc.	15
J	Roca triturada	20

Notas:

i) En intersecciones de túneles se usa la expresión (3 Jn)

ii) En portales de túneles se usa la expresión (2 Jn)

3.- Índice de Rugosidad de las discontinuidades		Jr
a) Contacto entre las dos caras de la discontinuidad		
b) Contacto entre las dos caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm		
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares	3
C	Diaclasas onduladas, lisas	2
D	Diaclasas onduladas, perfectamente lisas	1.5
E	Diaclasas planas, rugosas o irregulares	1.5
F	Diaclasas planas, lisas	1.0
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas	0.5

Notas:

i) Las descripciones se refieren a caracterizaciones a pequeña escala y escala intermedia, por este orden.

c) No existe contacto entre las caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante		
H	Zona que contiene minerales arcillosos con un espesor suficiente para impedir el contacto de las caras de la discontinuidad	1.0
J	Zona arenosa, de gravas o triturada con un espesor suficiente para impedir el contacto entre las dos caras de la discontinuidad	1.0

Notas:

i) Si el espaciado del principal sistema de discontinuidades es superior a 3 m, se debe aumentar Jr en una unidad

ii) En el caso de diaclasas planas perfectamente lisas que presenten lineaciones, y que dichas lineaciones estén orientadas según la dirección de la mínima resistencia, se puede usar el valor Jr = 0.5

4.- Índice de Alteración de las discontinuidades		ϕ_r	Ja
a) Contacto entre los planos de la discontinuidad (sin minerales de relleno intermedio)			
A	Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimientos, impermeable, cuarzo	--	0.75
B	Planos de discontinuidad inalterados, superficies ligeramente manchadas	25°-35°	1.0
C	Planos de discontinuidades ligeramente alterados. Presentan minerales no reblandecibles, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcillas, etc.	25°-30°	2.0
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas. Fracción pequeña de arcilla no blanda.	20°-25°	3.0
E	Recubrimientos de arcillas blandas o de baja fricción, es decir, caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas	8°-16°	4.0

b) Contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm (minerales de relleno en pequeños espesores)			
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25°-30°	4.0
G	Fuertemente sobreconsolidados, con rellenos de minerales arcillosos no blandos (continuos, pero con espesores inferiores a 5 mm)	16°-24°	6.0
H	Sobreconsolidación media a baja, con reblandecimiento. Rellenos de minerales arcillosos (continuos, pero de espesores inferiores a 5 mm)	12°-16°	8.0
J	Rellenos de arcillas expansivas, es decir, montmorillonita (continuos, pero con espesores inferiores a 5 mm). El valor de Ja depende del porcentaje de partículas con tamaños similares a los de arcillas expansivas	6°-12°	8.0-12.0

c) No se produce contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante (Rellenos de mineral de gran espesor)			
K L M	Zona o bandas de roca desintegrada o triturada y arcillas (ver G, H y J para la descripción de las condiciones de arcilla)	6°-24°	6, 8 ó 8.0-12.0
N	Zona o bandas de arcillas limosas o arenosas, con pequeñas fracciones de arcillas no reblandecibles	--	5.0
O P R	Zonas o bandas continuas de arcilla, de espesor grueso (ver G, H y J para la descripción de las condiciones de arcilla)	6°-24°	10, 13 ó 13-20

Nota: Los valores expresados para los parámetros Jr y Ja se aplican a los sistemas de diaclasas o discontinuidades que son menos favorables con relación a la estabilidad, tanto por la orientación de las mismas como por su resistencia al corte

(Esta resistencia puede evaluarse mediante la expresión: $T \approx \sigma_n \cdot \tan^{-1} \left(\frac{Jr}{Ja} \right)$)

5.- Factor de reducción por la presencia de agua		Presión de agua (kg/cm²)	Jw
A	Excavaciones secas o pequeñas afluencias, inferiores a 5 l/min, de forma localizada	< 1.0	1.0
B	Afluencia a presión media, con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades	1.0-2.5	0.66
C	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno	2.5-10.0	0.5
D	Afluencia importante o presión alta, produciéndose un lavado considerable de los rellenos de las diaclasas	2.5-10.0	0.33
E	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada en el momento de realizar las voladuras, decreciendo con el tiempo	> 10.0	0.2-0.1
F	Afluencia excepcionalmente alta, o presión elevada de carácter persistente, sin disminución apreciable	>10.0	0.1-0.05

Notas:

i) Los valores de las clase C, D, E, y F, son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor Jw.

ii) No se han considerado los problemas especiales derivados de la formación de hielo.

TABLA 2.13.- (Continuación) VALORES DE LOS PARÁMETROS CARACTERÍSTICOS DEL ÍNDICE Q

6.- Condiciones de esfuerzo de la roca		SRF
a) Las zonas débiles intersectan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando.		
A	Múltiples zonas débiles, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, Roca de contorno muy suelta (a cualquier profundidad)	10
B	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación < 50 m)	5
C	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación > 50 m)	2.5
D	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libre de arcillas), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad)	7.5
E	Zonas de fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación < 50 m)	5.0
F	Zona de fracturas aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de la excavación > 50 m)	2.5
G	Terreno suelto, diaclasas abiertas, fuertemente fracturado, en terrones, etc, (a cualquier profundidad)	5.0
Notas:		
i) Se reducen los valores expresados del SRF entre un 20-50% si las zonas de fracturas solo ejercen cierta influencia pero no intersectan a la excavación.		

b) Rocas competentes, problemas de esfuerzos en las rocas		σ_c / σ_1	σ_θ / σ_c	SRF
H	Esfuerzos pequeños cerca de la superficie, diaclasas abiertas	> 200	< 0.01	2.5
J	Esfuerzos medios, condiciones de esfuerzo favorable	200-10	0.01-0.3	1
K	Esfuerzos elevados, estructura muy compacta . Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10-5	0.3-0.4	0.5-2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas	5-3	0.5-0.65	5-50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de algunos minutos en rocas masivas	3-2	0.65-1	50-200
N	Estallidos violentos de la roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2	> 1	200-400
Notas:				
i) Si se comprueba la existencia de estados de esfuerzos fuertemente anisotrópicos: cuando $5 < \sigma_1 / \sigma_3 < 10$, se disminuye el parámetro σ_c hasta $0.75 \sigma_c$; si $\sigma_1 / \sigma_3 > 10$, se tomará el valor de $0.5 \sigma_c$. σ_c Es la resistencia a la compresión simple, σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayor y menor respectivamente y σ_θ es el esfuerzo tangencial máximo, estimado a partir de la teoría de la elasticidad.				
ii) En los casos en que la profundidad de la clave del túnel es menor que la anchura de la excavación, se sugiere aumentar el valor del factor SRF entre 2.5 y 5 unidades (véase clase H)				
c) Rocas deformables: flujo plástico de roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas.		σ_θ / σ_c	SRF	
O	Presión de deformación baja	1-5	5-10	
P	Presión de deformación alta	> 5	10-20	
Notas:				
i) Los fenómenos de deformación o fluencia de rocas suelen ocurrir a profundidades $H > 350 Q^{1/3}$. La resistencia a la compresión del macizo rocoso puede estimarse mediante la expresión $\approx 7 \gamma Q^{1/3}$, donde γ es la densidad de la roca en g/cm^3				
d) Rocas expansivas: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua				SRF
R	Presión de expansión baja	5-10		
S	Presión de expansión alta	10-15		

2.6.3 TIPO DE SOPORTE A PARTIR DEL ÍNDICE Q DE BARTON

Para relacionar el índice de calidad para túneles (Q) y los requerimientos de soportes para Excavaciones subterráneas, Barton et al. (1974) definieron un elemento adicional denominado “Dimensión equivalente” **De** (Equivalent Dimension) de la excavación. Esta dimensión se obtiene al dividir el ancho, diámetro o altura de la excavación por una cantidad llamada “relación de soporte de la excavación” (ESR: Excavation Support Ratio); la formulación correspondiente viene dada de la siguiente forma:

$$De = \frac{\text{ancho, -diámetro, -ó- altura - (m)}}{ESR}$$

Donde:

De: Diámetro equivalente del túnel

ESR (excavation support ratio): Factor que depende del tipo de excavación, cuyos valores se indican en la tabla 2.14

La Tabla 2.13 proporciona los parámetros individuales empleados para obtener el índice de calidad de túneles Q (Tunnelling Quality Index) para macizos rocosos, se compone de tres columnas, en la primera y segunda se describen los distintos parámetros que utiliza el sistema Q; en la tercera aparecen sus respectivas valoraciones.

	TIPO DE EXCAVACIÓN	ESR
A	Excavaciones mineras de carácter temporal, etc.	2-5
B	Excavaciones mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión), túneles piloto (exploración), galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1.6-2.0
C	Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.2-1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	0.9-1.1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5-0.8

TABLA 2.14 VALORES DEL ÍNDICE **ESR** DE LA CLASIFICACIÓN Q

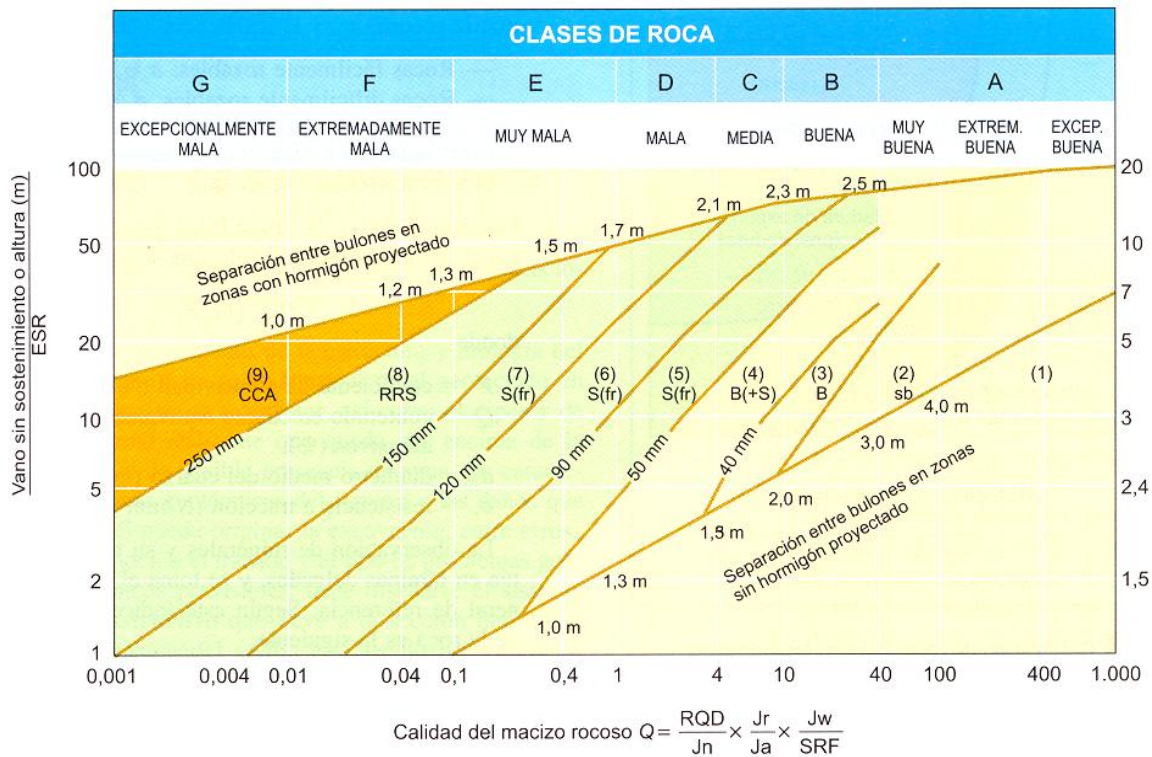


FIGURA 2.2 SOPORTES SEGÚN EL ÍNDICE Q (BARTON, 2000)

- (1) Sin soporte
- (2) Anclaje puntual, sb
- (3) Anclaje sistemático, B
- (4) Anclaje sistemático con concreto lanzado, 40-100 mm, (B+S)
- (5) Concreto lanzado con malla, 50-90 mm y anclaje { S (fr) + B }
- (6) Concreto lanzado con malla, 90-120 mm y anclaje, { S (fr) + B }
- (7) Concreto lanzado con malla, 120-150 mm y anclaje, { S (fr) + B }
- (8) Concreto lanzado con malla, > 150 mm con anclaje y marcos de acero reforzados con concreto lanzado, { S (fr) + RRS + B }
- (9) Revestimiento de concreto, CCA.

El índice Q también permite calcular los siguientes parámetros:

- Máximo claro sin soporte (longitud de pase) = $2 \text{ ESR } Q^{0.4}$
- Carga de roca sobre clave (Pr):

$$Pr = \frac{2\sqrt{J_n}}{3J_r^3\sqrt{Q}} \quad (\text{Para macizos con menos de tres familias de discontinuidades})$$

$$Pr = \frac{2}{J_r^3\sqrt{Q}} \quad (\text{Para macizos con tres o más familias de discontinuidades})$$

- Carga de roca en hastiales (Ph):

Para $Q > 10$	$Ph = 5 Q$
Para $0.1 < Q < 10$	$Ph = 2.5 Q$
Para $Q < 0.1$	$Ph = Q$

2.7 Criterio de Rotura de Hoek y Brown

Hoek y Brown introdujeron su criterio de rotura en un intento de proporcionar los datos de partida para el análisis necesario en el diseño de excavaciones subterráneas en roca competente. Inicialmente el criterio empleado se basaba en los sistemas de clasificación el RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Bieniawski. Debido a la ausencia de otras alternativas, el criterio fue pronto adoptado por la comunidad de la mecánica de rocas.

Sin embargo, llegó a ser necesario reexaminar estas relaciones la idea de macizos rocosos “inalterados” y “alterados” por Hoek y Brown, y la introducción de un criterio modificado para obligar a la resistencia a tensión del macizo rocoso a tender a cero para macizos de calidad muy mala (Hoek, Wood y Shah).

En el artículo de rotura de Hoek-Brown con edición del año 2002 se introdujo el concepto de “criterio generalizado” en el que la forma de la curva de la tensión principal o la envolvente de Mohr podría ajustarse por medio de un coeficiente variable, a

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

Donde: σ'_1 y σ'_3 son los esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de la rotura.

- σ_{ci} es la resistencia a compresión uniaxial del material intacto.

- m y s son las constantes del material, donde $s=1$ para roca intacta.

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

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

- s y a son constantes del macizo rocoso dadas por las siguientes relaciones:

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

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

Donde **D** es un factor que depende sobre todo del grado de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por los efectos de las voladuras o por la relajación de esfuerzos. Este valor varía desde 0 para macizos rocosos in situ inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados, en la tabla 2.15 se presenta una guía para estimar el factor de alteración **D**.

La resistencia a la compresión uniaxial se obtiene haciendo $\sigma'_3=0$

$$\sigma_c = \sigma_{ci} S^a$$

Y siendo la resistencia a la tensión:

$$\sigma_t = \frac{S\sigma_{ci}}{m_b}$$

Los esfuerzos normales y al corte están relacionados con los esfuerzos principales y las ecuaciones publicadas por Balmer:

$$\sigma'_n = \frac{\sigma'_1 + \sigma'_3}{2} - \frac{\sigma'_1 - \sigma'_3}{2} \frac{\frac{d\sigma'_1}{d\sigma'_3} - 1}{\frac{d\sigma'_1}{d\sigma'_3} + 1}$$

$$\tau = (\sigma'_1 - \sigma'_3) \frac{\sqrt{d\sigma'_1/d\sigma'_3}}{d\sigma'_1/d\sigma'_3 + 1}$$

Siendo:

$$d\sigma'_1/d\sigma'_3 = 1 + am_b (m_b\sigma'_3/\sigma_{ci} + s)^{a-1}$$



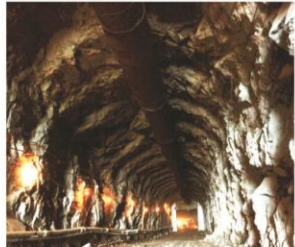


Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor D sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel	$D = 0$
	Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante. Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloque una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la fotografía.	$D = 0$ $D = 0.5$ No invert
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m en el macizo rocoso circundante.	$D = 0.8$
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la liberación de tensiones resulta en alguna alteración.	$D = 0.7$ Good blasting $D = 1.0$ Poor blasting
	Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento. En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.	$D = 1.0$ Production blasting $D = 0.7$ Mechanical excavation

Tabla 2.15 Guía para estimar el factor de alteración

2.8. Criterio de Rotura de Mohr- Coulomb.

Este criterio es un criterio lineal, el cual expresa la resistencia al corte a lo largo de un plano en un estado triaxial de tensiones, de ello se obtiene la relación entre los esfuerzos normales y tangenciales en el momento de la ruptura mediante la expresión matemática:

$$\tau = c + \sigma_n \tan \phi$$

Donde:

τ y σ_n son las tensiones tangencial y normal sobre el plano de rotura.

c y ϕ son la cohesión y ángulo de rozamiento de la matriz rocosa.

El criterio puede expresarse igualmente en función de los esfuerzos principales de la matriz rocosa:

$$\sigma_1 = \frac{2c + \sigma_3 [\sin 2\theta + \tan \phi (1 - \cos 2\theta)]}{\sin 2\theta - \tan \phi (1 + \cos 2\theta)}$$

Permitiendo obtener la resistencia en cualquier plano definido por θ . Para el plano crítico de rotura, $\theta = 45^\circ + \phi / 2$, la expresión anterior tomará la forma:

$$\sigma_1 = \frac{2c \cos \phi + \sigma_3 (1 + \sin \phi)}{(1 - \sin \phi)}$$

Si la condición $\sigma_3 = 0$, σ_1 será la resistencia a compresión simple de la roca:

$$\sigma_1 = \sigma_c = \frac{2c \cos \phi}{1 - \sin \phi}$$

El criterio también proporciona el valor de la resistencia a la tensión:

$$\sigma_t = \frac{2c \cos \phi}{1 + \sin \phi}$$

Este criterio implica que tiene lugar una fractura por corte al alcanzarse la resistencia pico del material.

La ventaja de este criterio es su sencillez, sin embargo presenta los siguientes inconvenientes de acuerdo a las conclusiones de González de Vallejo:

- Las envolventes de resistencia en roca no son lineales
- La dirección del plano de la fractura no siempre coincide con los resultados experimentales.

- El criterio sobrevalora la resistencia a la tracción.

En función de estas observaciones y con la aplicación de software geotécnico el criterio de Mohr-Coulomb se ha ajustado equilibrando las áreas por encima y por debajo de la curva dando lugar a ecuaciones para el ángulo de fricción y la resistencia cohesiva c'

$$\phi' = \sin^{-1} \left[\frac{6am_b(s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a) + 6am_b(s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}} \right]$$

$$c' = \frac{\sigma_{ci} [(1+2a)s + (1-a)m_b \sigma'_{3n}](s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a) \sqrt{1 + \frac{6am_b(s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a)}}}$$

Siendo $\sigma'_{3n} = \sigma'_{3max}/\sigma_{ci}$

La resistencia al corte de Mohr – Coulomb τ para un esfuerzo normal dado σ'_n se encuentra sustituyendo estos valores de c' y ϕ' en la ecuación:

$$\tau = c' + \sigma' \tan \phi'$$

2.9. Resistencia al corte de los planos de discontinuidad. Criterio de Barton y Choubey.

Las discontinuidades en los macizos rocosos requieren el estudio de su comportamiento mecánico basándose en las relaciones entre los esfuerzos de corte aplicados y los desplazamientos tangenciales producidos. Esta relación σ/μ es la rigidez de la discontinuidad y tiene unidades de esfuerzo / longitud. La resistencia al corte de las discontinuidades depende fundamentalmente de la fricción de los planos y en menor cuantía de la cohesión. La rugosidad o irregularidad de las paredes de la discontinuidad es uno de los factores que más influye en la resistencia friccional.

El criterio de Barton y Choubey se deduce a partir del análisis del comportamiento de las discontinuidades en ensayos de laboratorio que permite estimar la resistencia al corte en discontinuidades rugosas y se expresa de la siguiente forma:

$$\tau = \sigma'_n \operatorname{tag} \left[JRC \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma'_n} \right) + \phi_r \right]$$

En donde:

τ y σ'_n Son los esfuerzos tangencial y normal efectivo sobre el plano de discontinuidad

ϕ_r , es el ángulo de rozamiento residual

JRC es el coeficiente de rugosidad de la discontinuidad (joint roughness coefficient)

JCS es la resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad (Joint wall compression strength).

La resistencia de la discontinuidad depende de tres componentes: una componente friccional ϕ_r , una componente geométrica dada por el parámetro JRC y una componente de aspereza dada por la relación JCS/σ_n . La aspereza y la componente geométrica representan **la rugosidad i** . El valor de i es nulo cuando los esfuerzos normales son altos, $JCS/\sigma_n=1$.

