

LA INGENIERÍA DE EXPLOTACIÓN INTEGRAL ÉNFASIS EN EL CINEMÁTICO

RESUMEN

Después de recordar lo que debe entenderse por explotación racional e integral de canteras, se pasa a analizar con detalle los aportes de la ingeniería de rocas a esta práctica cotidiana tales como su apoyo en la determinación tanto de la localización de la planta de trituración como en la selección de los equipos que deben utilizarse. Los aportes son extensivos a las metodologías utilizadas para la determinación de las características físicas y mecánicas de las rocas y del macizo rocoso, tanto directas como indirectas.

En esta segunda parte se hace hincapié en la evaluación de los problemas potenciales de deslizamiento en roca; esto es, en el análisis cinemático.

En un artículo anterior se llamó la atención sobre el empleo de los materiales pétreos producidos en una cantera, así como en los métodos de explotación y en los cuidados que deben tenerse al explotarla. Se recomienda leerlo.

I. INTRODUCCIÓN

La explotación de una cantera, al contrario de lo que el común de las gentes piensa, es una actividad compleja, si por explotación se entiende una extracción racional e integral. Para tener una idea de su complejidad, el cuadro 1 ilustra los tiempos y etapas en una metodología propuesta por el autor para la explotación de canteras.

Pero antes de entrar en materia, queremos dejar en claro lo que debe entenderse por explotación racional e integral de canteras y aún más, por mejoramiento continuo de esta actividad, y por ello lo más conveniente es describir lo que se entiende por cada uno de los anteriores términos.

- Cantera: es el lugar de donde se extraen materiales de construcción del lecho rocoso natural, material particulado para vías (automovilísticas o férreas) o materiales para otras necesidades

DE ROCAS EN LA RACIONAL E DE DE CANTERAS ANÁLISIS

ALVARO CORREA ARROYAVE
Ingeniero de Minas y Metalurgia
Doctor Ingeniero Mecánica de Rocas
Grenoble, Francia, 1983
Profesor Asociado
Universidad Nacional de Colombia

ingenieriles tales como enrocados, filtros, terraplenes y obras de contención y piedras para fines ornamentales, escultóricos o artesanales. Es decir, excluyo de esta clasificación la extracción de minerales propiamente dichos. Esta exclusión es fundamental ya que los precios en el mercado de estos minerales pueden justificar la remoción de grandes volúmenes de sobrantes y una inversión acorde con esos precios, razones éstas que no son válidas cuando de extraer materiales pétreos se trata, dados sus precios en el mercado y el volumen de material a extraer.

De aquí se desprende entonces, la diferencia entre extraer una roca para agregados para el concreto de otra para procesar y extraerle el mineral acompañante, por ejemplo, el oro que se encuentra muy diseminado en una ganga cuarzosa.

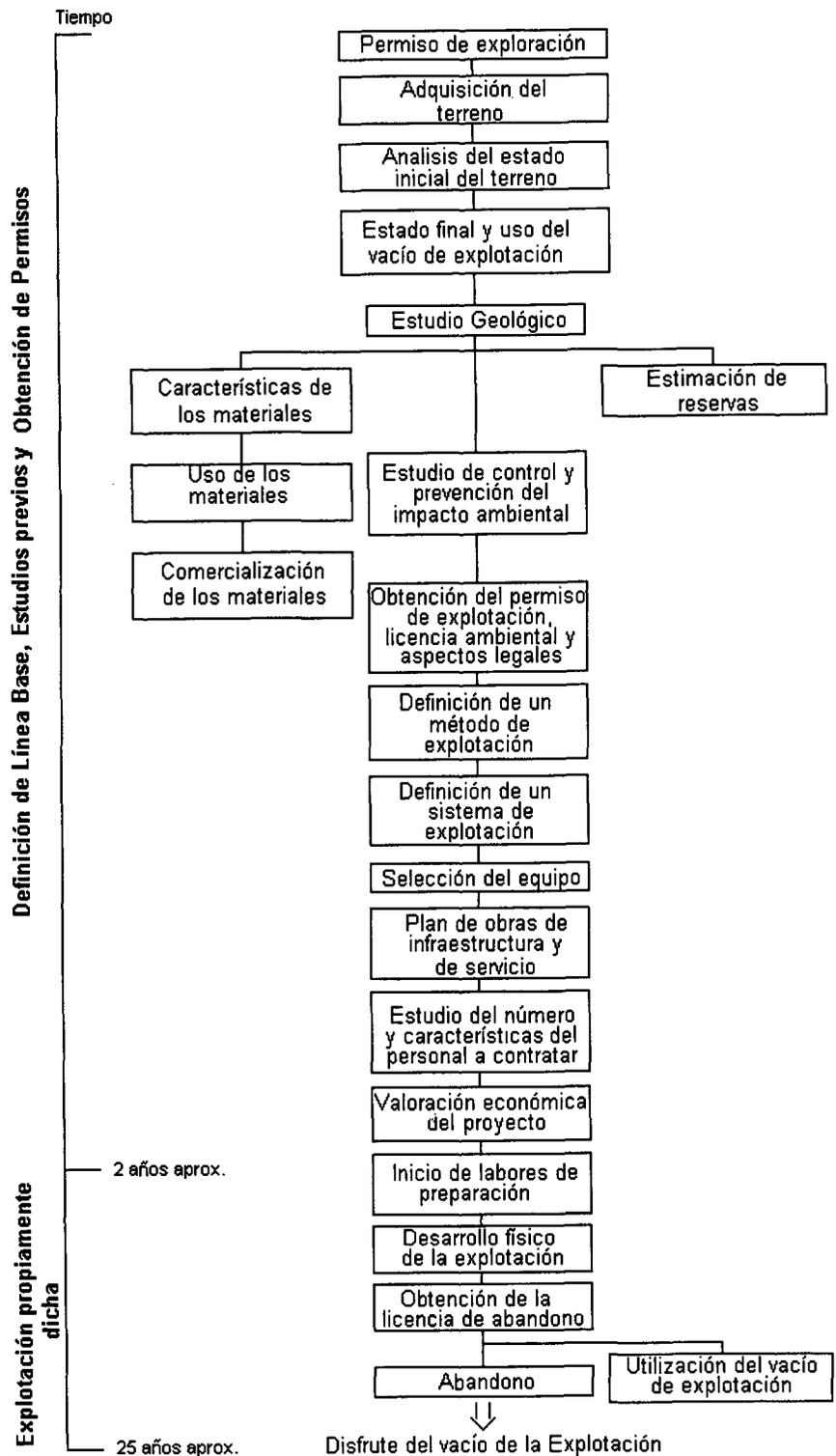
En la cantera estos materiales pueden estar sujetos a procesos de conminución o no, lo

mismo que a procesos de transformación o de elaboración de algún producto terminado.

- Explotación : es el conjunto de operaciones unitarias que permite separar un material o mineral de sus acompañantes en el depósito o yacimiento. Entre estas operaciones se encuentran los métodos de arranque, cargue, transporte, estabilización, utilización del vacío de explotación y manejo y disposición de sobrantes, entre otros.
- Racional: la explotación de un depósito o un yacimiento no es un concepto único e inmodificable, pues varía en función de la forma como se distribuye el material explotable, lo cual induce a sectorizar la cantera así como a definir correctamente la secuencia de explotación. De otro lado, en un depósito se encuentran otros tipos de materiales que aún cuando no son el objeto de la explotación, son de algún interés económico el cual debe auscultarse.

CUADRO 1.

Metodología para la Explotación de Canteras



- Método de explotación más racional : éste debe regirse por la forma, extensión y distribución del material en el depósito, sus actitudes (dirección, inclinación y espesor) y demás propiedades geológicas y geotécnicas ; las reservas, el volumen a extraer, la cantidad y calidad de los acompañantes y demás circunstancias locales y, obviamente, por las reglamentaciones ambientales y las condiciones del mercado.
- Mejoramiento continuo: como todas las condiciones iniciales son cambiantes en el tiempo y en el espacio, y en particular la riqueza del depósito, la facilidad de extracción, las restricciones ambientales, los usos y las reglas del mercado, se requiere de una actitud vigilante y dispuesta al cambio para continuar manteniendo, en lo posible, la rentabilidad del proyecto. Por lo anterior, el método de explotación debe poder adaptarse en todo momento al cambio en las condiciones del depósito (debe ser flexible y no rígido, como es el caso actual normal), a las fluctuaciones de la demanda y a las leyes ambientales que cada día se harán más rígidas.

El mejoramiento continuo demanda, pues, revisar técnicas y costos y permanecer muy actualizado ya que la investigación está constantemente alimentando de nuevas y más audaces tecnologías que visan hacia la utilización racional e integral de todos los recursos en un medio ambiente social y laboralmente sano.

Esa explotación racional conlleva la necesidad de contar con especialistas de prácticamente todas las ramas del conocimiento técnico, legal y social : geólogos, abogados, ingenieros, ambientalistas, trabajadoras sociales, biólogos, forestales, hidrólogos, expertos en seguridad laboral, expertos en tratamiento de materiales, expertos en mercadeo, etc. y esto incluyendo sólo la extracción y el beneficio de los materiales extraídos. Si a lo anterior se le suma la transformación, se requerirán, además, mineralogistas, metalurgistas y químicos. Más

para poder amalgamar todas estas disciplinas es menester haber creado la cultura de la gerencia de proyectos antes que la del simple negocio.

La explotación de una cantera no puede dejarse, pues, al menos en lo sucesivo, en manos de explotantes informales quienes armados de un tractor, su libre albedrío y su propia irresponsabilidad y acolitados por unas reglamentaciones débiles e inconsistentes, comienzan a hurgar la frágil naturaleza en busca de sus más preciados recursos, los no renovables, acabando de paso con la posibilidad de que los recursos renovables, efectivamente sí se renueven.

El corolario de todo lo anterior, es, pues, abogar porque en las reglamentaciones, y en particular, en el código de minas, se exija la presencia de personal profesional altamente calificado para que tome a su cargo la dirección de dichas explotaciones y que pueda comprender, analizar y poner en práctica las directrices de sus asesores.

En lo sucesivo sólo nos detendremos a analizar los aportes de la ingeniería de rocas en el marco del tan sonado desarrollo sostenible en la explotación de canteras.

II. APORTES DE LA INGENIERÍA DE ROCAS A LA EXPLOTACIÓN DE CANTERAS

Tradicionalmente la aplicación de la ingeniería de rocas a la explotación de canteras se ha circunscrito solamente al análisis de la estabilidad de taludes; más no obstante esta práctica se considera más teórica que aplicada. Este tema específico de la estabilidad de taludes se incluía ya, en 1968, como parte de la investigación de la ingeniería de rocas. Más en la actualidad, el diseño de los cortes ha llegado a constituirse en parte integral del planeamiento minero lo cual ha sido posible con el advenimiento y desarrollo de las técnicas de recolección y tratamiento de datos, los análisis de estabilidad asistidos por computador y una confiabilidad en la dualidad costo-beneficio encarando el planeamiento minero.

Además del diseño de taludes, existe un sinnúmero de otras aplicaciones de la ingeniería de rocas a las labores de extracción en superficie que utilizan una base de datos común, como se ilustra en la Tabla 1

Para los propósitos de este artículo no diferenciaremos entre la mecánica de rocas y la mecánica de suelos ya que los fundamentos de las relaciones esfuerzo ~ deformación y resistencia son las mismas, independiente de la clasificación del material, como son los principios básicos de la determinación de las propiedades físicas y el análisis de su respuesta a las cargas aplicadas.

Según la experiencia de Richard D. Call y James P. Savely, ingenieros geotécnicos mineros y consultores, las dificultades para trabajar con los materiales térreos es más el resultado de una inadecuada organización e implementación de un programa de ingeniería de rocas, que la falta o incapacidad de la tecnología para resolver dichas dificultades. Por lo tanto estos investigadores enfatizan en qué hacer, cuándo, dónde y cómo, para integrar la ingeniería de rocas con las demás operaciones de la minería, antes que sobre los aspectos teóricos del análisis matemático.