La resistencia friccional total viene dada por $(\phi_r + i)$ y por lo general no es mayor a 50° . Lo cual quiere decir que a mayor valor de σ_n menor valor de la resistencia friccional total

Con esta relación se obtienen ángulos de rozamiento muy altos para tensiones de compresión muy bajas sobre la discontinuidad. Por ello no debe usarse para tensiones σ_n tales que $JCS/\sigma_n > 50$ debiendo tomarse ángulos de rozamiento constante independiente de la carga con un valor:

$$\phi_p = \phi_r + 1.7 JRC$$

REFERENCIAS:

González de Vallejo Luis I, et al, (2002), Ingeniería Geológica, España, Pearson Educación, 744 pp.

Chávez Aguirre, José María,(2006), Geotecnia; México, Universidad Autónoma de México, 388 pp.

Ruiz Vázquez, Mariano et al, (1979) Manual de diseño de Obras Civiles, Sección B Geotecnia, Tema 1, Comisión Federal de Electricidad.

Espinoza Graham Leopoldo, (1979) Manual de diseño de Obras Civiles, Sección B Geotecnia, Tema 3, Comisión Federal de Electricidad.

Hoek-Brown failure criterion – 2002 Edition E. Hoek(1), C. Carranza-Torres(2), B. Corkum(3) (1) *Consulting Engineer*, (2) *University of Minnesota*, (3) *RocScience Inc.*

Aplicación de la mecánica de rocas en el diseño de túneles. (según Barton y Bieniawski). Autor: Egr. Ing. Victor Hugo Caceres V., U.T.O. - F.N.I.

<http://www.arqhys.com/contenidos/mecanica-tuneles.html>

El sostenimiento de túneles basado en las clasificaciones geomecánicas

<http://upcommons.upc.edu/pfc/bitstream/2099.1/6215/1/00.pdf>

USO DE LAS PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS INTRODUCCIÓN AL CAPÍTULO 3

Cuando se tienen problemas estructurales en macizos rocosos, la proyección estereográfica es una herramienta necesaria en el campo de la ingeniería geológica. Es a través de las proyecciones estereográficas que se podrían haber resuelto más rápidamente algunos de los problemas más simples de geología estructural. Algunos ejemplos de problemas estructurales de un macizo rocoso serían definir la resistencia y deformabilidad en los estribos de un puente, elección de la traza de un camino en un valle para evitar problemas de estabilidad, etc.

Dentro de las aplicaciones más importantes, se encuentra el reconocimiento de juegos de diaclasas en un afloramiento rocoso, la determinación de la dirección y el buzamiento de un estrato, la determinación del tipo de rotura en un movimiento de ladera, etc.

La proyección estereográfica es un tipo de proyección azimutal. Todas las proyecciones permiten la representación de objetos tridimensionales en una superficie de dos dimensiones. Cualquiera que sea el sistema de proyección elegido la representación plana presenta deformaciones que pueden ser lineales, angulares y superficiales.

En este capítulo se pretende mostrar la utilidad de la proyección estereográfica a través del uso de la falsilla de Wulf, explicando las modalidades existentes y algunas de sus aplicaciones prácticas.

3.1 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA

La Proyección estereográfica es una proyección azimutal. Esto significa que cualquier punto de la superficie de una esfera se proyecta sobre un plano desde un punto fijo (figura No. 3.1) para la estereografía, el punto de proyección está en la propia superficie esférica y si consideramos ese punto como un polo, el plano de proyección es el ecuador (figura No.3.2).

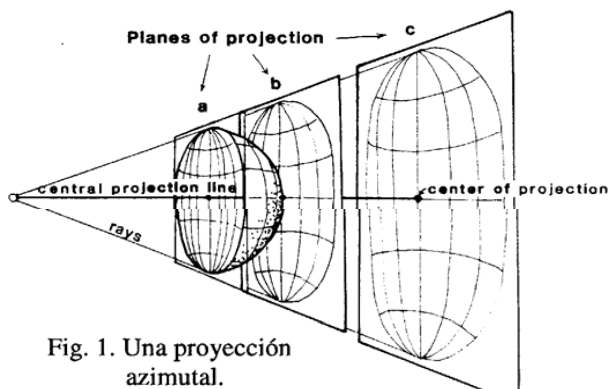


Fig. 1. Una proyección azimutal.

Figura 3.1 Dibujo de una proyección Azimutal

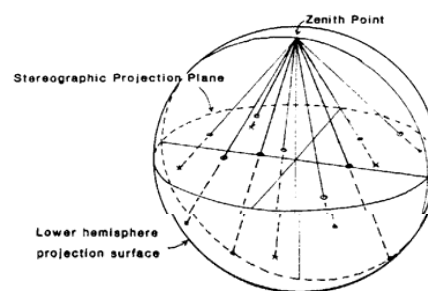


Fig. 2. Proyección estereográfica.



Figura 3.2. Proyección estereográfica

Dependiente de la posición del centro de proyección, las proyecciones azimutales pueden ser: gnomónicas, estereográficas, escenográficas y ortográficas. Cada una de estas proyecciones tiene unas propiedades que las hacen más aptas para resolver diferentes problemas. En la tabla No. 3.1 se resumen las propiedades fundamentales de las proyecciones más utilizadas en la ingeniería geológica.

Proyección	Como se proyecta	Ventajas	Desventajas	Usos
Ortográfica	Desde la esfera perpendicular al plano	Todos los círculos máximos se proyectan como elipses o líneas rectas	Gran distorsión próxima a los bordes	Más comúnmente en geología estructural para dibujar diagrama
Gnomónica	Desde el centro de la esfera	Los círculos máximos se representan siempre como líneas rectas	Distorsión radial muy acentuada	Minerología
Estereográfica	Desde el punto opuesto al punto de tangencia	Todos los círculos de la esfera se proyectan como círculos en el plano	Distorsión radial	Más extensamente empleada en mineralogía y geología estructural
Equiareal	Dibuja un arco desde un punto de la esfera hasta el plano	Se conserva en área, distorsión moderada	Las curvas son complejas	En geología estructural para el análisis estadístico de datos espaciales

Tabla No. 3.1 Tipos de proyecciones usadas en Ingeniería geológica

En geología estructural se utilizan las proyecciones azimutales ecuatoriales y en particular la proyección estereográfica ecuatorial, en ella el plano de proyección pasa por el ecuador y el centro de proyección esta sobre la superficie de la esfera en una recta perpendicular a él, en ella se define una inversión en el espacio que transforma los puntos de la esfera en puntos del plano.

Para obtener una proyección bidimensional del plano inclinado se selecciona un plano de proyección conveniente que pase por el centro **O** de la esfera (Figura 3.3). En geología estructural éste suele ser el plano horizontal, aunque en algunos casos puede ser más conveniente seleccionar como plano de proyección alguno que tenga otra orientación. A la intersección del plano de proyección con la esfera de proyección se conoce como *círculo primitivo* o *primitiva (circunferencia)*. Si cada punto de la proyección esférica del hemisferio inferior se une por medio de una recta con el punto más alto de la esfera de proyección **T** (Figura 3.4), se origina parte de un cono circular. Este cono corta el plano horizontal que pasa por el centro de la esfera en un círculo que es la proyección estereográfica del plano inclinado en cuestión.

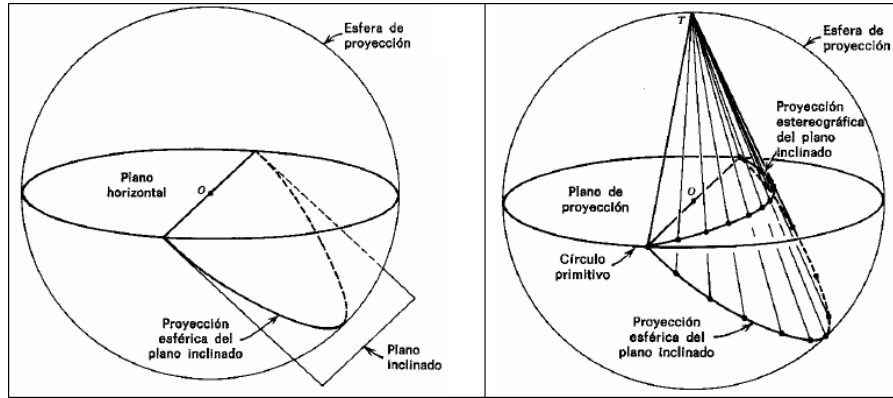


Figura 3.3

Figura 3.4

El círculo resultante de la proyección estereográfica de un plano se conoce como *traza de la ciclográfica* o simplemente *ciclográfica* de este plano. La proyección estereográfica de un plano vertical es una recta que pasa por el centro del círculo primitivo y la de un plano horizontal coincide con el círculo primitivo. Los planos de orientaciones distintas tienen proyecciones estereográficas comprendidas entre ambos extremos. Si al círculo primitivo se añaden coordenadas geográficas, entonces la orientación de cualquier círculo puede especificarse con un segmento circular. En la figura 3.5 están proyectados varios planos que buzan al este y al oeste. En la figura 3.6 se observan ejemplos de proyecciones estereográficas de tres planos las cuales cortan al círculo primitivo en dos puntos, que unidos representan la dirección del plano.

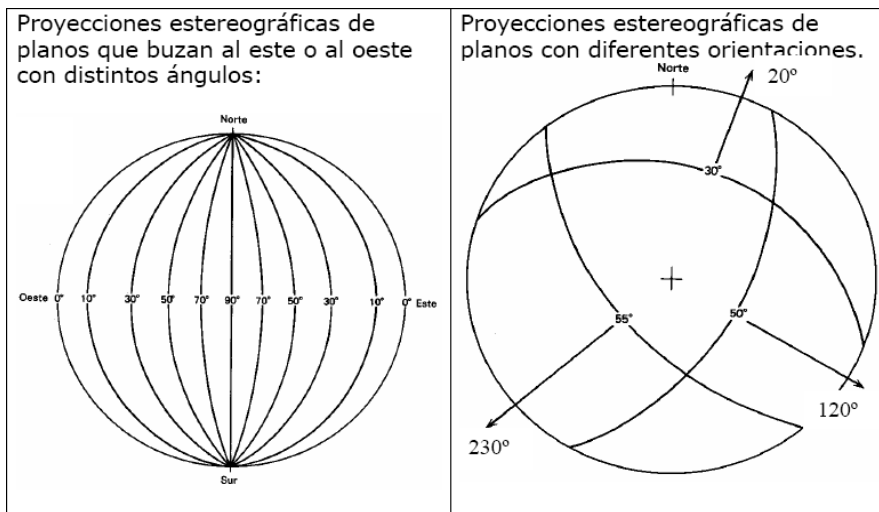


Figura 3.5

Figura 3.6

En las siguientes figuras, se observa el corte y proyección estereográfica de un plano que buza un ángulo ϕ , con el buzamiento real en el plano de corte, corta al plano del corte en la línea **OB**. La distancia más corta entre el centro de la esfera y la ciclográfica es **OX**, que es igual a $R \tan(\pi/4 - \phi/2)$ (figura 3.7). Así la ciclográfica de un plano se puede construir como la figura 3.8; es un círculo que pasa por los dos puntos del círculo primitivo que representan la dirección de este plano. También pasa por un punto que se encuentra a una distancia $R \tan(\pi/4 - \phi/2)$ del centro del círculo primitivo en la dirección del buzamiento. El ángulo de buzamiento es ϕ y R es el radio del círculo primitivo.

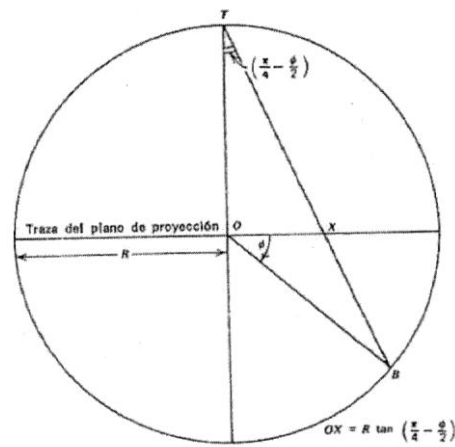


Figura 3.7

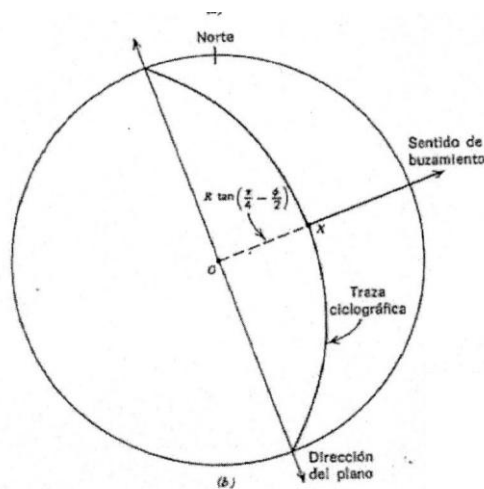


Figura 3.8

3.2 FALSILLAS ESTEREOGRÁFICAS.

Para proyectar planos y líneas, se emplea una **falsilla**. La más usada es la llamada meridional, con un eje vertical que pasa por los polos **N** y **S**. Para construirla se proyectan unas líneas curvas que se denominan círculos mayores y menores. Los **círculos mayores** son proyecciones de planos inclinados, con intervalos de 2° y 10° , que se intersectan donde el eje N-S corta a la primitiva. Los **círculos menores** representan la intersección con la esfera de una serie de conos con distintos ángulos apicales, todos con el eje horizontal y N-S. También se emplean intervalos de 2° y 10° . En sentido amplio, podemos llamar meridianos a los círculos mayores y paralelos a los menores.

3.2.1. Falsillas equiareal (Schmidt): *Empleada en Geología estructural.* Conserva las áreas pero no los ángulos. Figura 3.9

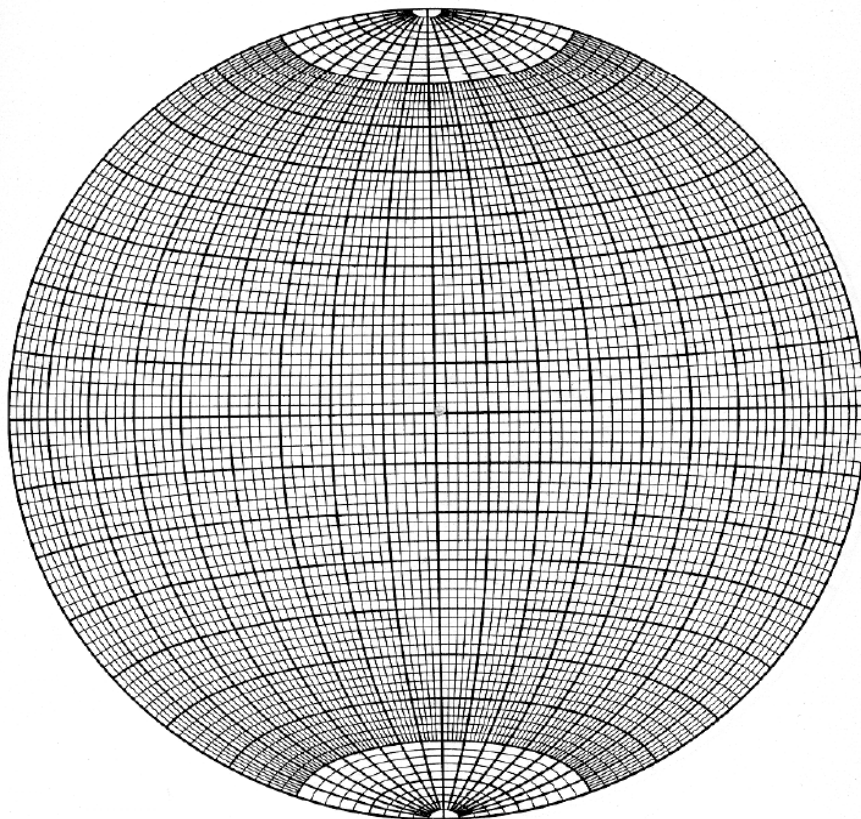


Figura 3.9. Falsilla equiareal (Schmidt)

Cuando se quiere hacer un tratamiento estadístico de una población de datos de orientación, conviene emplear una falsilla modificada en la que las áreas se conservan en cualquier parte de ella. Se llama falsilla de Schmidt o equiareal, pero no conserva los ángulos. Este método tiene la propiedad de que las áreas iguales de la esfera de proyección quedan representadas por áreas iguales en el plano de proyección.

En la figura 3.10 se representa una sección de la esfera de proyección. Se ilustra el método a seguir para construir un ángulo ϕ . Este plano pasa por el centro de la esfera de proyección O y corta a ésta en B . El plano PQ , tangente a la esfera en A , es el plano en el cual se construirá una proyección equiareal. La proyección equiareal del punto B se marca fuera, en X , sobre PQ de modo que $AX = AB$. Siendo R el radio de la esfera de proyección y ϕ el buzamiento del plano a proyectar.

$$AX = 2R \text{ sen } (\pi/4 - \phi/2)$$

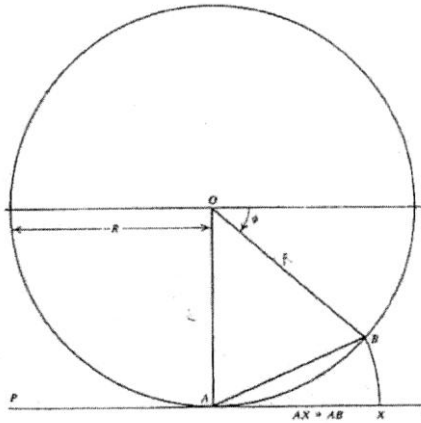


Figura 3.10

En esta ecuación, cuando $\phi=0$, $AX = R\sqrt{2}$. Por lo tanto si hay que proyectar un plano horizontal como un círculo de radio igual al de la esfera de proyección, entonces la distancia AX debe estar a escala de modo que

$$AX = \sqrt{2}R \text{ sen } (\pi/4 - \phi/2)$$

3.2.2. Falsillas equiangular (Wulf): Empleada en cristalografía. Conserva los ángulos pero no las áreas.

En este tipo de falsilla se han inscrito meridianos de latitud y paralelos de longitud a intervalos de 2° , con el punto de proyección situado en el ecuador de la esfera. Los círculos máximos son las proyecciones esféricas de una familia de planos esféricos de una familia de planos que se cortan todos en una línea común, mientras que los círculos menores son las proyecciones esféricas de una familia de conos circulares coaxiales.

La proyección estereográfica es isogona, es decir, conserva los ángulos. La falsilla meridional que se emplea para proyectar se llama falsilla de Wulf, todas las líneas en esta falsilla son arcos de circunferencia, salvo los ejes N-S y E-W.