Un programa efectivo de ingeniería de rocas requiere de un cuidadoso planeamiento y organización : la toma de datos debe preceder ampliamente al análisis, de tal manera que los problemas puedan anticiparse, pues de lo contrario no se dispondría de tiempo suficiente para el tratamiento de datos y podría perderse importante información. Por ejemplo, las variaciones del nivel freático en el tiempo no pueden medirse retroactivamente; las caras de los taludes pueden estar cubiertas o ser inaccesibles, y la perforación con recuperación de núcleos para ensayos puede no efectuarse correctamente. Por otro lado, jamás se dispone ni del tiempo, ni de la mano de obra, ni del presupuesto, para cuantificar algo ; de esta forma, el método analítico debe tenerse muy presente durante la etapa de la toma de datos a fin de asegurar que se ha recolectado la información adecuada con los escasos recursos disponibles.

El análisis y la interpretación deben ir al mismo tiempo que la toma de datos pues de lo contrario esta última puede llegar a convertirse por sí misma en un fin. Archivos repletos de datos pueden dar apariencia de productividad pero no generan, en sí mismos, una planeación minera óptima.

Un correcto diseño de las actividades mineras está precedido de una buena toma de datos geológicos antes de emprender los aportes de la ingeniería de rocas.

A. Diseño

El diseño minero y las decisiones operacionales son inicialmente optimizaciones costo-beneficio. El objetivo es extraer las reservas al menor costo (operacional y ambiental) o aceptar o rechazar una opción minera sobre la base que los beneficios sean mayores o menores que los costos. En este contexto el papel de la ingeniería de rocas es el de predecir el comportamiento de las rocas en respuesta a las labores mineras de forma tal que puedan asignárseles costos y beneficios.

La predicción del comportamiento de la roca no es de ningún modo exacta. Para efectuar un análisis racional debe desarrollarse un modelo conceptual que sea matemáticamente manejable y conlleve costos reales. La complejidad de los materiales naturales y los procesos obstaculizan una modelación exacta. De esta forma, un análisis es sólo una aproximación al mundo real. Aún con la simplificación del modelo, la capacidad analítica actual excede la facultad de obtener los datos requeridos de entrada de las propiedades del material, la geología y las características del sitio, debido a :

1. Las propiedades del material varían de un sitio a otro y el acceso es limitado, de tal forma que se dificulta la obtención de muestras representativas.
2. Existen incertidumbres tanto en las mediciones *in-situ* como en los ensayos de laboratorio.

Tabla 1. Aplicaciones de la Ingeniería de Rocas y Parámetros requeridos para la Explotación de Canteras

Aplicación	Geológicos			Propiedades del material		Condiciones <i>In ~ Situ</i>			Factores operacionales			
	Zonificación Estructural	Fallas, pliegues	Diaclasis	Roca intacta	Fractura	Hidrología	Esfuerzos <i>In ~ Situ</i>	Sismicidad	Planeamiento minero	Equipos	Tasa de producción y costos	Geometría y desplazamiento del talud
Diseño del talud	1	1	1	1	1	1	2	1	1	3	2	2
Manejo del talud		1				1			1	2	2	1
Excavabilidad	1	2	1	1	1	2	3			1	2	
Voladura	1	2	1	1	2	2	2			1	1	
Transporte	1			1		1			2	1		
Capacidad portante	1			1	1	1				1		
Trituración y molienda	1		1	1						1		
Lixiviación	1	2	1	2	2	1			2			

Nota: Los números indican prioridad; así por ejemplo, las fallas y pliegues juegan un papel importante en el diseño y manejo del talud y uno secundario en lo que a excavabilidad, voladura y lixiviación se refiere.

Traducida de: Open Pit Rock Mechanics en Surface Mining. 2 nd Edition 1990

3. La magnitud y tiempo de ocurrencia de los fenómenos que afectan el comportamiento de los macizos rocosos tales como las lluvias y los sismos son gobernados por una interrelación de factores tan compleja que se asemejan a eventos casuales.

Estas incertidumbres en los datos de entrada y el análisis, impiden una predicción exacta del comportamiento de la roca. Por esta razón el método probabilístico ha ganado una amplia aceptación en la ingeniería de rocas aplicada a la explotación de canteras. Mediante un apropiado muestreo y una estrategia de ensayos, la variabilidad de las propiedades de las rocas puede estimarse cuantitativamente y luego utilizarse en modelos matemáticos exactos o en simulaciones de Monte Carlo de tal forma que los resultados de un análisis puedan calcularse como una distribución de probabilidad antes que como un simple valor determinístico basado en un promedio de un valor simple asumido de entrada. Por ejemplo, la estabilidad de un talud puede expresarse como la probabilidad de falla, lo cual es más útil para un análisis de riesgo económico que el, comúnmente aceptado, factor de seguridad.

B. Trituración y Molienda

Los mineros intentan a menudo mejorar la fragmentación mediante los esquemas de voladura, pero generalmente, tras la experiencia y las decepciones van a la trituración ya que ésta es el único mecanismo que permite garantizar un producto de tamaño uniforme. En roca dura la fragmentación sólo puede mejorarse hasta la obtención de un tamaño de bloque coherente con la intensidad de fracturación a causa de que las fracturas son inherentemente más débiles que la roca intacta que las contienen y, por lo tanto, son aplicables los principios de la mecánica de la fractura.

Estos principios no admiten un fracturamiento significativo de la roca y particularmente con explosivos de baja velocidad como el ANFO puesto que es necesaria menos energía para abrir o extender las fracturas preexistentes que iniciar una nueva y quebrar la roca intacta. Algo de pulverización de la roca se presenta en las vecindades del barreno y si los

costos lo permitieran, pudiera diseñarse un correcto esquema de voladura que incluyera la utilización de explosivos de alto poder detonante para pulverizar completamente el macizo rocoso. Prácticamente, sin embargo, el volumen de roca pulverizada en un barreno es muy pequeño, y probablemente insignificante, cuando se le compara con el volumen total de roca que se lleva a la pila de cargue.

Otra consideración adicional, al intentar mejorar la fragmentación, es que si no se tiene cuidado, los costos de extracción pueden incrementarse significativamente si la estabilidad de las paredes del talud final decrece a causa de los daños generados por la voladura.

A fin de determinar con exactitud los requisitos para la trituración, deben conocerse la dureza de la roca, la abrasividad, el tamaño de los bloques a triturar y los volúmenes a tratar. Estos son los parámetros que, en parte, determinarán los requerimientos de energía, el tamaño de la trituradora, el tamaño de las cribas, el programa de mantenimiento y la vida útil de los equipos.

La localización de la trituradora puede basarse en su proximidad al material que más requiera trituración; de esta manera, deberá conocerse la distribución espacial de los grandes bloques. Finalmente, el tamaño de las bandas transportadoras y otros equipos del proceso, deberán seleccionarse, en parte, por la capacidad de reducir los materiales a un tamaño determinado.

1. Dureza de las rocas

La resistencia a la compresión simple es el mejor indicador de la dureza de las rocas frente a su aptitud a la trituración. Esta resistencia puede estimarse, sea directamente en el laboratorio, ensayando muestras provenientes de perforaciones con recuperación de núcleos, o indirectamente en el campo, a partir de muestras irregulares mediante el ensayo de carga puntual, o aún en el mismo macizo mediante la lectura de rebote del martillo Schmidt, o, finalmente, a partir de tablas de clasificación de dureza, como en el caso de la Tabla 2. Si esta dureza de la roca se grafica en mapas temáticos próximos a las localizaciones de los barrenos o sitios de

Tabla 2. Índice de Dureza de las Rocas

Grado	Descripción	Identificación de Campo	Rango aprox. De resistencia a la carga simple, MPa
S1	Arcilla de muy baja resistencia.	A presión el puño penetra varias pulgadas fácilmente.	< 0.025
S2	Arcilla de baja resistencia.	A presión el pulgar penetra varias pulgadas fácilmente.	0.025 - 0.050
S3	Arcilla consistente.	Con esfuerzos moderados el pulgar puede penetrar varias pulgadas.	0.050 - 0.100
S4	Arcilla firme.	Fácilmente indentado por el pulgar pero este sólo penetra con gran esfuerzo.	0.100 - 0.250
S5	Arcilla muy firme.	Fácilmente indentado por la uña del pulgar.	0.250 - 0.500
S6	Arcilla dura.	Indentada con dificultad por la uña del pulgar.	> 0.500
R0	Roca de resistencia extremadamente baja.	Indentada por la uña del pulgar.	0.25 - 1.00
R1	Roca de resistencia muy baja.	Se desmenuza bajo golpes secos con la punta del martillo geológico, puede ser descortezada con una navaja.	1.00 - 5.00
R2	Roca de resistencia baja.	Con dificultad puede ser descortezada con una navaja; el golpe seco con la punta del martillo geológico produce indentaciones superficiales.	5.00 - 25.0
R3	Roca de resistencia media.	No puede ser arañada o descortezada con una navaja; la muestra puede ser fracturada con un solo golpe seco con el martillo geológico.	25.0 - 50.0
R4	Roca resistente.	Para romperlas requieren mas de un golpe con el martillo geológico.	50.0 - 100
R5	Roca muy resistente.	Para romper la muestra se requiere de muchos golpes con el martillo geológico.	100 - 250
R6	Roca extremadamente resistente.	La muestra solo puede ser desmenuzada con el martillo geológico.	> 250

Traducida de Open Pit Rock Mechanics en Surface Mining. 2 nd Edition. 1990

muestreo, podrá definirse la distribución espacial de la dureza.

2. Simulación

Después de haber definido las áreas de similar frecuencia de fracturas, la simulación del fracturamiento de la masa rocosa puede realizarse utilizando el muestreo de orientaciones y espaciamientos mediante un análisis Monte Carlo. Los tamaños de los bloques pueden calcularse al suponer continuas todas las longitudes de las

fracturas lo cual no es una mala hipótesis ya que éstas se extienden durante la voladura. Este tipo de simulación se utiliza para predecir las caídas de bloques en la minería por derrumbe. Una buena simulación requiere de datos suficientes y precisos y que incluyan, tan exacto como sea posible, toda la información de la orientación de las fracturas así como la distribución de sus espaciamientos. Estos datos requieren de tiempo para su obtención en el campo y a menudo de un experto en tratamiento de datos.

Existen modelos matemáticos que simulan fragmentos de forma equidimensional y que consideran la probabilidad de una perforación o el mapeo de líneas que interceptan la máxima dimensión del fragmento. Este método conduce a la gráfica de la curva granulométrica basada en la frecuencia de fracturas. Una vez más, las matemáticas son algo complejas y los resultados deben chequearse con mediciones directas antes de llegar a una extrapolación.

3. Mediciones Directas

La mayoría de las compañías mineras no disponen ni de los medios ni del deseo de intentar una simulación o modelación matemática. Para todos sus procesos, que indiquen por ejemplo, el estado previsto de la extracción y de estabilidad en un momento determinado. Pero aún allí donde se utilizan estos métodos, se hacen indispensables algunas mediciones directas para confirmar las predicciones. De nuevo, con mediciones directas deben definirse áreas de similar frecuencia de fractura sobre mapas temáticos. La medición directa consiste esencialmente en un cribado a gran escala de un volumen tan grande como sea posible proveniente del depósito de cargue. Deberá diseñarse un conjunto de cribas o mallas o alguna combinación de ellas, a fin de llevar a cabo algunos ensayos conducentes a establecer las curvas granulométricas para cada área definida en dichos mapas.

Otro método menos exacto puede ser el estimar simplemente los porcentajes a partir de la pila de cargue, lo cual puede ser una aproximación muy burda, pudiendo generar muchas inexactitudes; pero estas aproximaciones pueden ser mucho mejores que el hecho de no intentar cuantificar siquiera la fragmentación ni los requisitos para la trituración. Debe dársele una importancia a la fotogrametría para soportar la estimación. Franklin et al. reportan resultados muy estimulantes que utilizan el análisis fotográfico para determinar la distribución granulométrica de la roca arrancada por los explosivos.

Ambos métodos de medición directa requieren estimar la frecuencia de fracturas antes

de la voladura, a fin de correlacionar la frecuencia de fractura con la curva granulométrica generada por aquélla.