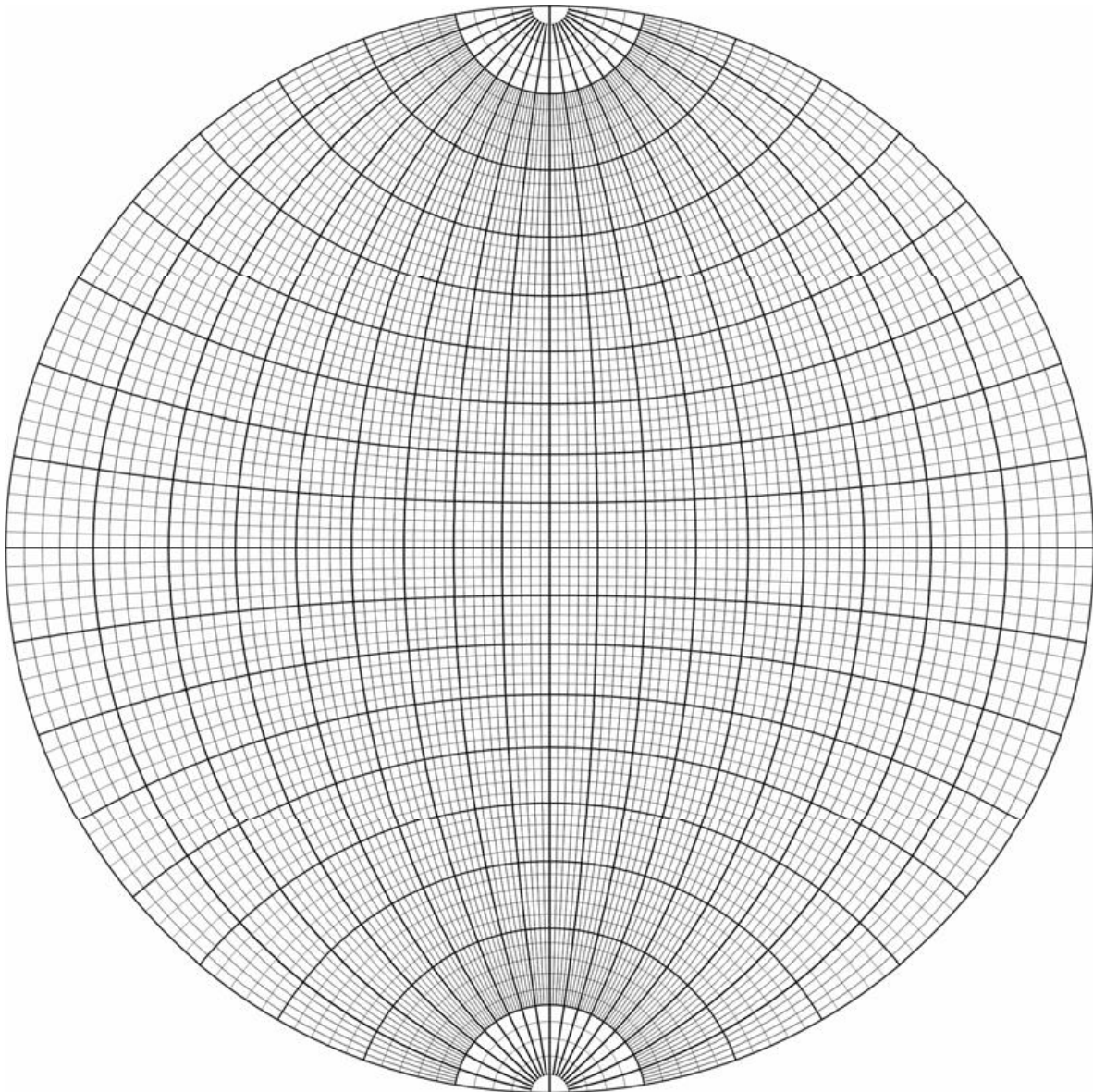


Figura 3.11. Falsilla equiangular (Wulf)

Ambos tipos de proyección se emplean para el análisis de datos geológicos estructurales. Las técnicas para el uso de estas proyecciones son idénticas y no habrá ninguna dificultad para pasar de un sistema a otro. La única limitación que

existe es que el mismo tipo de proyección deberá usarse durante todo el análisis del caso determinado.

3.3 CONSTRUCCIÓN DE PLANOS EN LAS REDES ESTEREOGRÁFICAS

El procedimiento para el dibujo de ciclográficas es el siguiente:

- 1.- Colocar la hoja transparente u hoja albanene encima de la falsilla estereográfica. En el centro colocar una chincheta para que el albanene no se mueva. Figura 3.12 A
- 2.-Calcar el círculo de la primitiva y marcar el N (norte) y S (sur) en la hoja.
- 3.-Para localizar la línea del Rumbo (en grados) contar a la derecha desde el Norte y marcar el punto sobre la Primitiva. Figura 3.12 B
- 4.-Trazar la Línea del Rumbo.
- 5.- Hacer coincidir la línea del Rumbo con el eje Norte-Sur, para ello girar el papel transparente los grados especificados en el Rumbo.
- 6.-Para localizar el círculo máximo del echado (en grados) contar los grados de derecha y hacia el centro.(Figura 3.12 C)
- 7.- Trazar el arco del círculo máximo.
- 8.- Para localizar el Polo este siempre se encuentra 90° del círculo máximo, por lo que se cuentan 90° de derecha a izquierda y se marca el polo.
- 9.- Colocar el transparente a su posición inicial.
- 10.-Finalmente se retira la falsilla y observamos el trabajo realizado.

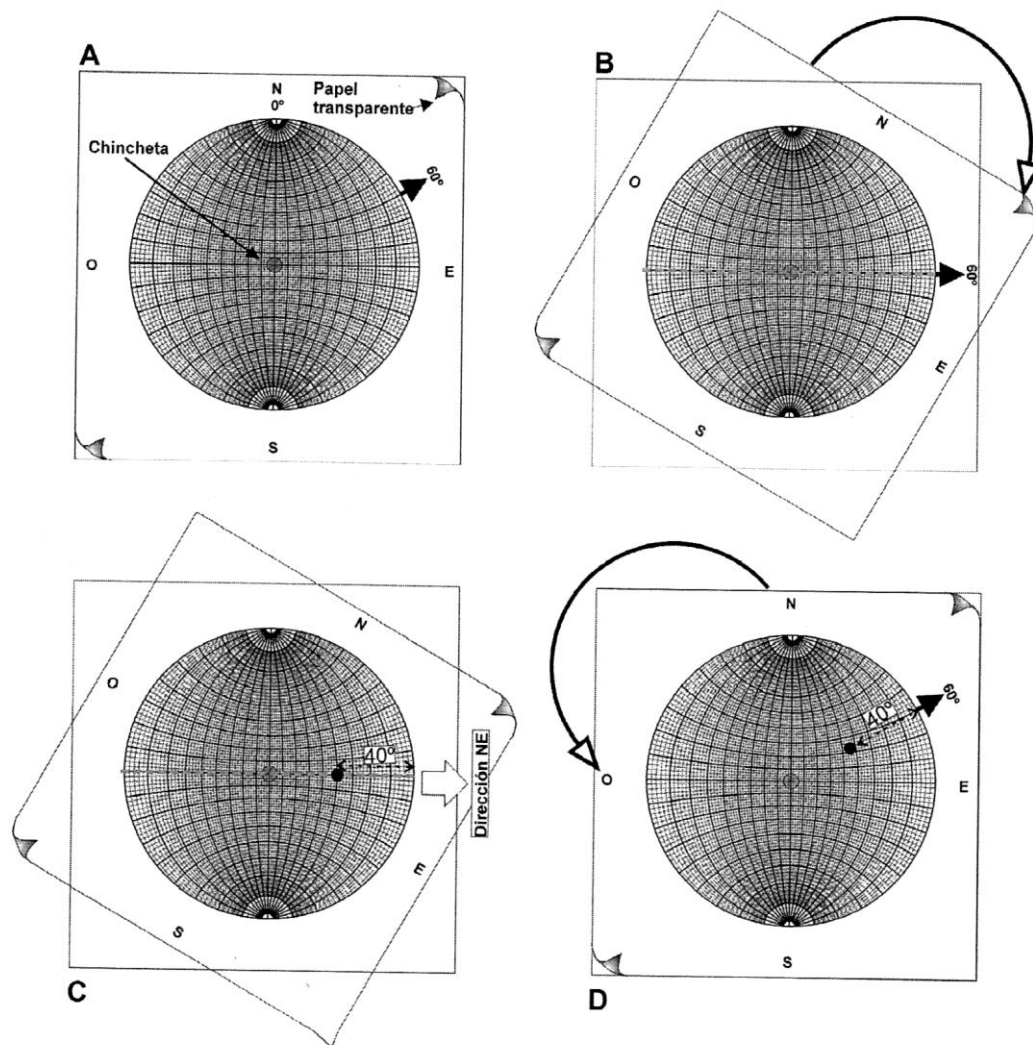


Figura 3.12 Representación grafica del dibujo de los estereogramas en una falsilla. Ejemplo con un buzamiento de 40° NE

3.4 TIPOS DE REPRESENTACION ESTEREOGRÁFICAS:

Existen diversas formas de representación de los elementos planos y lineales en la proyección estereográfica. Todos ellos se llevan a cabo mediante el empleo de la falsilla de Wulf o de Schmidt que se obtiene a partir de la proyección de los meridianos y paralelos de la esfera.

3.4.1. Diagrama de círculos máximos o diagrama beta:

Únicamente se utiliza para la representación de elementos planos. Se obtiene por proyección sobre el plano ecuatorial, del círculo máximo de la

superficie plana considerada. Este círculo máximo representa la intersección del plano con la esfera. En la figura 3.13a. se muestra el diagrama de círculos máximos correspondiente al estudio de un macizo rocoso.

Las superficies correspondientes a un pliegue cilíndrico contienen una línea paralela a la generatriz y por lo tanto la intersección de dos planos tangentes a la superficie definen una línea paralela a esta generatriz. Esta línea se conoce como eje β y es paralela al eje del pliegue, de tal modo que todos los ejes β calculados deben tener una orientación paralela (Es decir todos los círculos mayores que representan superficies individuales de un pliegue deben cortarse en un punto único).

3.4.2. Diagrama de polos o diagrama *pi*

Cuando las medidas a representar en el diagrama son muy numerosas, la representación mediante círculos máximos puede dificultar la lectura de los resultados en la falsilla, por lo que se suele recurrir a los diagramas de polos o diagramas *pi*.

En la figura 3.13b se representan únicamente los polos de los planos o rectas, es decir la intersección de la recta con la esfera en el caso de elementos lineales o la intersección de la normal al plano con la esfera si se trata de elementos planos.

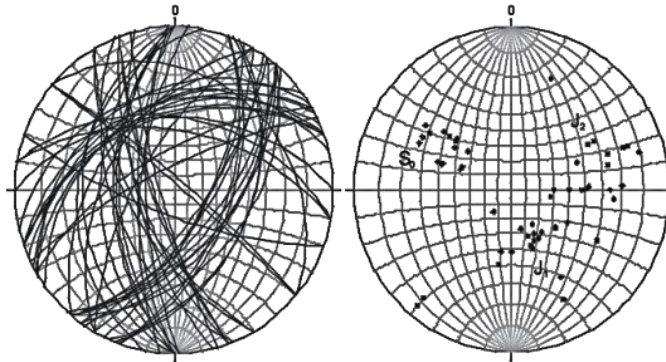


Figura 3.13 a

Figura 3.13 b

3.4.3 Diagrama de densidad de polos

La proyección estereográfica de un determinado elemento de la naturaleza, nunca es tan exacta como la de líneas y planos teóricos, ya que presentan irregularidades puntuales, falta de ajuste con la geometría ideal, en muchos casos, y posibles errores de precisión. Esto hace que se produzcan dispersiones que, dependiendo de su magnitud, pueden o no facilitar la interpretación de un polo o un círculo máximo. De ser así y producirse una gran dispersión de datos, será

preciso recurrir a un análisis estadístico de una muestra grande de datos con el fin de determinar la dirección y buzamiento predominantes (figura 3.14.)

Para realizar un análisis estadístico se recurre a la proyección equiareal, empleando la falsilla de Schmidt, que nos permite el recuento directo de los polos, y así calcular su valor estadístico por unidad de superficie, determinar las direcciones y buzamiento predominantes (figura 3.14 a). Sin embargo, este análisis estadístico no se puede realizar mediante la proyección estereográfica ya que se producirá una gran concentración de puntos en la parte central del diagrama (figura 3.14 b).

- a) En proyección equiareal.
- b) En proyección estereográfica (equiangular).

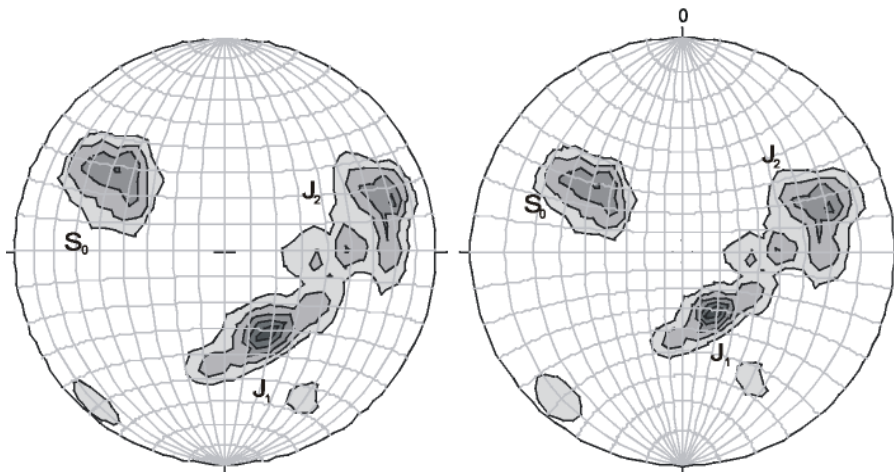


Figura 3.14 a

Figura 3.14b

3.5 USOS DE LA PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA

La proyección estereográfica permite la representación en elementos de geología estructural. Los datos empleados se toman en el campo, de forma directa, mediante el empleo de la brújula de geólogo (figura 3.15.a). Esta posee una brújula convencional que permite tomar las direcciones de los diferentes elementos tomando como referencia el norte magnético y un clinómetro que facilita el ángulo que forma el elemento a medir con respecto al plano horizontal.



Figura 3.15.- a) Brújula de geólogo.

b) Afloramiento rocoso de margas con yesos.

Generalmente el desarrollo de los elementos no es perfecto como ocurre por ejemplo con las diaclasas. En la figura 3.15.b. se observan juegos de diaclasas en materiales margocalizos que definen planos según direcciones preferentes subverticales (J1 y J2) y normales entre sí.

Preparado el diagrama de polos se procede a contar su densidad, para lo cual suele ser conveniente, tal y como ya se ha comentado con anterioridad, el uso de la representación equiareal que permite un tratamiento estadístico de los datos.

Tras el recuento se está en condiciones de trazar las curvas de distribución que mostrarán los lugares geométricos donde el número de polos es el mismo, obteniendo así el diagrama de densidad de polos, y estableciendo el polo de las familias de diaclasas en los puntos de máxima concentración de polos (figura 3.14 b)

3.5.1. Análisis cinemático de roturas en roca

Cuando se analizan taludes excavados en macizos rocosos es muy útil la determinación de las discontinuidades existentes para posteriormente realizar la representación estereográfica junto con la representación del propio talud. Observando las orientaciones de los juegos de discontinuidades y del talud puede deducirse mediante un análisis sencillo, cuál será el tipo de rotura predominante (figura 3.16). Además, la proyección estereográfica permitirá en algunos casos obtener las magnitudes angulares necesarias para el cálculo del factor de seguridad del talud.

En la representación de una proyección estereográfica al representar la orientación del talud y de las discontinuidades se puede llegar a intuir un tipo de **rotura plana** (figura 3.16.a.) Siempre que exista alguna familia de discontinuidades de dirección similar a la del talud pero buzamiento menor que este.

Si la orientación del talud a estudiar y los juegos de diaclasas existentes en el mismo tienen direcciones oblicuas respecto a la dirección del talud se puede estimar la posibilidad de ocurrencia de una rotura en cuña cuando existen dos familias de discontinuidades con direcciones oblicuas respecto a la dirección del talud. La posible **rotura en cuña** (figura 3.16.b) queda comprendida entre la de las dos familias de discontinuidades.

La dirección de avance de la cuña será la de la línea de intersección de ambos planos de discontinuidad, cuya inmersión y dirección se obtienen directamente de la representación estereográfica.

Si una vez representados los datos de las familias de discontinuidades existen dos familias de discontinuidades con direcciones subparalelas a las del talud, una de ellas con un buzamiento muy suave y en el mismo sentido que el talud y una segunda familia con un gran buzamiento opuesto al del talud y ligeramente perpendicular al juego anterior, la primera familia delimitará los bloques rocosos y proporcionará la superficie sobre la que deslizarán o girarán los bloques en función del buzamiento que posean, generando un tipo de **rotura con vuelco** (figura 3.16c).

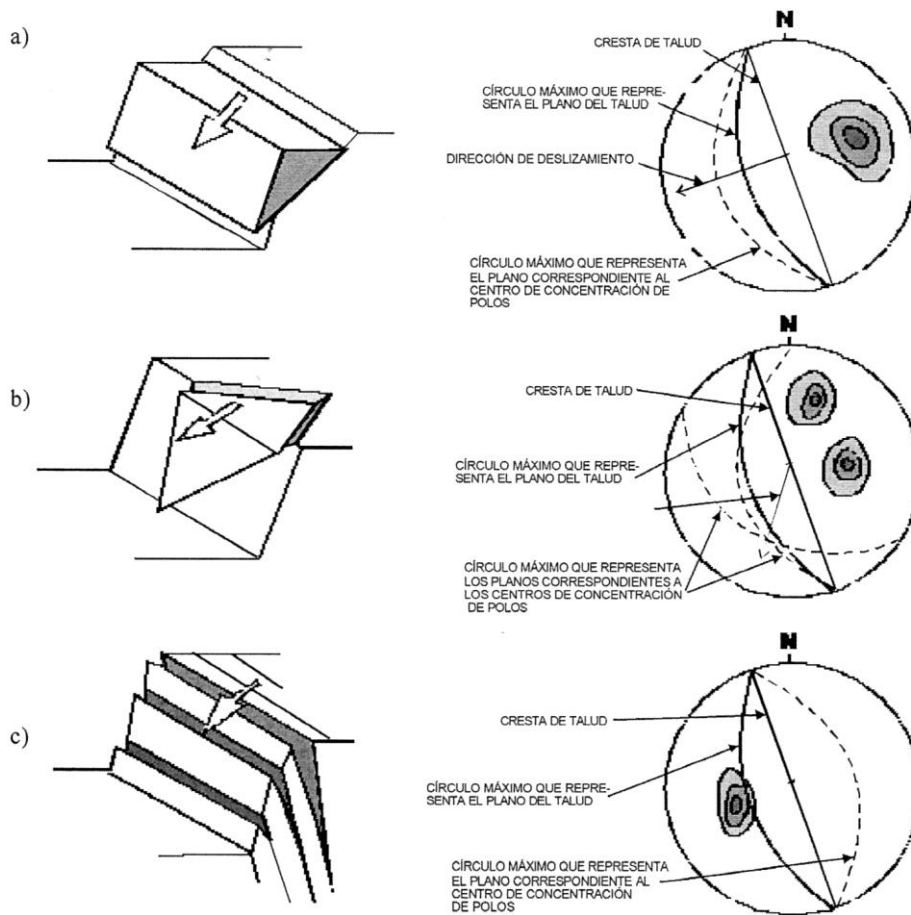


Figura 3.16 Tipos de roturas de macizos rocosos y su representación estereográfica

3.6 DEBILITAMIENTO ESTRUCTURALMENTE CONTROLADO

Para que un bloque de roca pueda caerse del techo o de una excavación, se necesita que quede separado del macizo circundante cuando menos en tres discontinuidades estructurales que se intersecten.

El debilitamiento estructuralmente controlado se puede analizar mediante la técnica de la proyección estereográfica que se describió anteriormente. Un ejemplo sencillo de la aplicación de este método se ilustra en la figura 3.17 que muestra una cuña de roca que cae del techo de una excavación en roca fisurada. Una línea vertical que atraviesa el vértice de la cuña tiene que caer dentro de la base de la misma para que el debilitamiento pueda producirse sin fricción cuando menos sobre uno de los planos de fisuras.

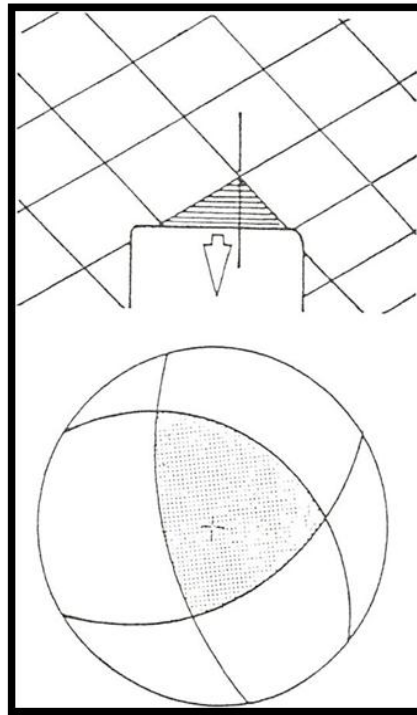


Figura 3.17

3.6.1 Condiciones necesarias para que se pueda producir una caída de la cuña del techo.

En la representación estereográfica, la línea vertical que pasa por el vértice de la cuña se representa por el punto central de la red, la línea vertical que atraviesa el vértice tiene que caer dentro de la base de la misma para que el debilitamiento se produzca sin fricción. Esta verificación cinemática sencilla es muy útil para prever las caídas potenciales del techo durante los estudios preliminares de los informes de la geología estructural que se recaban para proyectar la excavación subterránea. Este método estereográfico también se puede emplear para una apreciación mucho más detallada de la forma y del volumen de cuñas potencialmente inestables, como lo muestra la figura 3.18.

En esta figura 3.18 se representan tres planos por sus grandes círculos, marcados *A*, *B* y *C*. Las líneas de los rumbos de estos planos están señalados con *a*, *b* y *c*, y los trazos de los planos verticales por el centro de la red y las intersecciones de los grandes círculos están señalados con las letras *ab*, *ac* y *bc*. Supongamos que un túnel cuadrado con un claro *s* vaya en una dirección de 290° a 110° como se muestra en la parte inferior de la figura 3.18. Las direcciones del rumbo de las líneas corresponden a las trazas de los planos *A*, *B* y *C* sobre el techo horizontal del túnel. Esas líneas del rumbo se pueden combinar para que la

figura triangular de tamaño máximo se acomode en el techo del túnel, como lo muestra la figura 3.18.