4. Modelo geotécnico

Una vez definidas para cada sector la dureza de la roca y la frecuencia de fracturas, junto con las correspondientes curvas granulométricas, su combinación conduce a una clasificación final de la roca frente a los requisitos necesarios para la trituración. Finalmente, se produce un mapa de zonificación en donde se definen áreas según la dureza de la roca y el tamaño de los bloques. El resultado es un modelo geotécnico que puede utilizarse para estimar la dureza, el tamaño y el volumen. Por ejemplo, si se desea un producto de un tamaño inferior a 5 cm, puede determinarse el volumen, por área, que requiera una trituración adicional. Debiera ser posible con esta información, determinar la necesidad de trituración para cada período en la vida de la cantera.

III. PROPIEDADES FUNDAMENTALES DE LA MASA ROCOSA Y DE LA ROCA INTACTA EN LA EXPLOTACIÓN DE CANTERAS

Es importante diferenciar entre la roca intacta y el macizo rocoso ya que éste incluye no sólo la roca intacta sino también las discontinuidades presentes.

Por su parte la resistencia se refiere al máximo esfuerzo que un cuerpo puede soportar sin fallar por ruptura o por deformación excesiva o continua. La utilización en el análisis y el diseño determina las condiciones de carga que definen el valor de resistencia de interés.

En el diseño de taludes para canteras, la resistencia a la compresión de la roca intacta es importante como un criterio de clasificación. También el análisis de estabilidad por caída de bloques, en donde se considera el estado de trituración natural, utiliza los conceptos de valores promedio y desviación estándar de la resistencia a la compresión, como parámetros de entrada.

En estudios de perforación, trituración y excavabilidad, la resistencia a la compresión es un parámetro importante debido a las relaciones que pueden desarrollarse entre resistencia y requerimientos de energía, abrasividad, tasa de perforación y características de excavabilidad y escarificación o ripado.

Cuando los planos de falla potenciales son discontinuos, los cementantes de la roca intacta, si existen, deben fracturarse para que la falla se presente; se requerirá, entonces, conocer tanto la resistencia a la tracción de la roca intacta, como su resistencia al corte.

En mecánica de rocas la resistencia y la compresibilidad de la masa rocosa determinará su comportamiento frente a los esfuerzos.

Sin embargo, la resistencia de la masa rocosa no puede obtenerse mediante ensayos de laboratorio o medición directa; debe inferirse a partir de componentes determinados de la masa rocosa, la resistencia de la roca intacta, la resistencia de la roca fracturada, las características de las discontinuidades y fallas y el tamaño de los bloques. Estos parámetros pueden cuantificarse a partir de ensayos de laboratorio, métodos de campo y métodos analíticos de estimación.

A. Ensayos de Laboratorio

Una caracterización físico - químico - mecánica de los materiales puede no sólo guiar una explotación más racional, sino llegar a mercados más exigentes y por ende de mayor rentabilidad. Dicha caracterización debe hacerse con base en la determinación de los siguientes parámetros, de los cuales algunos se han comentado anteriormente dada su particular importancia :

• Físicos

- Pesos unitarios : secos, húmedos y saturados
- Gravedades o pesos específicos
- Porosidades
- Absorciones
- Saturaciones

- Relaciones de vacíos
- Comportamiento congelamiento - descongelamiento
- Comportamiento secado - humedecimiento
- Comportamiento enfriamiento - calentamiento
- Adherencia
- Índice de aplanamiento
- Índice de cubicidad
- Índice de alargamiento
- Caras fracturadas
- Contenido y actividad de finos
- Velocidad sónica
- Resistividades
- Dilataciones térmicas

• Químicos

- Solidez
- Comportamiento frente a sustancias agresivas como las sales.

• Mecánicos

- Resistencia a la compresión simple
- Resistencia a la tracción indirecta
- Resistencia al corte
- Resistencia a la flexión
- Resistencia a la abrasión
- Resistencia al impacto
- Durabilidad - desleimiento
- Otros ensayos especiales

Estos ensayos están avalados tanto por la International Society for Rock Mechanics (ISRM) como por las normas de la American Society for Testing and Materials (ASTM) y las normas. Normas Técnicas colombianas (NTC) En este momento existen en el país algunos laboratorios que pueden garantizar la buena realización de estas pruebas.

1. Resistencia a la compresión simple

Los ensayos de resistencia a la compresión simple y triaxial se realizan en el laboratorio sobre muestras cilíndricas provenientes usualmente de núcleos de perforación; suministran la resistencia de la roca intacta. A partir de este ensayo pueden determinarse también las propiedades de deformabilidad tales como *el módulo de Young* y

el coeficiente de Poisson. El módulo de Young es la medida de la rigidez de la roca intacta bajo esfuerzos normales uniaxiales. Por su parte, el coeficiente de Poisson es una medida de la variabilidad direccional de la deformabilidad de la roca intacta bajo esfuerzos normales uniaxiales.

2. Resistencia a la tracción

De los dos ensayos más comunes para determinar la resistencia a la tracción, la tracción indirecta o brasileña y la tracción directa, el primero es más barato, más fácil y más ampliamente utilizado. Este ensayo consiste en cargar diametralmente un disco de roca hasta la falla. Esta carga induce un esfuerzo de tracción en el centro del disco y la falla se presenta paralela a la dirección de carga.

3. Resistencia al corte directo

En el caso más real, este ensayo consiste en tomar dos bloques de roca que se encuentran separados por una fractura natural, aplicarle una carga perpendicular a esta fractura y medir la carga de corte necesaria para desplazar los bloques uno respecto al otro. Las muestras provenientes de rellenos de falla o de rocas de baja resistencia en donde se prevé la falla por corte de la roca intacta, se estudian de manera similar al generar el corte a través de un bloque unitario o núcleo del material intacto. Aunque la resistencia al corte de la roca intacta puede obtenerse a partir de ensayos triaxiales, se prefiere el ensayo de corte directo ya que simula con mayor exactitud las condiciones de esfuerzo utilizadas en los análisis de estabilidad de taludes.

Las relaciones resultantes entre los esfuerzos normales y de corte pueden analizarse estadísticamente y conducir a ecuaciones matemáticas lineales o potenciales, tales como :

$$\tau = c + \sigma \tan \phi \quad (\text{lineal})$$

$$\tau = K \sigma^m \quad (\text{potencial})$$

donde :

τ : resistencia al corte
 c : cohesión
 σ : esfuerzo normal
 ϕ : ángulo de fricción
 K, m : parámetros de la curva de potencia que relacionan los esfuerzos normales con los de corte.

Comúnmente se utiliza el comportamiento lineal debido a que los valores del ángulo de fricción y la cohesión son fáciles de relacionar con los problemas de campo y porque ha sido el método más aceptado por muchas décadas. Sin embargo, el comportamiento potencial ajustado se considera más representativo de la resistencia al corte a lo largo de las superficies de fractura. A bajas cargas normales, comunes en los problemas de estabilidad de taludes, la superficie de fractura superior tiende a cabalgar sobre las irregularidades de la superficie inferior. Cuando la carga normal incrementa, se presenta el corte de estas irregularidades. La relación potencial resultante muestra una curva muy pendiente para bajos niveles de esfuerzo normal que tiende a cero para una carga normal nula, en lugar de un intercepto de cohesión matemáticamente definido tal como lo plantea el modelo lineal. Este modelo conlleva una sobreestimación de la resistencia al corte utilizable para bajos esfuerzos normales; para un rango limitado de dichos esfuerzos, el ajuste lineal es un estimador razonable de la resistencia al corte. A causa de la falta de linealidad potencial de la curva de resistencia al corte, es importante realizar los ensayos de corte en el rango previsto de esfuerzos normales.

Los valores de cualquier parámetro mecánico seleccionado a partir de tablas, deben utilizarse sólo en el análisis preliminar de un proyecto dado hasta tanto se cuantifiquen los resultados correspondientes provenientes de los ensayos del sitio específico.

B. Ensayos *In Situ*

El examen de las masas rocosas sobre el terreno debe comprender:

1. Determinación del tipo de roca.
2. Presencia de minerales accesorios como arcillas, carbonato de calcio y micas.

3. Estructura y textura, para poder predecir sus características de trituración y su resistencia a la abrasión.
4. Intensidad de la alteración.
5. Susceptibilidad a la fisuración, a la contracción, a la dilatación y al rompimiento.

Los estudios petrográficos son de muchísimo valor, puesto que pueden descubrir la presencia de minerales perjudiciales, como los feldespatos, que en ciertas condiciones climáticas, pueden alterarse y generar arcillas impermeables.

Por su parte, los estudios geotécnicos (en el macizo rocoso) son indispensables para garantizar la estabilidad de las excavaciones, la orientación de los frentes de arranque y los métodos de explotación, así como la selección de equipos y la localización más adecuada de los depósitos de sobrantes desde el punto de vista de capacidad portante del terreno y diseño. Es decir, estos estudios son fundamentales porque hacen parte, hoy día, del planeamiento general de la cantera.

1. Martillo Schmidt

Es una herramienta desarrollada originalmente para ensayar el concreto. El martillo es esencialmente un resorte cargado con un pistón. La punta del pistón se coloca contra la roca y luego se suelta el sujetador. Se mide la altura de rebote del pistón la cual es un indicador de la dureza de la roca. Se realiza luego una corrección, que permite estandarizar los resultados, basada en la orientación del martillo durante el ensayo. La dureza Schmidt está relacionada con la resistencia a la compresión de la roca intacta. El ensayo no es digno de confianza ya que se presenta una considerable variación en la resistencia estimada y por lo tanto se hace indispensable realizar varias lecturas en el mismo sitio.

2. Carga puntual

Los ensayos de carga puntual pueden realizarse tanto sobre núcleos como sobre muestras irregulares. El equipo de ensayo es una máquina portátil que consiste en un aparato de carga y un sistema adicional que permite medir la carga y la distancia entre las puntas. A partir de la carga de falla y las dimensiones de la muestra, se calcula un índice de resistencia de carga puntual. Resultados corregidos a partir de este ensayo correlacionan a menudo con la resistencia a la compresión simple de la roca intacta. Este es un medio simple, confiable y económico de medir la resistencia de la roca intacta y sus resultados son útiles para propósitos de clasificación de la roca. Los procedimientos para realizar este ensayo han sido desarrollados por la *SIMR (Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas)*.

3. Corte directo *in-situ*

Los ensayos de corte directo *in-situ* pueden llevarse a cabo para determinar la resistencia al corte de suelos y rocas de baja resistencia así como en las superficies de fractura en roca dura. Se aduce que la ventaja de este ensayo es que, las condiciones *in-situ*, las cuales pueden influenciar la resistencia al corte, se incluyen en el ensayo. Sin embargo, la preparación de la muestra en el sitio, cambia, en efecto, las condiciones reales. La principal desventaja es que el ensayo toma mucho tiempo y puede ser costoso. En la mayoría de los casos es mejor recolectar un buen número de muestras y ensayarlas en el laboratorio, antes que invertir la misma cantidad de dinero en un ensayo *in-situ*. El objetivo debe ser, entonces, definir los rangos de la resistencia de la masa rocosa y, aunque la menor precisión puede introducir alguna variabilidad, es mejor realizar un muestreo estadístico en lugar de una medición puntual precisa.

4. Corte con veleta

Los ensayos de corte con veleta pueden realizarse en suelos y existen normas de la *ASTM* para tal efecto. Las veletas son esencialmente dos paletas en cruz montadas sobre una varilla que se introducen con fuerza en el suelo, luego se rotan y se mide el torque necesario para romperlo. La

resistencia al corte se correlaciona con el tamaño de la veleta y el torque.

5. Inclínometría

Los ensayos de inclínometría sugeridos por Barton, en 1982, sirven para determinar la resistencia al corte de las fracturas o de los enrocados en el campo. Barton propone correcciones que permiten extrapolar la información para ser utilizada en el diseño. Este ensayo es simple y económico y, en el caso de las fracturas, simplemente involucra una medida del tamaño de los bloques ensayados y la determinación del ángulo de inclinación al cual un bloque de roca se desliza sobre el otro. Para los materiales de enrocado Barton propone la construcción de una caja de inclínometría para contener el enrocado, pero el procedimiento de ensayo es el mismo que el de las fracturas.

IV. CARACTERÍSTICAS DE LA MASA ROCOSA

El tamaño de los bloques es una característica importante de la masa rocosa frente a su comportamiento en la trituración y molienda, lixiviación, excavabilidad y perforación y voladura, así como su efecto sobre la resistencia de la masa rocosa.