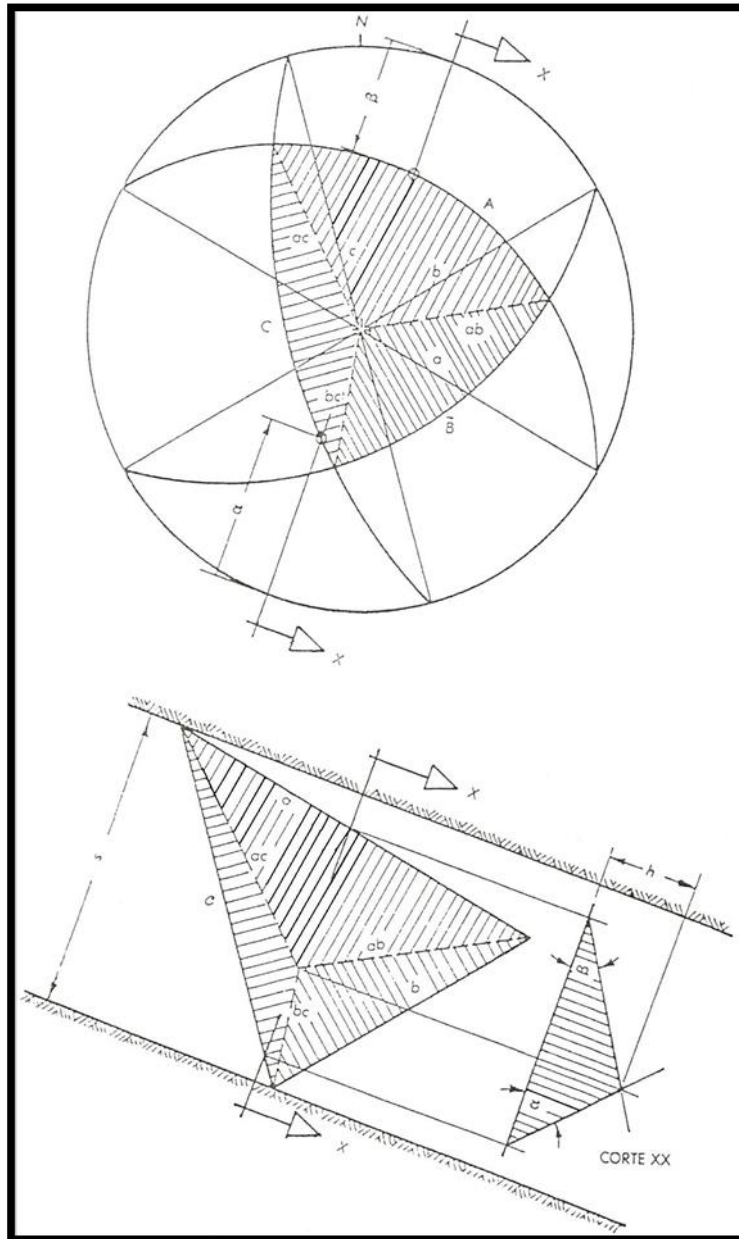


Figura 3.18. Construcción complementaria en combinación con una proyección estereográfica para determinar la forma y el volumen de una cuña que se presenta estructuralmente en el techo de un túnel.

En la vista de planta, el vértice de la cuña se determina al localizar el punto de intersección de las líneas ab , ac y bc proyectadas desde las esquinas de la base de la cuña triangular. La altura h del vértice de la cuña sobre el techo

horizontal del túnel se localiza al hacer una sección que pasa por el vértice y es normal con respecto al eje del túnel. Esta sección, marcada con XX en la figura 3.18, intersecta las trazas a y c en los puntos indicados y estos puntos delimitan la base del triángulo como se señala en el corte XX. Los echados aparentes de los planos C y A están indicados por los ángulos α y β , los que se miden sobre la proyección estereográfica a lo largo de la línea XX pasando por el centro de la red.

El volumen de la cuña se obtiene por **$1/3 \cdot h \cdot X$ el área** de la base de la cuña, lo cual se determina en la planta de la figura 3.18.

Si tres fisuras se intersectan para formar una cuña en el techo de una excavación subterránea pero la línea vertical que pasa por el vértice de la misma no cae dentro de la base de la cuña, el debilitamiento sólo puede ocurrir con fricción sobre uno de los planos de fisura o sobre una de las líneas de intersección. Esta condición se representa estereográficamente si la figura de intersecciones formada por los tres grandes círculos cae a un lado del centro de la red como se ilustra en la figura 3.19.

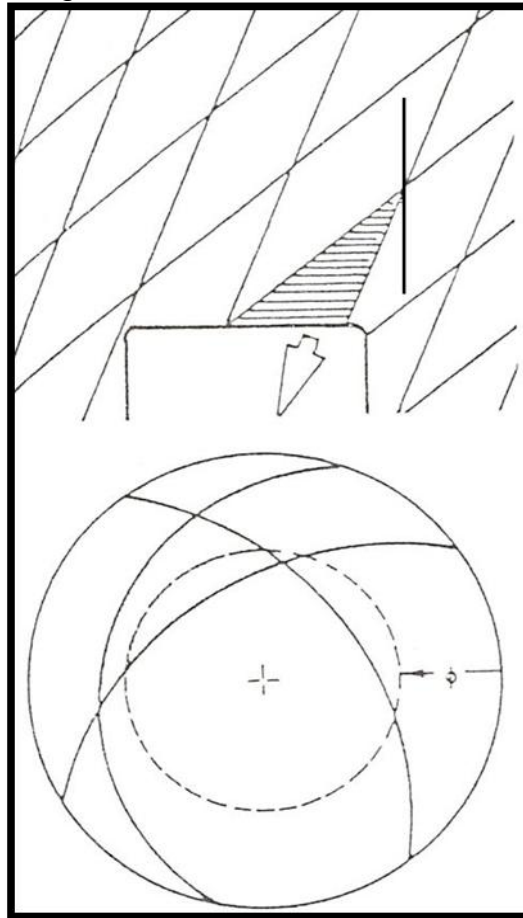


Figura 3.19 Condiciones necesarias para un debilitamiento con fricción de las cuñas del techo

Una condición adicional que tendrá que ser tomada en cuenta para que la cuña se pueda deslizar, es que el plano o línea de intersección sobre la cual se deslice tenga una inclinación mayor que la del ángulo de fricción ϕ . Esta condición se cumplirá si cuando menos una parte de la figura de intersección cae dentro de un círculo que se logra al descontar de la circunferencia exterior de la red la cantidad de divisiones de grado que corresponden al ángulo de fricción.

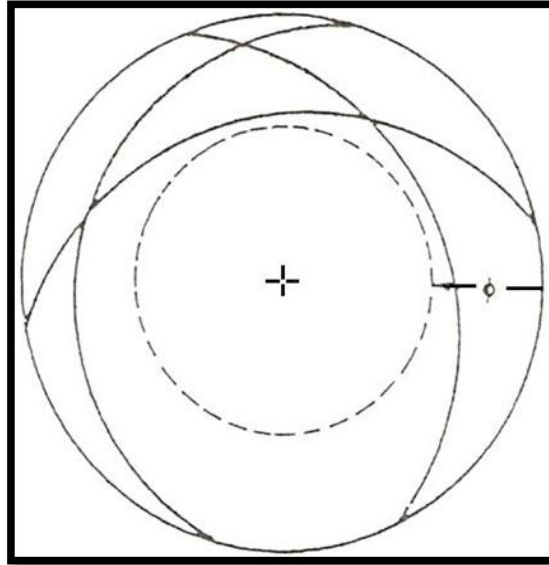


Figura 3.20 Condiciones estables de la cuña

La construcción de una vista en planta de una cuña obedece a los mismos principios que se siguieron en la figura 3.18 y la construcción para el caso analizado se ilustra en la figura 3.19. En este ejemplo, el largo del rumbo de la traza c del plano C , se define por la dimensión L .

Al determinarse la altura h de la cuña, el perfil XX tiene que tomarse en ángulos rectos con respecto a la línea ab que pasa por el centro de la red y la intersección de los grandes círculos que representan los planos A y B . El ángulo α es el echado verdadero de la línea de intersección de esos dos planos.

Cuando la figura de intersección cae completamente fuera del círculo de fricción, como se muestra en la figura 3.20, el peso gravitacional de la cuña no es suficiente para vencer la resistencia de la fricción del plano o de los planos sobre los cuales debería deslizarse. En esas condiciones la cuña se resistirá a deslizarse.

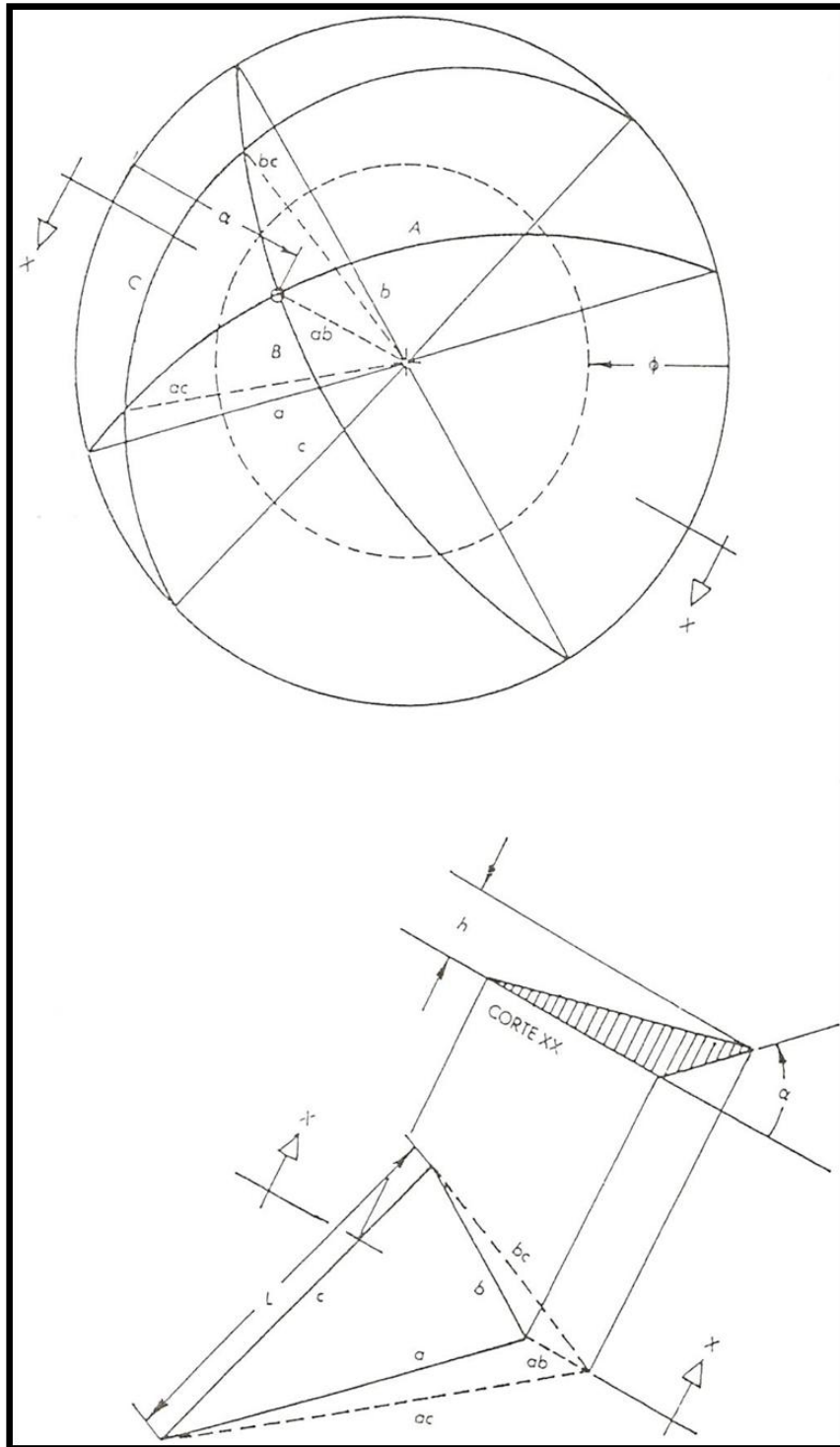


Figura 3.21. Construcción de una verdadera vista en planta y determinación de la altura de una cuña donde se produce un debilitamiento como resultado de un deslizamiento a lo largo de la línea de intersección de los planos A y B.

3.6.2 Condiciones necesarias para que se pueda producir una caída de la cuña de la pared.

En las paredes de una excavación en roca fisurada, el debilitamiento de las cuñas puede presentarse en una forma muy parecida a la del techo, excepto que las caídas libres no son posibles y que todos los debilitamientos en las paredes implican deslizamientos sobre un plano o sobre la línea de intersección de dos planos. A continuación se presentan dos métodos para analizar el debilitamiento en las paredes.

3.6.2.1. El análisis del debilitamiento en las paredes: método 1

Considerando un túnel cuadrado que va en una dirección de 250° a 70° a través de un macizo en que se presentan tres series de fisuras. Estas fisuras se representan, en la proyección estereográfica que se muestra en la figura 3.22 por los grandes círculos marcados A, B y C.

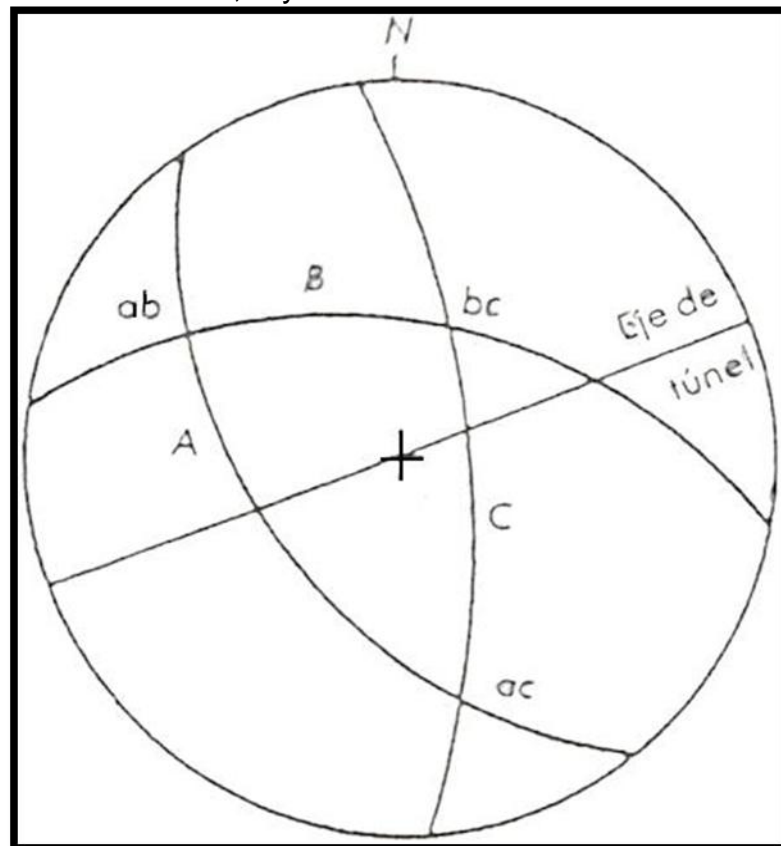


Figura 3.22

Los trazos de los grandes círculos en este dibujo se obtienen por la proyección sobre un plano *horizontal* pasando por el centro de la esfera de referencia. Para saber cuál es la forma de la cuña en la pared del túnel, será necesario determinar la forma de la figura de intersección proyectada sobre un plano *vertical*.

Esta figura de intersección se obtiene por la *rotación* de las intersecciones *ab*, *bc* y *ac* de los grandes círculos en 90° alrededor del eje del túnel. Se logra estereográficamente esta rotación de la manera siguiente:

- Se trazan los puntos *ab*, *bc* y *ac* sobre una hoja limpia de papel de dibujo. Sobre el croquis se indican el centro, el norte y el eje del túnel.
- Se coloca el croquis sobre la red meridiana por medio de una aguja central de manera que el *eje del túnel* coincida con el eje norte-sur de la red.
- Se gira cada una de las tres intersecciones sobre un plano vertical al descontar 90° sobre los *círculos pequeños* pasando por los puntos *ab*, *bc* y *ac*. Figura 3.23

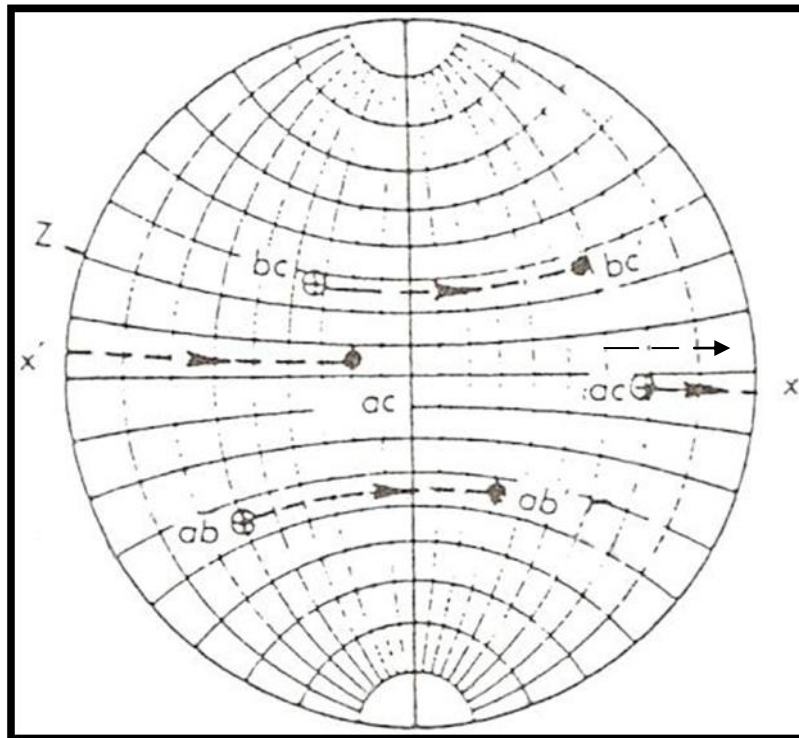


Figura 3.23

Hay que señalar que la rotación de todos los puntos tiene que hacerse en la misma dirección y también que el círculo pequeño que pasa por *ac* se sale de la circunferencia de la red en *x* y vuelve a entrar en un punto diametralmente opuesto, *x'*. Este procedimiento permite a todos los puntos de intersección

encontrarse en el mismo hemisferio y que la proyección sobre el plano vertical tenga sentido.

Márquense las intersecciones giradas ab' , bc' y ac' y encuéntrense los grandes círculos que pasan por pares de puntos de intersección. Las líneas del rumbo de esos grandes círculos representan las trazas de los planos de fisuras sobre las paredes verticales del túnel.

Se muestra la construcción completa en la figura 3.23, lo que da la proyección estereográfica de los planos y sus intersecciones de un *plano vertical* paralelo a las paredes del túnel.

La construcción de la vista verdadera de la cuña en la pared sigue el mismo procedimiento que el que se usó para el techo (figuras 3.20 y 3.21). Las trazas a' , b' y c' de las fisuras en la pared son paralelas a las líneas de los rumbos de los grandes círculos en la proyección estereográfica vertical. Las líneas de intersección ab' , bc' y ac' que se ven en la pared vertical son también paralelas a las líneas que parten del centro de la proyección vertical a los puntos ab' , bc' y ac' .

Es importante señalar que las vistas en las figuras 3.24 y 3.25 representan las trazas de las fisuras que se ven en la pared *norte* vista desde el *interior* del túnel o en la pared *sur* vista desde el *exterior* del túnel, mirando hacia 340° . Esto es comprobable si se comparan los rumbos α , β y ξ de las trazas de los planos A , B y C en la pared vertical, que se logran con las proyecciones estereográficas, con las trazas correspondientes en las vistas de la pared del túnel. Una *imagen de espejo* de la vista dada en las partes inferiores de las figuras 3.24 a y 3.24 b representa las trazas de las fisuras en la pared *sur* vistas desde el *interior* o en la pared *norte* vistas desde el *exterior* del túnel, mirando hacia la dirección de 160° .

Es muy importante que se comprendan bien esas vistas, ya que un error podría dar como resultado una apreciación incorrecta de estabilidad así como la aplicación de medidas correctivas indebidas.