El índice del tamaño de bloques es una medida del tamaño del bloque. A fin de determinar este índice, se selecciona la cara de un talud que sea representativa tanto en fracturación como en tipo de roca. Se miden tamaños de bloques máximos, mínimos y promedio y se determina el número de las diferentes familias de diaclasa que delimitan el bloque medio. La información sobre el número de familias de fractura que forman el bloque se emplea para ajustar los cálculos del volumen de los bloques. Las curvas de distribución de tamaños pueden estimarse a partir de estos datos para cada región estructural.

El cómputo volumétrico de diaclasamiento es la suma del número de diaclasas por metro para cada familia de diaclasas. Se selecciona la cara de un talud así como para la determinación del índice del tamaño del bloque. Para cada familia de

diaclasas se calculan los espaciamientos promedio verdaderos de las diaclasas en dicha familia a partir del número de diaclasas que se encuentran sobre una distancia específica medida normal a la familia. El conteo volumétrico de diaclasas es la suma del número de diaclasas por unidad de longitud para todas las familias. Por ejemplo,

Familia 1 :	6	diaclasas en 20 m
Familia 2 :	2	diaclasas en 10 m
Familia 3 :	20	diaclasas en 10 m
Familia 4 :	20	diaclasas en 5 m

Cómputo volumétrico de diaclasas:

$$\frac{6}{20} + \frac{2}{10} + \frac{20}{10} + \frac{20}{5} = 0.3 + 0.2 + 2.0 + 4.0 = 6.5 \text{ diaclasas / m}^3$$

La forma del bloque, el número de familias de diaclasas y las longitudes de las diaclasas, deben registrarse a fin de obtener una mejor descripción del tamaño del bloque.

Ensayos de tamizado deben también tenerse en cuenta para determinaciones del tamaño de la gradación o distribución granulométrica al superponer una serie de tamices tanto para material grueso como para material medio y fino. Estos son ensayos que toman tiempo y la construcción de equipos puede ser costosa. El tamizado puede hacerse sólo en la roca arrancada o aflojada y un muestreo representativo es difícil.

La inspección de las pilas de cargue y de depósito de material también da una indicación del tamaño y forma de los bloques. El procedimiento es similar al índice de tamaño del bloque en donde se determinan el máximo, el mínimo y la moda de los tamaños del bloque.

Usualmente la voladura tiende más a abrir las fracturas existentes que a fracturar adicionalmente la roca y la fracturación real de la roca es pequeña. Por lo tanto, el tamaño de los bloques medidos a partir de la roca arrancada y el depósito de material, son a menudo un estimativo razonable del tamaño del bloque *in-situ*.

La designación de la calidad de la roca (RQD) y el registro de perforación, también suministran una información sobre el grado de fracturamiento, y por lo tanto, del tamaño del bloque.

En algunos casos, el cribado de todo el material extraído de la perforación dará una curva granulométrica que es razonablemente exacta para el rango más bajo de los tamaños de bloques. El RQD, en sentido estricto, es una medida de todos los núcleos de perforación mayores a 10 cm de longitud, expresados como un porcentaje de la longitud total de toda la perforación y puede considerarse como una medida de tamaños de bloques superiores a 10 cm.

A. Predicción del Tamaño del Bloque

La distribución del tamaño de bloques puede determinarse por simulación o por medición directa. Ambos métodos de estimación requieren un conocimiento de la frecuencia de fractura; es decir, un conteo del número de fracturas por metro sin tener en cuenta la orientación o la forma en la que están separadas. También puede utilizarse el RQD. Priest y Hudson reportaron en 1975 una relación entre el RQD y la frecuencia de fracturas. A fin de predecir estos tamaños, primero es necesario definir áreas de similar frecuencia de fracturas sobre un mapa base: un primer método de interés es graficar un perfil de la frecuencia de fracturas. Las áreas en donde no puedan obtenerse datos a partir de núcleos de perforación, pueden ser complementadas al mapear las galerías subterráneas y las caras de los pits.

Comúnmente es necesaria la extrapolación la cual puede conducir a métodos más avanzados de técnicas de estimación tales como la geoestadística.

La simulación para predecir el tamaño del bloque ha llegado a ser más común. El procedimiento usual es muestrear al azar las orientaciones de algunas diaclasas y sus espaciamientos y plantear alguna hipótesis teniendo en cuenta las longitudes de las diaclasas a fin de modelar el fracturamiento. Generalmente se utilizan métodos numéricos para calcular el

tamaño y el número de bloques. Concebido este modelo, puede utilizarse para generar curvas granulométricas. Existen, sin embargo, mayores dificultades a vencer frente a los valores de longitud apropiados antes que este método pueda aplicarse por personas no especializadas.

Ensayos de placa y de gato plano pueden utilizarse para estimar las características de deformación de la masa rocosa.

B. Métodos de Estimación de la Resistencia de la Roca Intacta y de la Masa Rocosa

La clasificación unificada de suelos, que incluye tanto información cuantitativa como descriptiva, es un criterio índice clásico de fácil manejo que sirve para determinar las características de los suelos. En geología y mecánica de rocas se utiliza el criterio propuesto por Jennings y Robertson (1969) y Piteau (1970) para determinar el índice de dureza de la roca. Por su parte, Kirsten (1982) propuso un procedimiento de identificación en el campo para estimar la resistencia a la compresión y la resistencia al corte con veleta, en suelos.

Desde hace ya varios años se han propuesto criterios de regla prácticos para estimar la resistencia de suelos y rocas; uno de ellos, para la resistencia a la tracción de la roca, propone que ésta se encuentra entre la décima y la vigésima parte de la resistencia a la compresión, siendo el primer criterio el más aproximado. Una regla similar puede utilizarse para la resistencia al corte de la roca intacta: la máxima resistencia al corte no excede la mitad de la resistencia a la compresión simple. Barton propuso, en 1982, un modelo de clasificación basado en la rugosidad y la dureza de las paredes de las diaclasas. Esta clasificación se utiliza para estimar la resistencia al corte pico. No obstante, debe tenerse mucha precaución al utilizar este método ya que el análisis de muchos taludes no debe hacerse empleando los valores de resistencia al corte pico sino los valores de resistencia residual que parecen estimar mejor las condiciones reales.