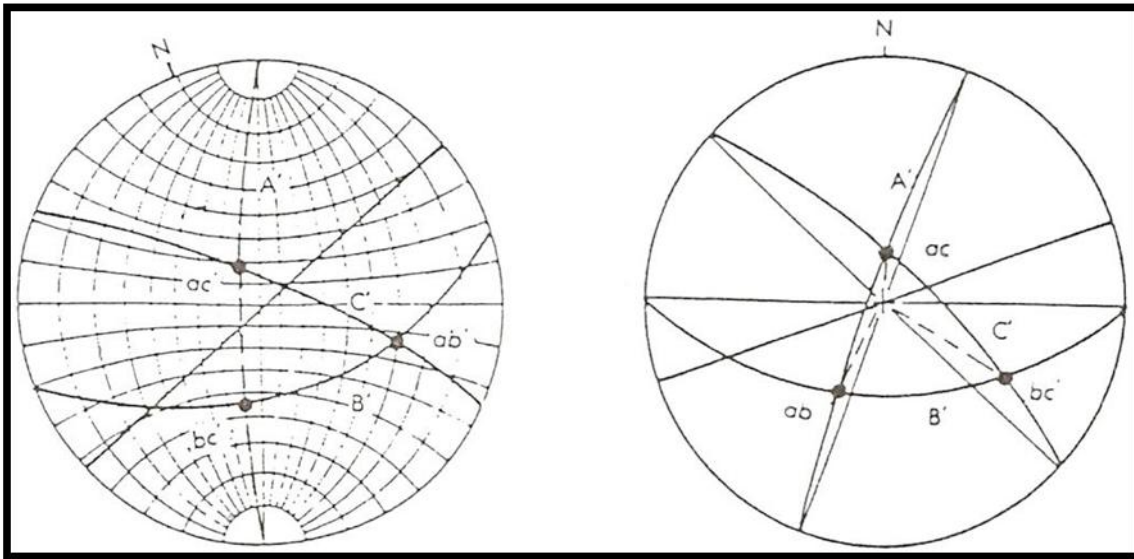


Figura 3.24 a) Vista de los trazas de las fisuras en la pared norte, mirándolo desde el interior del túnel. B) En la pared sur mirándola desde el exterior del túnel en una dirección de 340°.

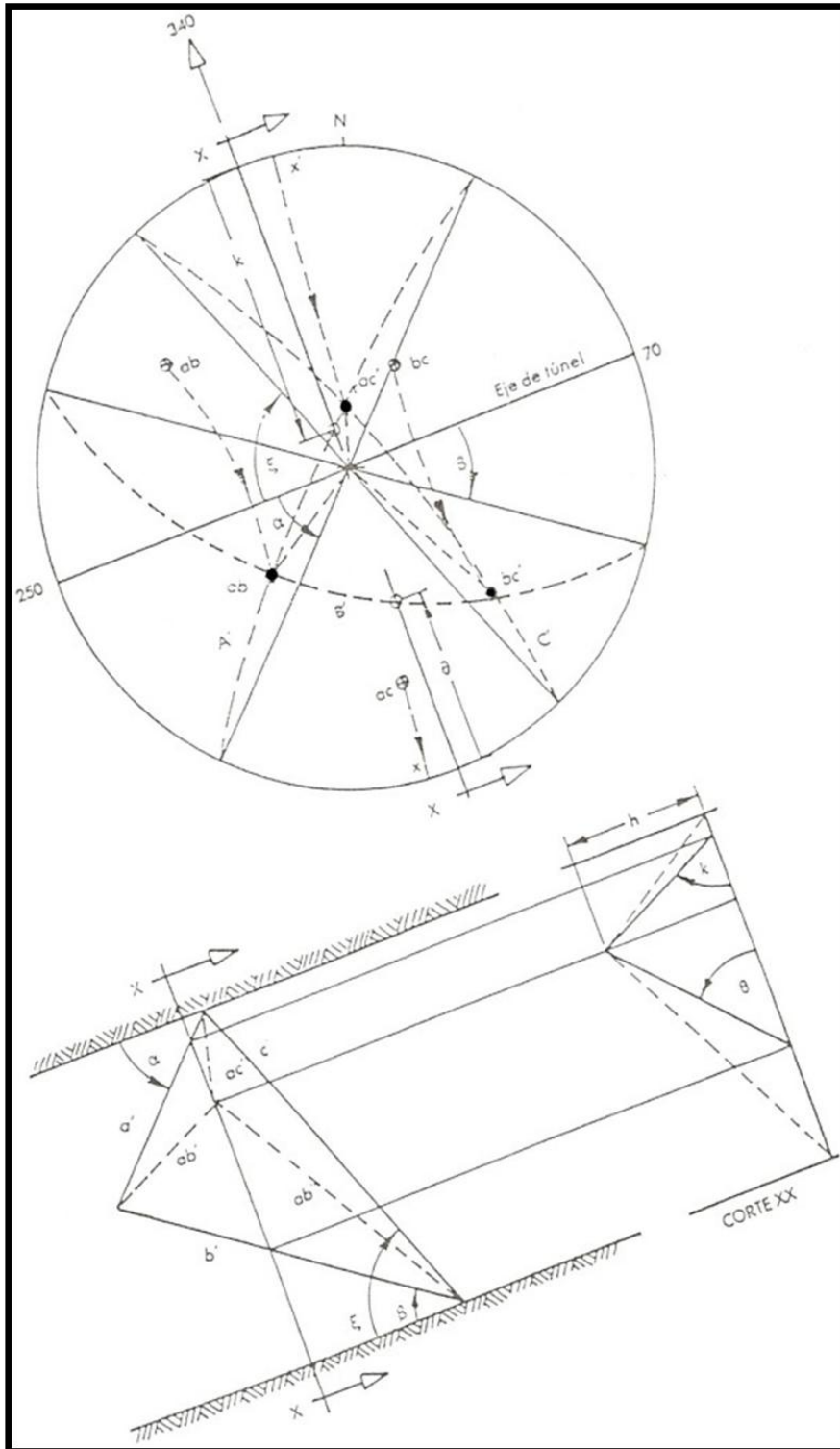


Figura 3.25. Construcción de la vista verdadera de una cuña en la pared de un túnel mediante el Método 1.

La altura h de la cuña que se muestra en la figura 3.25 se determina con un seccionamiento XX que pasa por la punta de la cuña, y localizando los echados aparentes \mathbf{k} y θ de los planos A' y B' que se ven en la proyección vertical. Esta construcción es idéntica a la que se empleó en la figura 3.18 para determinar la altura de la cuña en el techo del túnel.

3.6.2.2. El análisis del debilitamiento de las paredes: método 2

En este método, las trazas a , b y c de las fisuras en la pared del túnel se localizan con los echados aparentes α , β y ξ de los planos A , B y C en un plano vertical paralelo al eje del túnel. En la figura 3.27 se ilustra cómo se localizan estos echados aparentes.

Los trazos ab , bc y ac en la pared se establecen al encontrarse los echados Ψ_{abt} , Ψ_{bct} y Ψ_{act} de las proyecciones de estas líneas de intersección sobre la pared vertical. El ángulo Ψ_{abt} lo da:

$$\tan \Psi_{abt} = \frac{\tan \Psi_{ab}}{\cos \theta_{ab}}$$

Donde θ_{ab} es el ángulo entre el eje del túnel y la proyección de la línea de intersección ab sobre el plano horizontal y Ψ_{ab} es el echado verdadero de la línea de intersección ab .

Los ángulos Ψ_{bct} y Ψ_{act} se localizan de la misma manera.

La altura h de la cuña se determina al valorizar los ángulos Ψ_{bct} y Ψ_{act} que representan los echados de las líneas de intersección que se ven en un plano vertical en ángulos rectos con el eje del túnel. El ángulo Ψ_{bct} se obtiene por:

$$\tan \Psi_{bct} = \frac{\tan \Psi_{bc}}{\sin \theta_{bc}}$$

Los demás ángulos se determinan de la misma manera

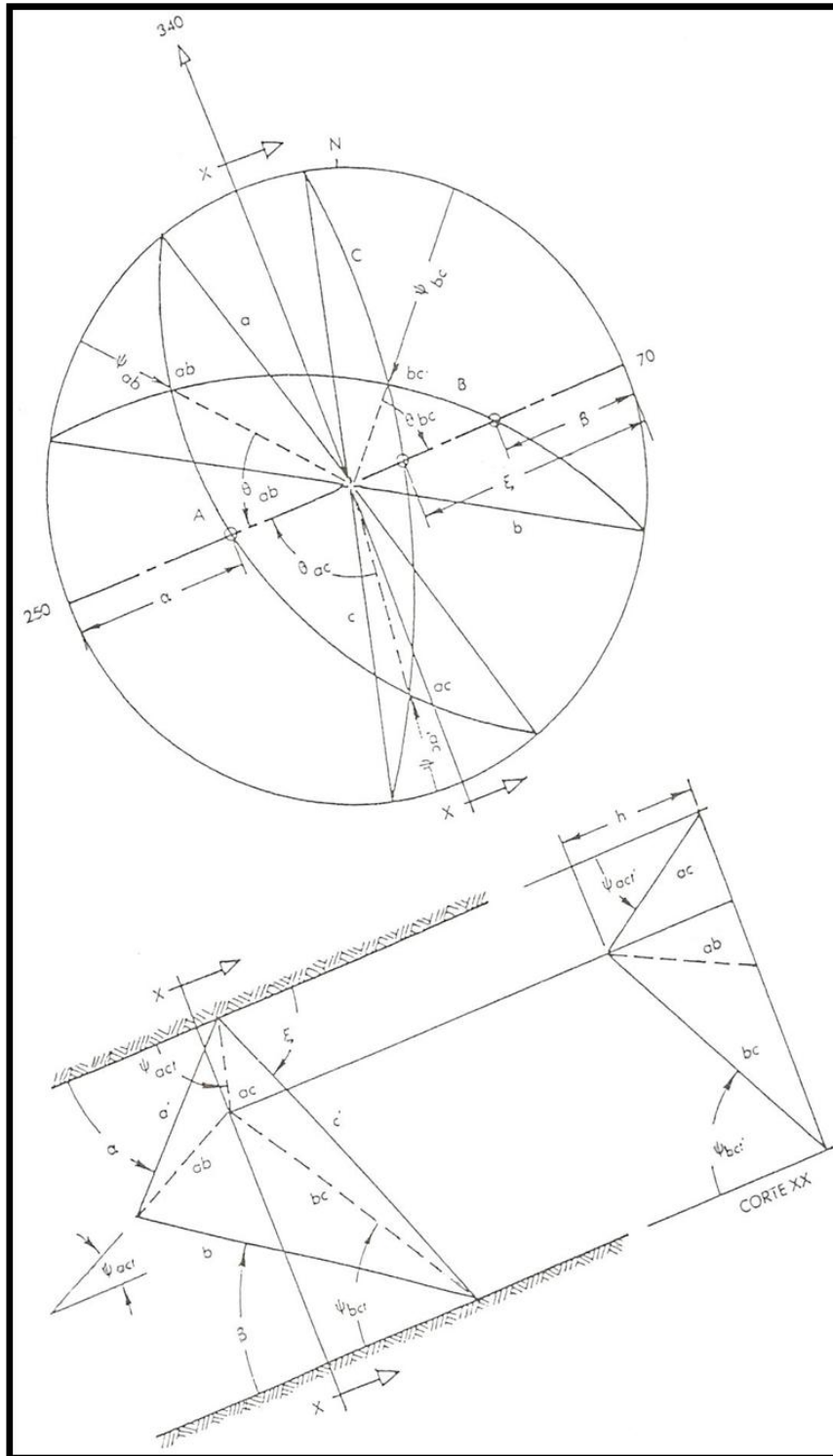


Figura 3.27. Construcción de una vista verdadera de una cuña en la pared de un túnel según el método 2.

REFERENCIAS:

Hoek, E., Brown E.T. (1985), Excavaciones subterráneas en roca, Mc Graw Hill, México, 634 pp.

González de Vallejo Luis I, et al, (2002), Ingeniería Geológica, España, Pearson Educación, 744 pp.

Ragan Donal .M, (1980) Geología Estructural: Introducción a las técnicas geométricas. Omega, Barcelona. 207 pp.

Hills, Edwin Sherbon, (1977) Elementos de Geología Estructural, Ariel, México, pp 173-194.

Hobbs; Bruce E., (1981), Geología Estructural, Omega, Madrid, 520 pp

Ramsay G. John, (1977) Plegamiento y fracturación de las rocas, Rosario, Madrid, 589 pp.

Harvey, J.C.(1987), Geología para ingenieros Geotécnicos, Limusa, México, 157 pp.

Babin Vich Rosa Blanca, Gómez Ortiz, David, Problemas de Geología Estructural, Reduca(Geología), serie Geología estructural [En línea] Disponible en: <http://eprints.ucm.es/10015/1/134-281-1-PB.pdf> [consultado el 20 de febrero de 2012].

Tomas Jover, Roberto; Ferreiro Prieto, Ignacio; (2002), Aplicaciones de la proyección estereográfica en Ingeniería Geológica, [En línea] disponible en <http://departamentos.unican.es/digteg/ingegraf/cd/ponencias/29.pdf> [consultado el 06 de marzo 2012].

Martínez Catalan José Ramón (2001), Proyecciones estereográficas, [En línea] disponible en <http://web.usal.es/~jrmc/MartinezCatalan/texts/ProyEstereogrG.pdf> [consultado el 11 de diciembre de 2011].

Griem Wolfgang, (2010) Geología Estructural, [En línea] disponible en <http://www.geovirtual2.cl/Geoestructural/Intro01.htm>, consultado el 09 de diciembre de 2010.

Delgado Martí, Jordi, et al;(2010), Prácticas de GEOLOGÍA Mapas Geológicos y Problemas [En línea] disponible en http://caminos.udc.es/info/asignaturas/grado_itop/113/pdfs/Practicas%20de%20GEOLOGIA.pdf consultado el 15 de marzo de 2012.

Martínez Catalán José Ramón, (2001) Aplicaciones de la Proyección Estereográfica a la Geofísica, 4º curso de Licenciado en Geología, Universidad de Salamanca., 16 pp

Tomás Jover, Roberto, Aplicaciones de la proyección estereográfica en Ingeniería Geológica,, XIV Congreso Internacional de Ingeniería Gráfica, Santander España, 2002 10 pp

EJEMPLO DE APLICACIÓN DE LAS PROYECCIONES ESTEREOGRAFICAS INTRODUCCIÓN AL CAPITULO 4

Uno de los más importantes aspectos del análisis de problemas estructurales es la recopilación sistemática de datos de las estructuras geológicas y su representación. Con el fin de ser fácilmente evaluadas e incorporadas al análisis de estabilidad. La experiencia ha mostrado que las proyecciones esféricas proveen una significativa conveniencia para la representación de datos geológicos.

Las cuatro fuentes de inestabilidad identificadas son:

1) La inestabilidad ocasionada por una geología estructural adversa suele ocurrir en rocas duras que tienen fallas y fracturas y donde varias series de discontinuidades tienen una fuerte inclinación. La estabilidad puede a veces mejorarse con la relocalización o reorientación de las excavaciones pero casi siempre se necesitan refuerzos importantes como las anclas, dovelas y cables

2) La inestabilidad debida a esfuerzos exagerados en la roca también se relacionan con la roca dura y pueden ocurrir en minas a gran profundidad o cuando se hacen excavaciones muy grandes a escasa profundidad. En otras situaciones cuando se excava en regiones muy accidentadas o donde haya rocas de muy baja resistencia generando problemas de inestabilidad causados por tensiones, requiriéndose el uso de ademes.

3) La inestabilidad debida a la meteorización y/o expansiones generalmente se relaciona con una roca mala, pero también puede presentarse en grietas aisladas dentro de una roca sana. El recurso más eficaz es el de proteger la superficie rocosa de cambios importantes de humedad.

4) La inestabilidad debida a presiones o flujo excesivo de aguas subterráneas puede presentarse en cualquier macizo rocoso, pero no alcanzará serias proporciones si no está asociada con alguna de las otras formas de inestabilidad. Desviar el flujo de agua con concreto y reducir su presión por medio de drenes es generalmente el remedio más eficaz.

El principal objetivo de este capítulo es determinar el factor de seguridad del talud bajo cuatro condiciones.

EJERCICIO DE APLICACIÓN.

La cara de un talud tiene un echado de 65° y una dirección del echado de 185° . La superficie superior tiene un echado de 12° y una dirección del echado de 195° . El talud está intersectado por dos planos A y B y por una grieta de tensión; sus echados, direcciones de echados y otras propiedades se encuentran en la Tabla 1. La línea de intersección de los planos A y B aflora en la cara a 100 pies – medidos verticalmente- por debajo del punto de intersección del plano A con la línea de cresta del talud. La grieta de tensión intersecta la traza del plano A en la superficie superior del talud a una distancia de 40 pies- medidos a lo largo de la traza- por atrás del punto de intersección del plano A con la línea de cresta del talud.

Se requiere determinar el factor de seguridad del talud bajo las siguientes condiciones:

1. Talud seco y sin grieta de tensión
2. Talud seco y con una grieta de tensión
3. Superficie del talud inundada; el agua puede colarse por la parte superior de la grieta de tensión.
4. Presencia de una fuerza externa, debida a anclajes mediante cables o pernos, con echado. 30° en dirección del echado de 355° . Debe determinarse la magnitud de la tensión total T, que es la requerida para obtener un factor de seguridad de 1.5 cuando la superficie del talud está inundada.

Plano	Echado - Grados	Dirección de echado - grados	Rumbo (dirección -echado- 90°)	Ubicación y propiedades
Plano A	45	105	15	Cohesión $C_A = 500 \text{ lb/pie}^2$ Angulo de fricción $\phi_A = 20^\circ$
Plano B	70	235	145	Cohesión $C_A = 1000 \text{ lb/pie}^2$ Angulo de fricción $\phi_A = 30^\circ$
Cara del talud	65	185	95	Intersección del plano A y la cresta del talud a 100 pies, medidos verticalmente por arriba del pie de la cuña.
Parte superior del talud	12	195	105	
Fuerza externa	30	355	265	Magnitud T que se va a determinar
Grieta de tensión	70	165	75	40 pies a lo largo de la traza del plano A

Tabla 1. Configuración geométrica y propiedad de los planos

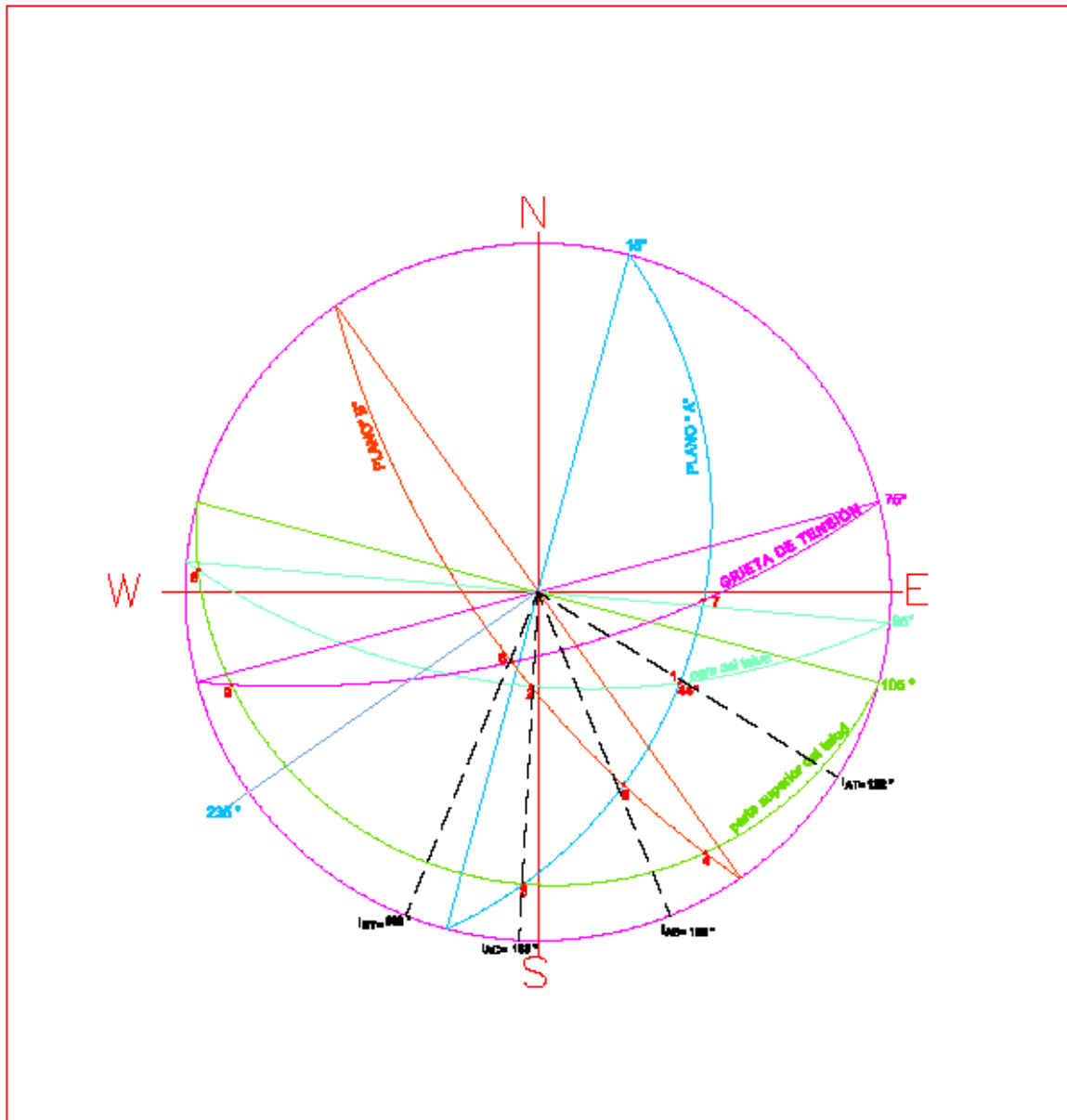
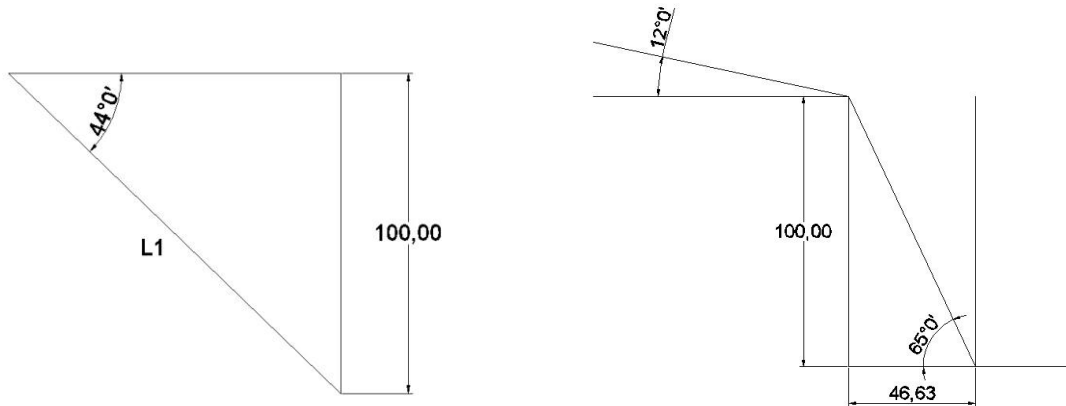
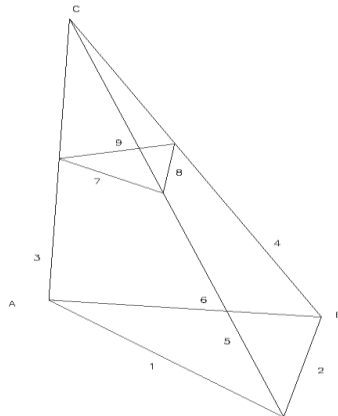


Figura 1. Estereofalsilla de Wulf que muestra las intersecciones de los planos con el talud y la cara superior del talud.

De acuerdo con la falsilla de Wulf la intersección del plano A con la cara del talud es igual a 44°



Considerando los datos de los planos de falla, de la cara del talud y de la parte superior del mismo procedemos al dibujo de la estereofalsilla; así como del dibujo de la cuña que se forma.



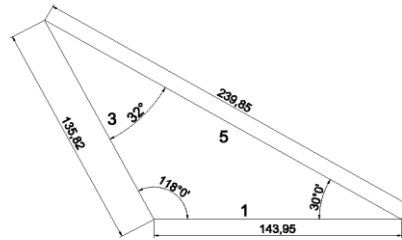
Cálculo de las áreas.

- Cálculo del triángulo 1-3-5. Midiendo los ángulos con la estereofalsilla de Wulf

$\Phi_1 = 44^\circ$ ángulo entre el plano A y la cara del talud, punto 1.

$$L_1 = \frac{100'}{\sin 44^\circ} = 143.95 \text{ ft}$$

Cálculo del triángulo 1-3-5. Intersección del plano A con la cara del talud, Plano B y parte superior del talud.



$$\theta_{1-5} = 30^\circ \quad \frac{L_5}{\sin 118} = \frac{L_1}{\sin 29} \quad \frac{L_5}{\sin 118} = \frac{143.95}{\sin 32} \quad L_5 = 239.85 \text{ ft}$$

$$\theta_{3-5} = 32^\circ \quad \frac{L_3}{\sin 30} = \frac{L_1}{\sin 32} \quad \frac{L_3}{\sin 30} = \frac{143.96}{\sin 32} \quad L_3 = 135.82 \text{ ft}$$

$$\theta_{1-3} = 62^\circ$$

Cálculo del área del triángulo 1-3-5:

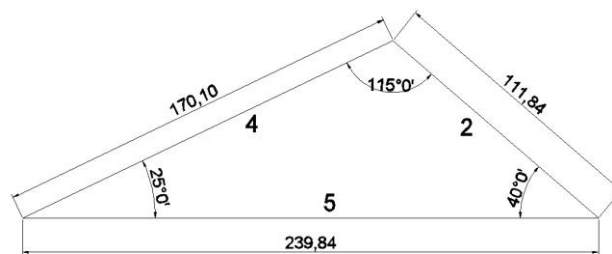
$$\text{Área} = \frac{1}{2} \text{absen}C$$

$$\text{Área} = \frac{1}{2} (143.95)(239.85) \sin 30$$

$$\text{Área} = 8631.60 \text{ ft}^2$$

- Cálculo del triángulo 2-5-4. Intersección del plano B con la cara del talud, Plano A y parte superior del talud.

Si $L_5 = 239.85'$



$$\theta_{2-5} = 40^\circ \quad \frac{L_5}{\sin 115} = \frac{L_2}{\sin 25} \quad \frac{239.85}{\sin 115} = \frac{L_2}{\sin 25} \quad L_2 = 111.84'$$

$$\theta_{5-4} = 25^\circ \quad \frac{L_4}{\sin 40} = \frac{L_5}{\sin 115} \quad \frac{L_4}{\sin 40} = \frac{239.85}{\sin 115} \quad L_4 = 170.10'$$

$$\theta_{2-4} = 65^\circ$$

Cálculo del área del triángulo 2-5-4:

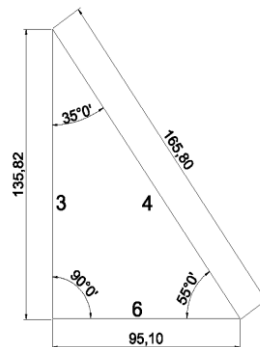
$$\text{Área} = \frac{1}{2} ab \text{sen} C$$

$$\text{Área} = \frac{1}{2} (170.10)(239.85) \sin 25$$

$$\text{Área} = 8620.73 \text{ ft}^2$$

- Cálculo del triángulo 3-4-6. Intersección parte superior del talud con plano A, Plano B y cara del talud.

Cálculo del triángulo 3-4-6 si $L_3 = 135.82 \text{ ft}$



$$\theta_{3-6} = 90^\circ$$

$$\frac{L_6}{\sin 35} = \frac{L_3}{\sin 55}$$

$$\frac{L_6}{\sin 35} = \frac{135.82}{\sin 55}$$

$$L_6 = 95.10 \text{ ft}$$

$$\theta_{3-4} = 35^\circ$$

$$\frac{L_6}{\sin 35} = \frac{L_4}{\sin 90}$$

$$\frac{95.10}{\sin 35} = \frac{L_4}{\sin 90}$$

$$L_4 = 165.80 \text{ ft}$$

$$\theta_{4-6} = 125^\circ, 180 - 125 = 55^\circ$$

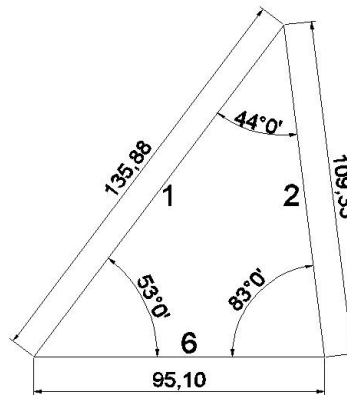
$$\text{Área} = \frac{bh}{2}$$

$$\text{Área} = \frac{1}{2} 95.10 \text{ ft} (135.82) \text{ ft}$$

$$\text{Área} = 6,458.24 \text{ ft}^2$$

- Cálculo del triángulo 1-2-6. Intersección cara del talud con plano A, plano B y parte superior del talud.

Cálculo del triángulo 1-2-6; si $L_6 = 95.10$



$$\theta_{1-2} = 44^\circ \quad \frac{L_6}{\sin 44} = \frac{L_2}{\sin 53} \quad \frac{95.10}{\sin 44} = \frac{L_2}{\sin 53} \quad L_2 = 109.33 \text{ ft}$$

$$\theta_{2-6} = 83^\circ \quad \frac{L_1}{\sin 83} = \frac{L_2}{\sin 53} \quad \frac{L_1}{\sin 83} = \frac{109.33}{\sin 53} \quad L_1 = 135.87 \text{ ft}$$

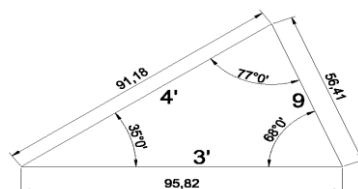
$$\theta_{1-6} = 180 - (83 + 44) = 53^\circ$$

$$\text{Área} = \frac{1}{2} ab \sin C$$

$$\text{Área} = \frac{1}{2} (135.87) \text{ ft} (95.10) \text{ ft} \sin 53$$

$$\text{Área} = 5,159.67 \text{ ft}^2$$

- Cálculo del triángulo 3'-4'-9. Intersección parte superior del talud con Plano A, Plano B y grieta de tensión $L_3 = 135.82$ $L_3' = 135.82 - 40 = 95.82$



$$\theta_{3'-4'} = 35^\circ \quad \frac{L_{3'}}{\sin 77} = \frac{L_{4'}}{\sin 68} \quad \frac{95.82}{\sin 77} = \frac{L_{4'}}{\sin 68} \quad L_{4'} = 91.18 \text{ ft}$$

$$\theta_{3'-9} = 68^\circ \quad \frac{L_9}{\sin 35} = \frac{L_{3'}}{\sin 77} \quad \frac{L_9}{\sin 35} = \frac{95.82}{\sin 77} \quad L_9 = 56.40 \text{ ft}$$

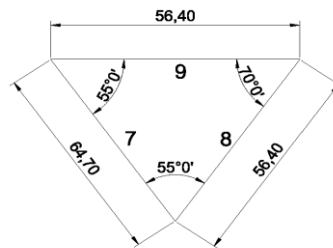
$$\theta_{4'-9} = 180 - (35 + 68) = 77^\circ$$

$$\text{Área} = \frac{1}{2} \text{absen}C$$

$$\text{Área} = \frac{1}{2} (91.18) \text{ ft} (95.82) \text{ ft} \sin 35$$

$$\text{Área} = 2,505.63 \text{ ft}^2$$

- Cálculo del triángulo 7-8-9. Intersección grieta de tensión con plano A, Plano B y parte superior del talud.



$$\theta_{7-8} = 55^\circ \quad \frac{L_9}{\sin 55} = \frac{L_7}{\sin 70} \quad \frac{56.40}{\sin 55} = \frac{L_7}{\sin 70} \quad L_7 = 64.70 \text{ ft}$$

$$\theta_{8-9} = 70^\circ \quad \frac{L_7}{\sin 70} = \frac{L_8}{\sin 55} \quad \frac{64.70}{\sin 70} = \frac{L_8}{\sin 55} \quad L_8 = 56.40 \text{ ft}$$

$$\theta_{7-9} = 180 - (55 + 70) = 55^\circ$$

$$\text{Área} = \frac{1}{2} \text{absen}C$$

$$\text{Área} = \frac{1}{2} (64.70) \text{ ft} (56.40) \text{ ft} \sin 55$$

$$\text{Área} = 1,494.57 \text{ ft}^2$$

Cálculo de volúmenes

- **Cálculo de volúmenes de cuña y de grieta**

$$Vol_{OABC} = \frac{1}{6} (B - C) (A - C) (O - C)$$

$$K = [1 - \cos^2 BCA - \cos^2 ACO - \cos^2 OCB + 2 \cos BCA (\cos ACO) (\cos OCB)]^{1/2}$$

$$K = [1 - \cos^2 BCA - \cos^2 ACO - \cos^2 OCB + 2 \cos BCA(\cos ACO)(\cos OCB)]^{1/2}$$

$$K = 1 - (-0.81915 - 0.5591 - (-0.08715) + 1.6383(0.8480)(0.9063))^{1/2}$$

$$K = 0.218171$$

De la estereofalsilla se obtienen los siguientes valores:

$$\theta_{ACO} = 32^\circ$$

$$\theta_{BCO} = 25^\circ$$

$$\theta_{BCA} = 35^\circ$$

$$\overline{BC} = L_4 = 170.10$$

$$\overline{AC} = L_3 = 135.82$$

$$\overline{OC} = L_5 = 239.84$$

$$\overline{B'C} = L_{3'} = 95.82$$

$$\overline{A'C} = L_{4'} = 91.18$$

$$\overline{O'C} = L_{5'} = 120.90$$

$$Vol_{OABC} = \frac{1}{6}(170.10)(135.82)(239.84)(0.218171)$$

$$Vol_{OABC} = 201,481.62 \text{ ft}^3$$

Cálculo del volumen detrás de la grieta

$$Vol_{O'A'B'C} = \frac{1}{6}(95.82)(91.18)(120.90)(0.218171)$$

$$Vol_{O'A'B'C} = 38,408.54 \text{ ft}^3$$

$$Vol_2 = Vol_{AOBC} - V_1$$

$$Vol_2 = 201,481.62 - 38,408.54$$

$$Vol_2 = 163,073.08 \text{ ft}^3$$

Cálculo de la presión hidrostática en la grieta.

Para ello es necesario conocer la elevación media sobre el punto W

Si $L_7 = 64.70$ y $L_8 = 56.40$

$$H_T = L_7 \sin 70^\circ \qquad H_T = 64.70 \sin 70^\circ \qquad H_T = 60.80$$

$$H_V = L_8 \sin 55^\circ \qquad H_V = 56.40 \sin 66^\circ \qquad H_V = 46.20$$

$$H_m = \frac{60.80 + 46.20}{2} \qquad H_m = 53.50 \text{ ft}$$

Para el plano A

$$Area_{135} = 8,631.60 \text{ ft}^2$$

$L_3 = 95.82$, $L_7 = 64.70$, $\theta_{37} = 98^\circ$ sustituyendo:

$$A_{3'7} = \frac{1}{2} (95.82)(64.70) \sin 98^\circ$$

$$A = 3,069.61$$

$$A_3 = 8631.24 - 3069.61 = 5,561.63 \text{ ft}^2$$

Para el plano B

$$Area_{245} = 8,620.73 \text{ ft}^2$$

$L_4 = 91.18$, $L_8 = 56.40$, $\theta_{48} = 68^\circ$ sustituyendo:

$$A_{4'85'} = \frac{1}{2} (91.18)(56.40) \sin 68^\circ$$

$$A = 2,384.04$$

$$A_3 = 8606.35 - 2384.04 = 6,222.30 \text{ ft}^2$$

Cálculo de las fuerzas actuantes:

$$\gamma_m = 160 \text{ lb/ft}^3$$

$$V = 201,481.62 \text{ ft}^3$$

$$W = \gamma_m(V) ; W = 160 \text{ lb/ft}^3 (201,481.62) = 32.23 \times 10^6 \text{ lb}$$

Fuerza V debida a presión hidrostática en la grieta de tensión se supone una distribución lineal de la presión.

El diagrama de presiones es similar a una pirámide

$$\gamma_w = 62.5 \text{ lb/ft}^3$$

$$V = A_{789}(\gamma_w)(H_{media})$$

$$V = \frac{1,494.57 \text{ ft}^2 (62.5 \text{ lb/ft}^3)(53.50 \text{ ft})}{3}$$

$$V = 1,665,822.81 \text{ lb} = 1.665 \times 10^6 \text{ lb}$$

La fuerza de supresión U_A , debida a la presión hidrostática sobre el área reducida del plano A es:

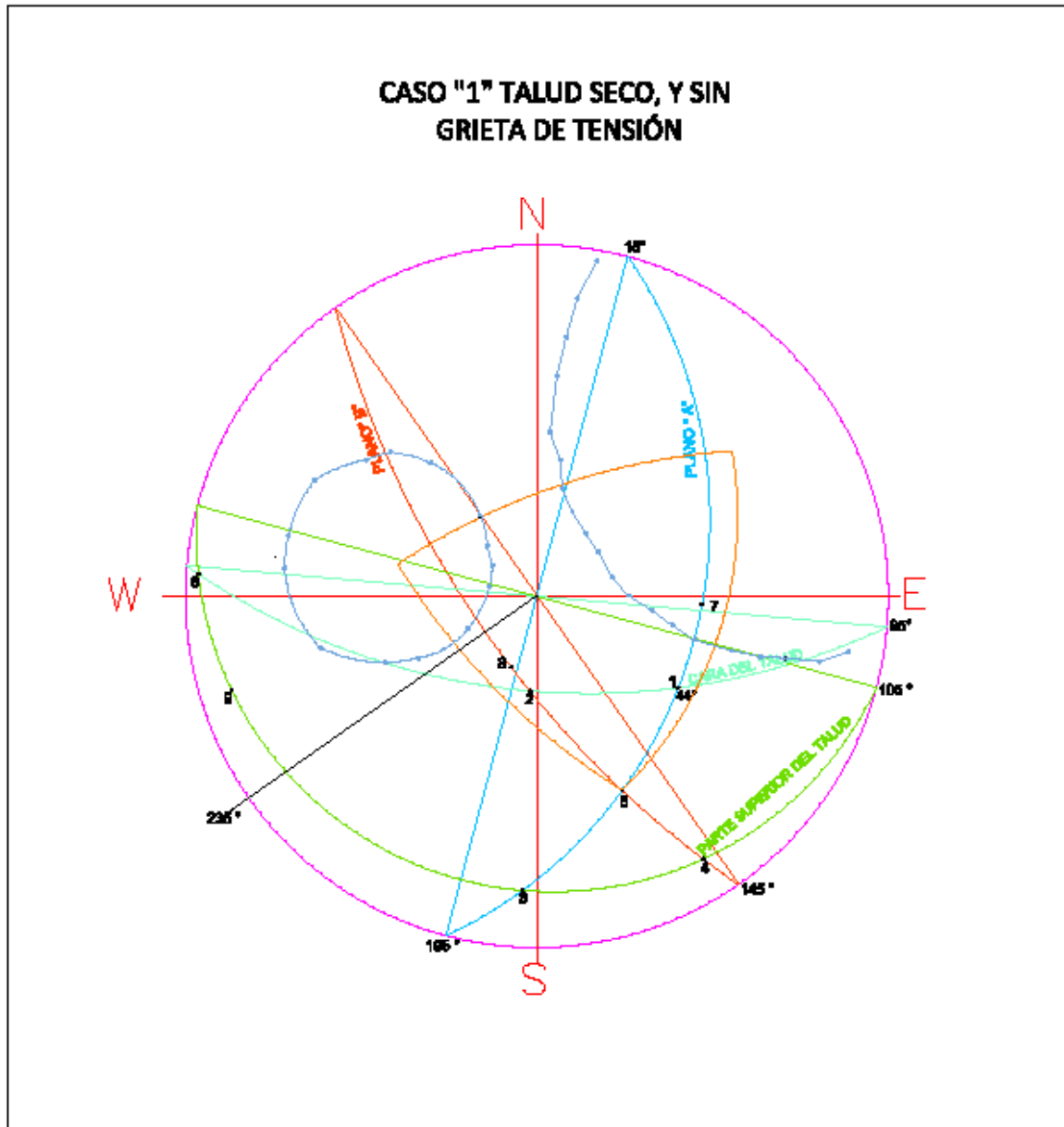
$$U_A = \frac{A_{1-3'-7-5'}(\gamma_w)(H_{media})}{3}$$

$$U_A = \frac{(5,561.63)(62.5)(53.50)}{3} = 6,198,900.10 \text{ lb} = 6.198 \times 10^6 \text{ lb}$$

Para el caso en el plano B tenemos:

$$U_B = \frac{A_{2-4'-8-5'}(\gamma_w)(H_{media})}{3}$$

$$U_B = \frac{(6,222.30)(62.5)(53.50)}{3} = 6,935,271.87 \text{ lb} = 6.935 \times 10^6 \text{ lb}$$



CASO 1***Talud seco y sin grieta de tensión***

-Cálculo de pesos:

$$\gamma_m = 160 \text{ lb/ft}^3$$

$$V = 201,481.62 \text{ ft}^3$$

$$W = \gamma_m(V) ; W = 160 \text{ lb/ft}^3 (201,481.62) = 32,237,059.20 = 32.23 \times 10^6 \text{ lb}$$

$$W = 32.23 \times 10^6 \text{ lb}$$

$$\phi N_i = 30^\circ \text{ (de la falsilla de Wulf)}$$

$$N_i = \phi N_i (W)$$

$$N_i = (32.23 \times 10^6)(\cos 30)$$

$$N_i = (27.91 \times 10^6) \text{ lb}$$

$$N_B = \frac{\sin \phi (N_A - N_i)}{\sin \phi (N_A - N_B)} N_i$$

$$W_B = \frac{\sin 34}{\sin 78} (27.91 \times 10^6) = 15.95 \times 10^6 \text{ lb}$$

$$W_A = \frac{\sin \phi (N_B - N_i)}{\sin \phi (N_A - N_B)} N_i$$

$$W_A = \frac{\sin 44}{\sin 78} (27.91 \times 10^6) = 19.82 \times 10^6 \text{ lb}$$

-Factor de seguridad

$$FS = \frac{\sum Q_i - N_i}{\sum N_i - W}$$

$$FS = \frac{\tan 48}{\tan 30} = 1.92$$

Cálculo de ángulos de fricción

$$\tan \phi_{AA}$$

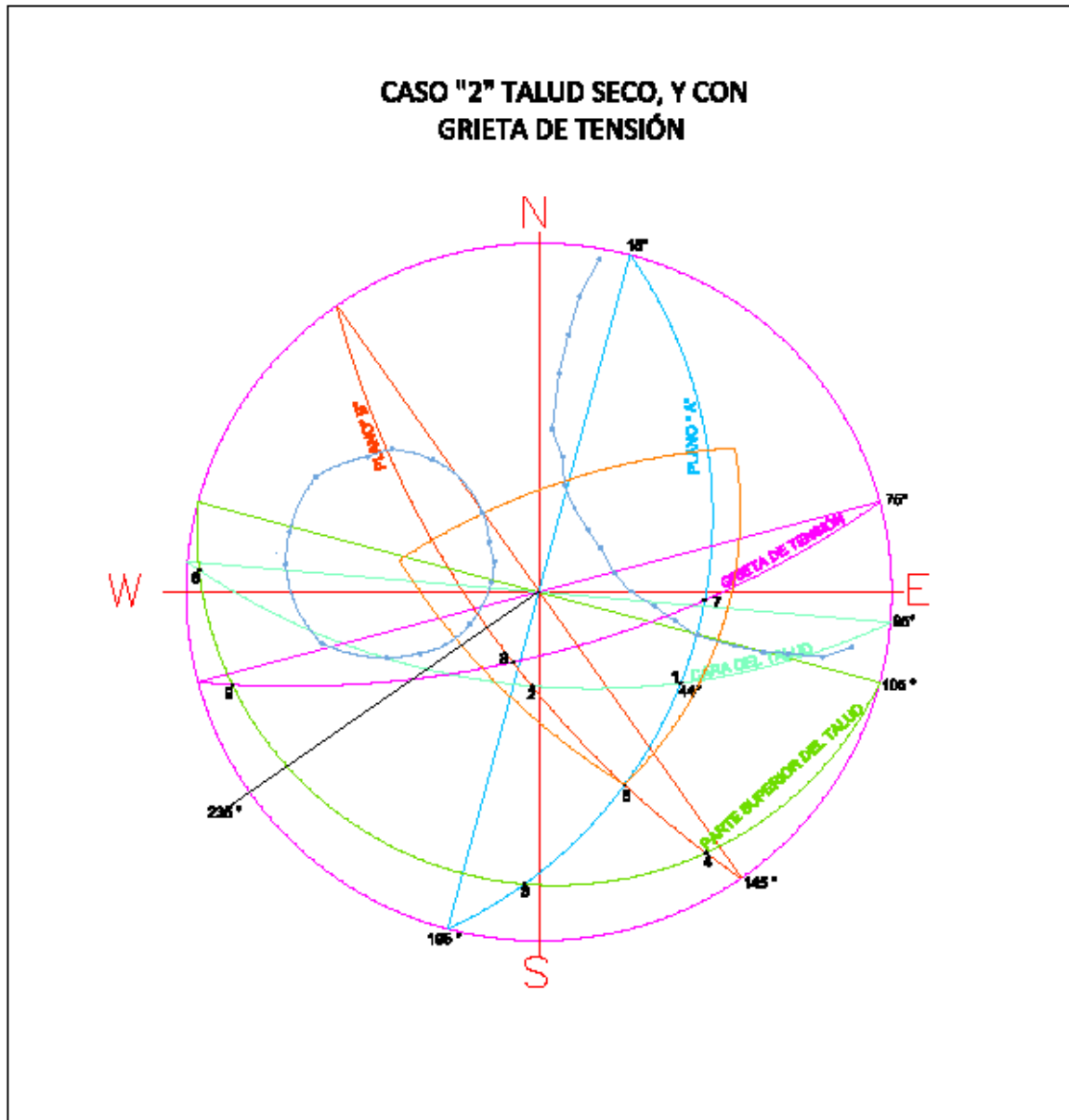
$$\tan \phi_{AA} = \tan 20^\circ + \frac{(500 \text{ lb/ft}^3)(8,631.60 \text{ ft}^2)}{19.82 \times 10^6} = 0.5817$$

$$\phi_{AA} = 30.18 \approx 30^\circ$$

$$\tan \phi_{BA}$$

$$\tan \phi_{BA} = \tan 30^\circ + \frac{(1000 \text{ lb/ft}^2)(8,620.73) \text{ ft}^2}{15.95 \times 10^6 \text{ lb}} = 1.1178$$

$$\phi_{BA} = 48.15 \approx 48^\circ$$



CASO 2

Talud seco y con grieta de tensión

$$\gamma_m = 160 \text{ lb/ft}^3$$

$$V_2 = 163,073.82 \text{ ft}^3$$

$$W = \gamma_m(V) ; W = 160 \text{ lb/ft}^3 (163,073.82) = 26.091 \times 10^6 \text{ lb}$$

$$W = 26.091 \times 10^6 \text{ lb}$$

$$\phi_{N_i} = 30^\circ$$

$$N_i = \phi_{N_i} (W)$$

$$N_i = (26.091 \times 10^6)(\cos 30^\circ)$$

$$N_i = (22.59 \times 10^6) \text{ lb}$$

$$N_B = \frac{\sin \phi (N_A - N_i)}{\sin \phi (N_A - N_B)} N_i$$

$$N_B = \frac{\sin 36}{\sin 78} (22.59 \times 10^6) = 13.57 \times 10^6 \text{ lb}$$

$$N_A = \frac{\sin \phi (N_B - N_i)}{\sin \phi (N_A - N_B)} N_i$$

$$N_A = \frac{\sin 42}{\sin 78} (22.59 \times 10^6) = 15.45 \times 10^6 \text{ lb}$$

- Cálculo conos de fricción:

$$\tan \phi_{AA}$$

$$\tan \phi_{AA(ap)} = \tan 20^\circ + \frac{(500 \text{ lb/ft}^3)(5,561.63 \text{ ft}^2)}{15.45 \times 10^6} = 0.5471$$

$$\phi_{AA} = 28.68 \approx 29^\circ$$

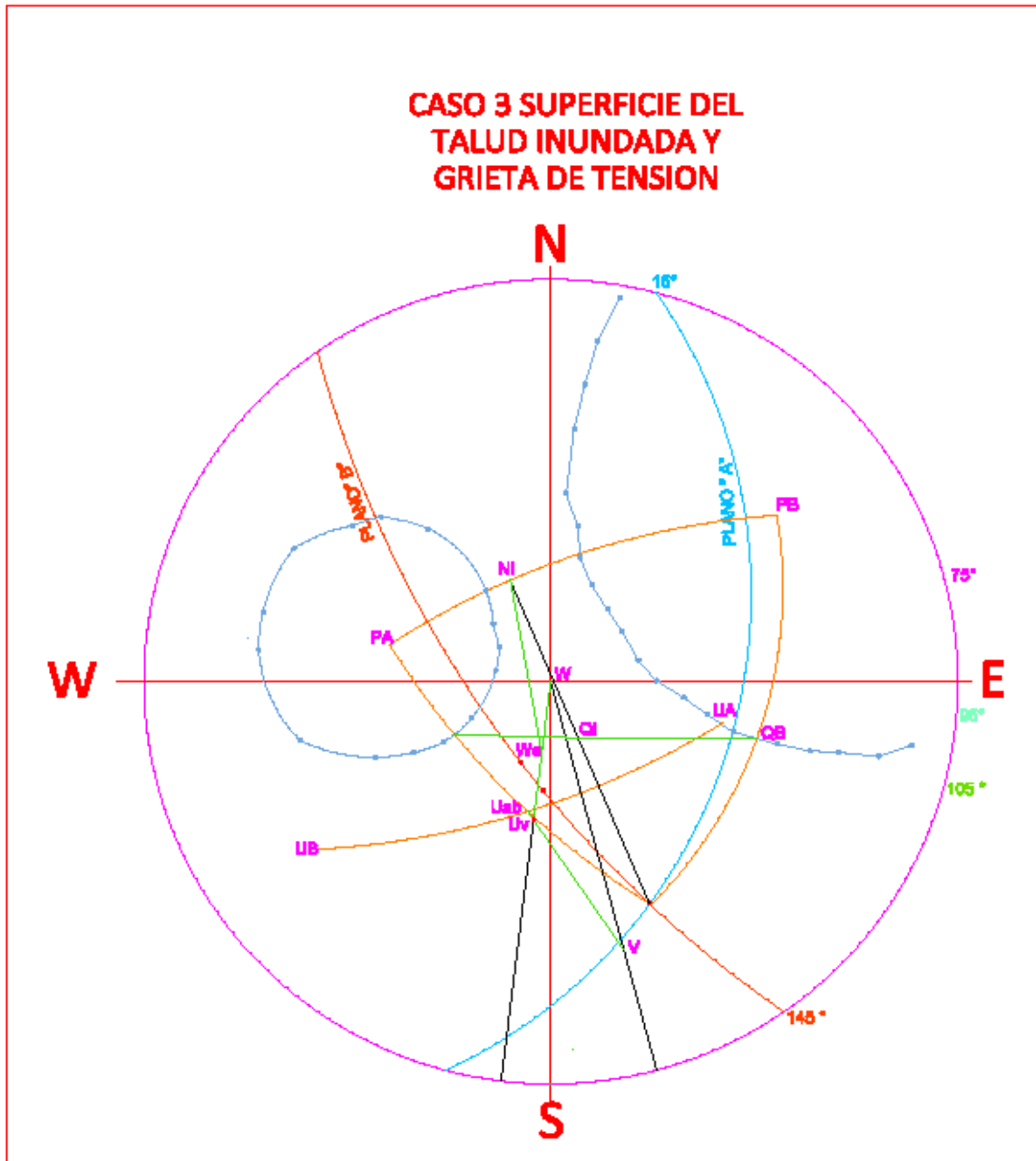
$$\tan \phi_{BA}$$

$$\tan \phi_{BA(ap)} = \tan 30^\circ + \frac{(1000 \text{ lb/ft}^2)(6,222.31) \text{ ft}^2}{13.57 \times 10^6 \text{ lb}} = 1.03583$$

$$\phi_{BA} = 46.00 \approx 46^\circ$$

$$FS = \frac{\phi Q_i - N_i}{\phi N_i - W}$$

$$FS = \frac{\tan 46}{\tan 29} = 1.868$$



Caso 3

Superficie del talud inundada; el agua puede colarse por la parte superior de la grieta de tensión

Existen fuerzas adicionales de supresión actuando en la base de la cuña.

$$V = 1,665,822.81 \text{ lb} = 1.665 \times 10^6 \text{ lb}$$

Esta fuerza actúa en dirección de 165° y echado de -20°

Fuerzas de supresión:

$$U_A = 6,198,900.10 \text{ lb} = 6.198 \times 10^6 \text{ lb}$$

$$U_B = 6,935,271.87 \text{ lb} = 6.935 \times 10^6 \text{ lb}$$

Las fuerzas de supresión U_a y U_b actúan en sentido opuesto a las normales N_a y N_b . En el Estereograma se dibujan contrario a las normales con ángulos ascendentes (-) para indicar el cambio de sentido. Se resuelve el sistema resultante de las fuerzas de supresión con una suma vectorial.

$$\frac{U_a}{\sin 47} = \frac{U_b}{\sin 55} = \frac{U_{ab}}{\sin 78}$$

$$U_{ab} = \frac{\sin 78}{\sin 55} U_b$$

$$U_{ab} = \frac{\sin 78}{\sin 55} (6.935 \times 10^6) \text{ lb}$$

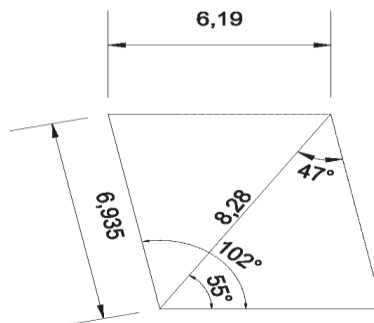
$$U_{ab} = 8.2810 \times 10^6 \text{ lb}$$

$$U_{ab} = \frac{\sin 78}{\sin 47} U_a$$

$$U_{ab} = \frac{\sin 78}{\sin 47} (6.198 \times 10^6) \text{ lb}$$

$$U_{ab} = 8.289 \times 10^6 \text{ lb}$$

Empleando un sistema coordenado auxiliar se resuelve el sistema de ecuaciones



$$V + U_{ab} \cos 40^\circ = UV_x = U_v \cos \theta$$

$$U_{ab} \sin 40^\circ = UV_y = U_v \sin \theta$$

$$U_v = \sqrt{(1.665 \times 10^6)^2 + (8.289 \times 10^6 \cos 40^\circ)^2 + (8.289 \times 10^6 \sin 40^\circ)^2}$$

$$U_v = 8.288 \times 10^6$$

El ángulo Ψ es igual a:

$$\psi = \tan^{-1} \frac{1}{\frac{(1.665 \times 10^6) + (8.289 \times 10^6 \cos 40^\circ)}{(8.289 \times 10^6 \sin 40^\circ)}}$$

$$\psi = 0.6648 = 33.61^\circ \approx 34^\circ$$

Donde Ψ es la inclinación de la resultante respecto a V.

Se suman ahora U_v y W para obtener W_e

$$W = 26.091 \times 10^6 \text{ lb}$$

Del estereograma

$$\angle WU_v = 40^\circ$$

$$W - U_v \cos 44^\circ = W_e \cos \rho \quad \text{Ecuación I}$$

$$W_e \sin \rho = U_v \sin 40 \quad \text{Ecuación II}$$

Despejando W_e de II

$$W_e = \frac{U_v \sin 40}{\sin \rho}$$

Sustituyendo en I

$$W - U_v \cos 40^\circ = \frac{U_v \sin 40}{\sin \rho} (\cos \rho)$$

Reordenando

$$\frac{\sin \rho}{\cos \rho} = \frac{U_v \sin 40^\circ}{W - U_v \cos 40^\circ}$$

$$\tan \rho = \frac{(8.288 \times 10^6 \text{ lb})(\sin 40^\circ)}{(26.091 \times 10^6 \text{ lb}) - (8.288 \times 10^6 \cos 40^\circ)}$$

$$\tan \rho = 0.2698 = 15.10^\circ$$

Sustituyendo ρ , obtenemos el valor de W_e

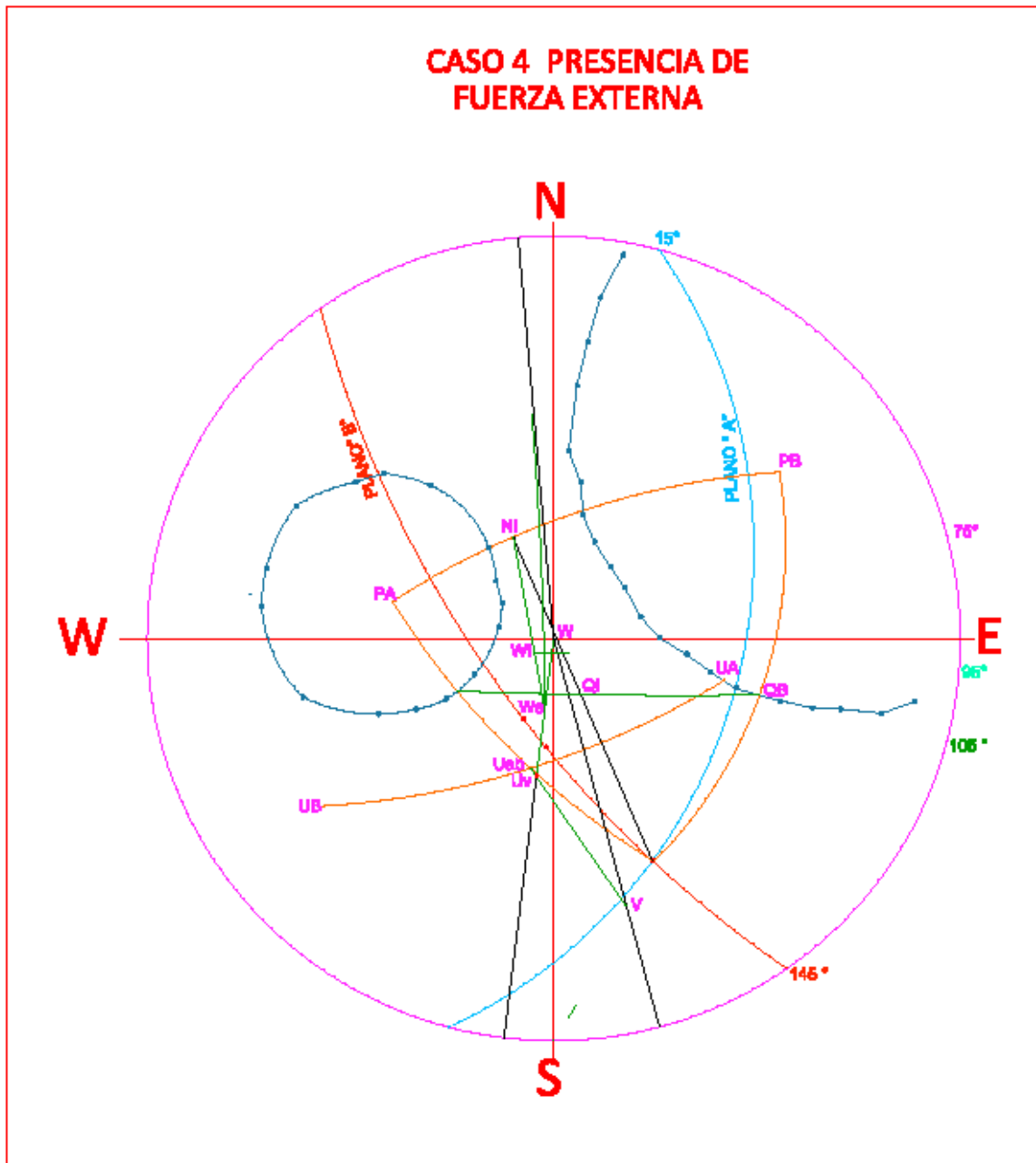
$$W_e = 8.288 \times 10^6 \frac{\sin 40^\circ}{\sin 15.10^\circ}$$

$$W_e = 20.45 \times 10^6 \text{ lb}$$

Se traza ahora en el estereograma un gran círculo que contenga a W_e y N_i para calcular el FS (Factor de seguridad).

$$FS = \frac{\cancel{4}N_i - Qi}{\cancel{4}W_e - N_i}$$

$$FS = \frac{\tan 48}{\tan 44} = 1.15$$



CASO 4

Presencia de una fuerza externa, debido a anclajes mediante cables o pernos, con echado de 30° en dirección del echado de 355° . Debe determinarse la magnitud de la tensión total T , que es la requerida para obtener un factor de seguridad de 1.5 cuando la superficie del talud está inundada

$$Uv = 8.288 \times 10^6 \text{ lb}$$

$$W_E = 20.45 \times 10^6 \text{ lb}$$

Necesitamos un factor de seguridad $FS = 1.5$ por lo tanto despejando:

$$FS = \frac{N_i - Q_i}{W_e - N_i}$$

$$FS = \frac{\tan 48}{W_e - N_i} = N_i - W_e = \tan^{-1} \frac{\tan 48}{1.5}$$

$$\sphericalangle W_T N_i = 36.51 \approx 37$$

Del estereograma

$$\sphericalangle W_T N_i = 68^\circ$$

$$W_e \sin 7 = T \sin 67^\circ$$

$$T = \frac{W_e \sin 7^\circ}{\sin 68^\circ}, T = \frac{20.45 \times 10^6 \sin 7^\circ}{\sin 68^\circ} = 3.069 \times 10^6 \text{ lb}$$

CONCLUSIONES

La proyección estereográfica constituye uno de los métodos más útiles para representar las relaciones angulares entre las características planares y lineales de las estructuras geológicas. La proyección estereográfica es un método gráfico que consiste en proyectar una superficie plana en el espacio sobre el hemisferio inferior de una esfera, haciéndola pasar por el centro de la misma.

La proyección de datos estructurales se lleva a cabo sobre una hoja de albanene colocada sobre la red y sostenida por una chincheta en el centro del círculo, de manera que pueda rotarse el papel albanene alrededor de ese punto. La proyección estereográfica nos ayuda a resolver problemas geométricos, entre sus principales características es que es fácil de usar y conduce a resultados rápidos. La exactitud de las operaciones generalmente es del orden de más o menos un grado.

Las proyecciones estereográficas son implementos gráficos muy útiles para dar una visión en dos dimensiones de una orientación tridimensional o para resolver problemas tridimensionales complicados.

Una vez que se realiza la fotointerpretación y la revisión de la información geológica y topográfica en campo, se lleva a cabo el estudio de la matriz rocosa y sus discontinuidades (fallas, fracturas, diaclasas, estratificación foliación etc); este análisis nos lleva a la parte de estudio del objetivo planteado en este trabajo que consiste en el análisis de estabilidad del macizo rocoso.

El análisis de estabilidad de un macizo rocoso requiere de dos procesos; en el primero se analiza si la orientación de las discontinuidades que producen una inestabilidad o bien una orientación desfavorable, lo cual se lleva a cabo mediante el análisis estereográfico denominado también análisis cinemático, una vez analizada esta cinemática como se plantea en el capítulo tres; se lleva a cabo el segundo proceso que consiste en un análisis de estabilidad por medio del equilibrio límite para comparar las fuerzas resistentes a la falla contra las fuerzas causantes, el cociente entre estos dos sistemas de fuerzas se denomina factor de seguridad; para el caso de estudio de este trabajo se analizó un probable deslizamiento en cuña mediante el apoyo del método de cono de fricción (Jonh 1968). Este método combina el análisis cinemático y cinético; en él se determinan las fuerzas normales al plano y la fuerza que actúa bajo la superficie potencial de deslizamiento dentro de la red estereográfica.

De manera inicial el primer deslizamiento puede provocarse por el solo hecho de la carga gravitacional del material el cual al tener un ángulo de inclinación, el bloque estará en el punto del deslizamiento, la condición de equilibrio límite se presenta cuando la fuerza que induce el deslizamiento es exactamente igual a la fuerza que resiste. El inciso a) del ejercicio del capítulo 4, desarrollo esta situación sin embargo no existe deslizamiento debido a que las fuerzas resistentes son mayores a las actuantes.

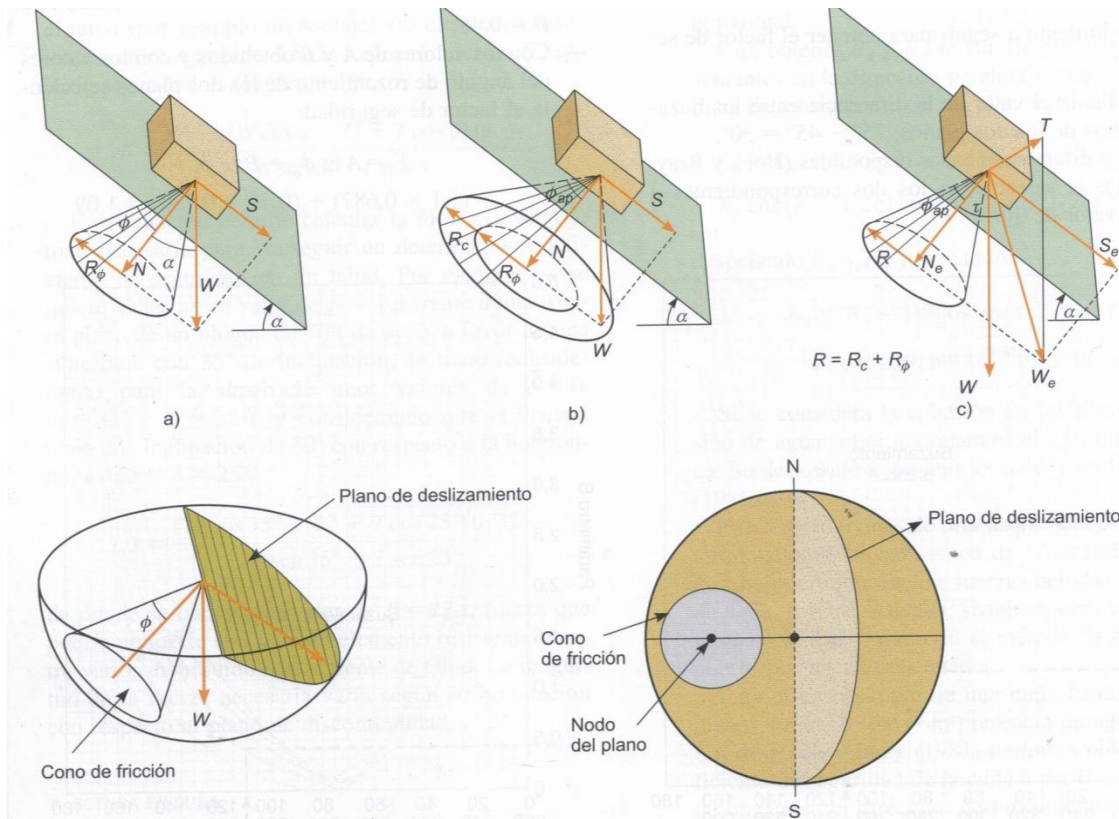


Figura 1. Representación del cono de fricción correspondiente a una superficie de deslizamiento potencial para los casos: a) Cohesión nula, b) existencia de fricción y cohesión en el plano c) Influencia de una fuerza externa d) Representación estereográfica del cono de fricción.

El peso del bloque de la figura 1 a) se puede descomponer en las componentes normal y tangencial al plano de deslizamiento

$$N = W \cos \alpha \text{ y } S = W \sin \alpha$$

La fuerza resistente R_0 actúa uniformemente en la superficie entre el bloque y el plano y si la fricción es la misma en cualquier dirección, se puede construir un cono de fricción alrededor de la fuerza normal N cuya base es un círculo de radio R_0 y su altura es N . La condición para deslizar es que $\alpha > \phi$

Si existe cohesión entre el bloque y el plano, la fuerza resistente debida a la cohesión (R_c), se suma a la fuerza friccional. La base del nuevo cono de fricción o cono de fricción aparente, tendrá un radio igual a $R_0 + R_c$ y una altura N tal como se aprecia en la figura 1 inciso b)

La fricción está dada por:

$$\text{Tg } \phi_{ap} = (R\phi + Rc) / N = \text{tg}\phi + (c \times \text{Area} / W \cos\alpha)$$

Y el coeficiente de seguridad:

$$F = (R\phi + Rc) / S = (W \cos\alpha \text{ tg } \phi_{ap}) / (W \text{ sen}\alpha)$$

En el ejercicio del capítulo 4 se llevo a cabo un análisis de estabilidad de un talud, considerando dos familias de discontinuidades para visualizar la teoría del cono de fricción se debe apreciar el diagrama del bloque descansando en un plano inclinado así como también su representación estereográfica proyectando en la esterofalsilla un círculo máximo que representa al plano y su normal N representado por el polo P.

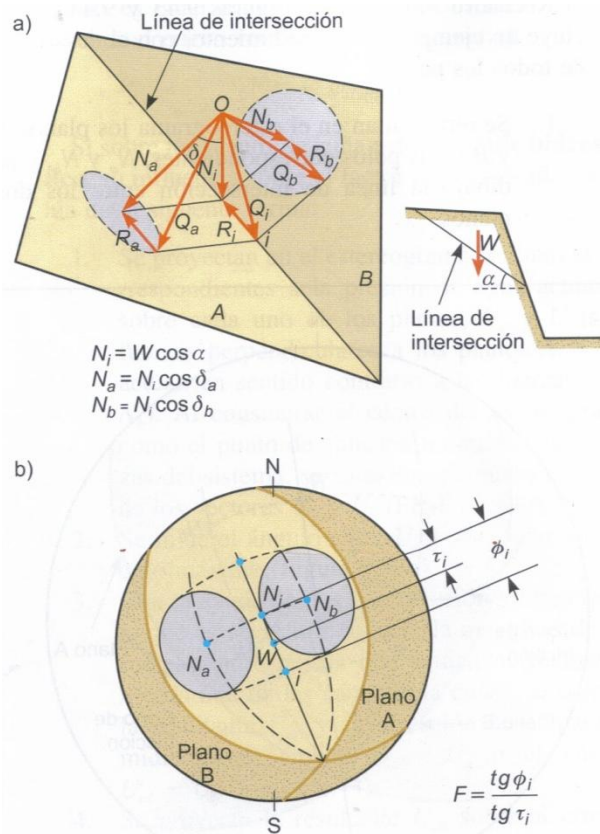


Figura 2 a) Representación de los conos de fricción y de las fuerzas actuantes sobre los planos de cuña b) Proyección estereográfica.

Conclusión del ejercicio.

Cuando se analiza una cuña, como es el caso del ejemplo desarrollado en el capítulo 4 de este trabajo, se deben considerar los ángulos de rozamiento correspondientes a los dos planos de discontinuidad. Como se muestra en la figura 2 a) la fuerza resistente en el plano de cuña A es la resultante Q_a de la fuerza normal N_a y la fuerza resistente R_a que actúa paralela a la línea de intersección de ambos planos, lo mismo sucede para el plano B.

Los vectores N_i y Q_i y el vector peso W representan la fuerza resistente (Vector R_i) y la fuerza desestabilizadora S debida al peso (vector $W-N_i$) que actúa sobre la cuña, en el caso del ejercicio actúan fuerzas de fricción y cohesión situación que llevo al cálculo de un valor del ángulo de fricción aparente $\phi_{(ap)}$

Para el caso b) que incluye una grieta de tensión el análisis se llevo de la misma forma que el caso a) lo que cambio fue el valor de N_i (fuerza resistente normal al plano) debido a la presencia de la grieta situación que afecto al factor de seguridad el cual disminuyo.

Cuando sobre la cuña actúa empuje hidrostático se proyectan en el estereograma las fuerzas correspondientes a la presión de agua actuando sobre cada uno de los planos U_a y U_b (son fuerzas perpendiculares a los planos A y B y actúan en sentido contrario a las fuerzas N_a y N_b). El centro del estereograma es el punto de aplicación de todas las fuerzas del sistema. Para el caso c) del ejercicio este sería el caso, con la ayuda del estereograma se conocen las resultantes U_{ab} y su dirección de actuación midiendo el ángulo $U_{ab}-U_a$ o el ángulo $U_{ab}-U_b$; el factor de seguridad se obtiene de acuerdo a lo desarrollado para este caso. La resultante de estas dos fuerzas W_e es el nuevo vector peso, esta fuerza se proyecta sobre el círculo máximo que une a W y U_{ab} , obteniéndose el punto de aplicación del nuevo peso de la cuña W_e .

En el caso d) del ejercicio desarrollado en el capítulo 4 se considera el análisis de una fuerza externa actuando sobre la cuña, en este caso se prefija el factor de seguridad que se desea conseguir con la aplicación del elemento externo T y el ángulo que éste formará con la cara del talud. Se proyecta en el estereograma el elemento externo T . Se dibuja el círculo máximo que une T y W_e (W_e es la proyección del peso de la cuña anterior a las aplicación de la fuerza externa) en base al valor del Factor de seguridad se deduce el nuevo valor del ángulo y se obtiene el valor de de la magnitud T en base a la construcción de vectores.

En la tabla 1 de este capítulo, se presentan de forma resumida los valores obtenidos en el ejercicio del capítulo 4.

CASO	CONDICION	FUERZAS RESISTENTES	FUERZAS ACTUANTES	FACTOR DE SEGURIDAD
1	<i>Talud seco y sin grieta de tensión</i>	$\tan 48$	$\tan 30$	$FS = \frac{\tan 48}{\tan 30} = 1.92$
2	<i>Talud seco y con grieta de tensión</i>	$\tan 46$	$\tan 29$	$FS = \frac{\tan 46}{\tan 29} = 1.868$
3	<i>Superficie del talud inundada; el agua puede colarse por la parte superior de la grieta de tensión</i>	$\tan 48$	$\tan 44$	$FS = \frac{\tan 48}{\tan 44} = 1.15$
4	<i>Presencia de una fuerza externa, debido a anclajes mediante cables o pernos, con echado de 30° en dirección del echado de 355°.</i>	$\tan 48$	$\tan 37$	$FS = 1.5^*$

Tabla 1

* En este caso el valor del factor de seguridad es prefijado, siendo $T = 3.069 \times 10^6$ lb

Los estudios de mecánica de rocas, consideran los efectos de las fuerzas que actúan sobre el macizo rocoso. Una fuerza es una cantidad vectorial que tiene una orientación y magnitud. La orientación de la fuerza y su magnitud F , se puede especificar en términos de la orientación α y echado β de la línea a lo largo de la cual actúa la fuerza. Los métodos de proyección hemisférica ofrecen una herramienta importante para la representación gráfica y el análisis de las propiedades de orientación de vectores. Sin embargo, es muy difícil representar y analizar magnitudes vectoriales en una proyección hemisférica. En muchos casos resulta más sencillo representar cada vector por sus componentes cartesianas en tres dimensiones, y efectuar el análisis vectorial aplicando los métodos clásicos de álgebra vectorial. Sin embargo la mejor forma de resolver problemas con los estereogramas es entenderla y practicarla. Muchos son los problemas que se pueden resolver con ella, tanto de geología estructural como de estratigrafía, cristalografía, geofísica, geografía y astronomía. La labor del Ingeniero geotecnista es la de hacer pronósticos cuantitativos sobre la cantidad, la inclinación y la orientación de los accidentes geológicos y de las posibles propiedades mecánicas de la roca, una vez que se determina de acuerdo a la interpretación geológica el problema de estabilidad es necesario identificar las principales fuentes de inestabilidad.

Las ventajas del uso de la estereografía es que no requiere un software especializado y resulta ser un método práctico que nos permite obtener el uso de medidas de corrección y de estabilización adecuadas con el fin de evitar deslizamientos o fallas. Las desventajas de este método es que requiere muchas horas hombre para su desarrollo, sin embargo como un método de análisis si puede ser usado.

BIBLIOGRAFIA

BIBLIOGRAFIA CAPITULO 1

Ragan Donal .M,(1980) Geología Estructural: Introducción a las técnicas geométricas. Omega, Barcelona. 207 pp.

Hills, Edwin Sherbon, (1977) Elementos de Geología Estructural, Ariel, México, pp 173-194.

Hobbs;Bruce E.,(1981), Geología Estructural, Omega, Madrid, 520 pp

Ramsay G. John, (1977) Plegamiento y fracturación de las rocas, Rosario, Madrid, 589 pp.

Harvey, J.C.:(1987), Geologia para ingenieros Geotécnicos, Limusa, México, 157 pp

Chávez Aguirre, José María,(2006), Geotecnia; México, Universidad Autónoma de México, 388 pp.

Babin Vich Rosa Blanca, Gómez Ortiz, David, Problemas de Geología Estructural, Reduca(Geología), serie Geología estructural [En línea] Disponible en: <http://eprints.ucm.es/10015/1/134-281-1-PB.pdf> [consultado el 20 de febrero de 2012].

Tomas Jover, Roberto; Ferreiro Prieto, Ignacio; (2002), Aplicaciones de la proyección estereográfica en Ingeniería Geológica, [En línea] disponible en <http://departamentos.unican.es/digteg/ingegraf/cd/ponencias/29.pdf> [consultado el 06 de marzo 2012].

Martínez Catalan José Ramón (2001), Proyecciones estereográficas, [En línea] disponible en <http://web.usal.es/~jrmc/MartinezCatalan/texts/ProyEstereogrG.pdf> [consultado el 11 de diciembre de 2011].

Griem Wolfgang,(2010) Geología Estructural, [En línea] disponible en <http://www.geovirtual2.cl/Geoestructural/Intro01.htm>, consultado el 09 de diciembre de 2010.

Delgado Martí, Jordi, et al;(2010), Prácticas de GEOLOGÍA Mapas Geológicos y Problemas [En línea] disponible en http://caminos.udc.es/info/ asignaturas/grado_itop/113/pdfs/Practicas%20de%20GEOLOGIA.pdf consultado el 15 de marzo de 2012.

BIBLIOGRAFIA CAPITULO 2

González de Vallejo Luis I, et al, (2002), Ingeniería Geológica, España, Pearson Educación, 744 pp.

Chávez Aguirre, José María,(2006), Geotecnia; México, Universidad Autónoma de México, 388 pp.

Ruíz Vázquez, Mariano et al, (1979) Manual de diseño de Obras Civiles, Sección B Geotecnia, Tema 1, Comisión Federal de Electricidad.

Espinoza Graham Leopoldo, (1979) Manual de diseño de Obras Civiles, Sección B Geotecnia, Tema 3, Comisión Federal de Electricidad.

Hoek-Brown failure criterion – 2002 Edition E. Hoek(1), C. Carranza-Torres(2), B. Corkum(3) (1) *Consulting Engineer*, (2) *University of Minnesota*, (3) *RocScience Inc.*

Aplicación de la mecánica de rocas en el diseño de túneles. (según Barton y Bieniawski). Autor: Egr. Ing. Victor Hugo Caceres V., U.T.O. - F.N.I.

<http://www.arqhys.com/contenidos/mecanica-tuneles.html>

El sostenimiento de túneles basado en las clasificaciones geomecánicas

<http://upcommons.upc.edu/pfc/bitstream/2099.1/6215/1/00.pdf>

BIBLIOGRAFIA CAPITULO 3

Hoek, E., Brown E.T. (1985), Excavaciones subterráneas en roca, Mc Graw Hill, México, 634 pp.

González de Vallejo Luis I, et al, (2002), Ingeniería Geológica, España, Pearson Educación, 744 pp.

Ragan Donal .M, (1980) Geología Estructural: Introducción a las técnicas geométricas. Omega, Barcelona. 207 pp.

Hills, Edwin Sherbon, (1977) Elementos de Geología Estructural, Ariel, México, pp 173-194.

Hobbs;Bruce E., (1981), Geología Estructural, Omega, Madrid, 520 pp

Ramsay G. John, (1977) Plegamiento y fracturación de las rocas, Rosario, Madrid, 589 pp.

Harvey, J.C.(1987), Geología para ingenieros Geotécnicos, Limusa, México, 157 pp.

Babin Vich Rosa Blanca, Gómez Ortíz, David, Problemas de Geología Estructural, Reduca(Geología), serie Geología estructural [En línea] Disponible en: <http://eprints.ucm.es/10015/1/134-281-1-PB.pdf> [consultado el 20 de febrero de 2012].

Tomas Jover, Roberto; Ferreiro Prieto, Ignacio; (2002), Aplicaciones de la proyección estereográfica en Ingeniería Geológica, [En línea] disponible en <http://departamentos.unican.es/digteg/ingegraf/cd/ponencias/29.pdf> [consultado el 06 de marzo 2012].

Martínez Catalan José Ramón (2001), Proyecciones estereográficas, [En línea] disponible en <http://web.usal.es/~jrmc/MartinezCatalan/texts/ProyEstereogrG.pdf> [consultado el 11 de diciembre de 2011].

Griem Wolfgang, (2010) Geología Estructural, [En línea] disponible en <http://www.geovirtual2.cl/Geoestructural/Intro01.htm>, consultado el 09 de diciembre de 2010.

Delgado Martí, Jordi, et al;(2010), Prácticas de GEOLOGÍA Mapas Geológicos y Problemas [En línea] disponible en http://caminos.udc.es/info/assignaturas/grado_itop/113/pdfs/Practicas%20de%20GEOLOGIA.pdf consultado el 15 de marzo de 2012.

Martínez Catalán José Ramón, (2001) Aplicaciones de la Proyección Estereográfica a la Geofísica, 4º curso de Licenciado en Geología, Universidad de Salamanca., 16 pp

Tomás Jover, Roberto, Aplicaciones de la proyección estereográfica en Ingeniería Geológica,, XIV Congreso Internacional de Ingeniería Gráfica, Santander España, 2002 10 pp