Si los taludes son accequibles, puede realizarse un análisis retrospectivo donde las geometrías de falla están presentes, para

determinar los valores de resistencia requeridos para la estabilidad, al asumir que la falla se presenta en el equilibrio límite. En muchos casos estos resultados son las mejores estimaciones de la resistencia al corte ya que informan sobre la carga, la geometría y las relaciones de resistencia al corte de las condiciones reales en campo. Sin embargo, un parámetro significativo que no puede ser reconstruido a menudo para el análisis retrospectivo, son las condiciones del agua en el momento de la falla: estas condiciones pueden ser muy críticas para el cálculo de la estabilidad y la hipótesis utilizada afectará los resultados del retroanálisis.

Debe notarse que los taludes estables son igualmente indicadores útiles de la resistencia ya que constituyen un límite inferior, de la misma forma que los taludes fallados constituyen el límite superior de la resistencia al corte.

Si pueden observarse suficientes taludes tanto en condiciones de falla como estables, pueden relacionarse los valores de resistencia real con la capacidad de estimar con exactitud los incrementos de la resistencia al corte.

C. Clasificación de las Masas Rocosas

Los esquemas de clasificación de las masas rocosas no son generalmente suficientes como criterios de diseño para taludes. Su aplicabilidad tiene más mérito para la excavabilidad, trituración y lixiviación. Franklin et al expusieron algunos esquemas de clasificación basados en el espaciado de las fracturas y la resistencia a la compresión de la roca intacta a fin de describir la masa rocosa; posteriormente relacionaron esta clasificación con la excavación, las características de desgarre, la escarificación (ripado) y la voladura. En 1982, Kirsten adaptó la clasificación a la excavación y calculó un índice de excavabilidad el cual se relaciona con el equipo necesario. Su clasificación tiene validez tanto para suelos como para rocas.

Un esquema de excavación útil suministra comparaciones de las propiedades de la masa rocosa tanto en los varios sectores de una cantera como entre diferentes canteras. La clasificación

debiera indicar algunas características de comportamiento de una manera cuantificable, y se utilizaría para predecir el comportamiento de la masa rocosa en un área en donde el sistema de clasificación sea evaluable, lo cual permite un mejor planeamiento y diseño antes de comenzar la explotación propiamente dicha.

1. Esquemas de clasificación

Los esquemas de clasificación se han desarrollado para una variedad de propósitos. Algunas canteras pueden estar capacitadas para adoptar una de estas clasificaciones o modificarla ligeramente a fin de satisfacer sus necesidades. Otras debieran desarrollar su propia clasificación basadas en sus propias necesidades o características.

2. Generación de un esquema de clasificación específico

Los esquemas de clasificación se fundamentan en variables tales como : tiempo, espacio, propiedades físicas y relaciones entre estas propiedades.

Un ejemplo de una característica relacionada con el tiempo es la fluctuación estacional del nivel del agua subterránea o el desplazamiento y conformación de un talud. Las características relacionadas con el espacio son más comunes y pueden incluir las variaciones en tales características tal como la dureza de las rocas o la frecuencia de fracturas en diversas zonas de la cantera, las cuales en sí mismas son ejemplos de propiedades físicas de la masa rocosa. La relación entre propiedades pudiera ejemplificarse mediante el RQD que es una propiedad de la masa rocosa dependiente tanto de la dureza de la roca como de la frecuencia de fracturas.

El método más efectivo para desarrollar una clasificación más útil es determinar las características de interés y generar un conjunto de mapas sobrepuestos exhibiendo la distribución areal o volumétrica.

V. EVALUACIÓN DE POTENCIALES PROBLEMAS DE DESLIZAMIENTOS EN ROCA

Distintos tipos de fallas en taludes en roca están asociados con diferentes estructuras geológicas y es importante que el diseñador de dichos taludes sea capaz de reconocer los posibles problemas de inestabilidad durante las primeras etapas del proyecto. Algunos de los modelos estructurales que deben observarse cuando se examina un diagrama de polos se resumen a continuación.

Las Figuras 1, 2, 3 y 4 muestran los cuatro principales tipos de fallas con sus diagramas de polo característicos para condiciones geológicas que pueden conducir a tales inestabilidades cinemáticas. Nótese que al evaluar la estabilidad, la cara del talud debe estar incluida en la red estereográfica ya que el deslizamiento sólo puede ser posible como resultado del movimiento hacia la cara libre creada por aquél.

Los diagramas mostrados en las figuras anteriores han sido simplificados a guisa de claridad. En un talud rocoso real, pueden presentarse combinaciones de estructuras geológicas que pueden dar lugar a tipos adicionales de fallas. Por ejemplo, la presencia de discontinuidades que pueden conllevar a volcamientos así como planos sobre los cuales el deslizamiento en cuña puede presentarse, conducirá al deslizamiento de una cuña que se encuentra separada de la masa rocosa mediante una grieta de tracción.

En un estudio de campo típico en el cual los datos estructurales se grafican en diagramas estereográficos, puede presentarse un número significativo de concentraciones de polos y es útil ser capaz de identificar aquéllas que representan planos potenciales de falla, eliminando las que indican estructuras no implicadas en ellas. John, Pannet y Mc~Mahon han propuesto métodos para identificar concentraciones importantes de polos, pero Hoek y Bray prefieren el método desarrollado por Markland.

Dicho método está diseñado para analizar la posibilidad de una falla en cuña en la cual el

deslizamiento puede presentarse a lo largo de la línea de intersección de dos discontinuidades planas tales como las ilustradas en la figura 3. (la falla plana, Figura 2, también está incluida en este análisis ya que es un caso especial de la falla en cuña).

Por su parte, para que puedan ocurrir los deslizamientos planares, deben satisfacerse las siguientes condiciones geométricas.

- El plano sobre el cual el deslizamiento puede presentarse debe ser paralelo o subparalelo a la cara del talud (la desviación del paralelismo debe estar en el rango de $\pm 20^\circ$).
- El plano de falla debe aflorar en la cara del talud ; esto significa que su inclinación debe ser menor que la inclinación de la cara del talud ; es decir:

$$\psi_{\tau} > \psi_d$$

- La inclinación del plano de falla debe ser mayor que el ángulo de fricción de dicho plano; es decir:

$$\psi_d > \phi$$

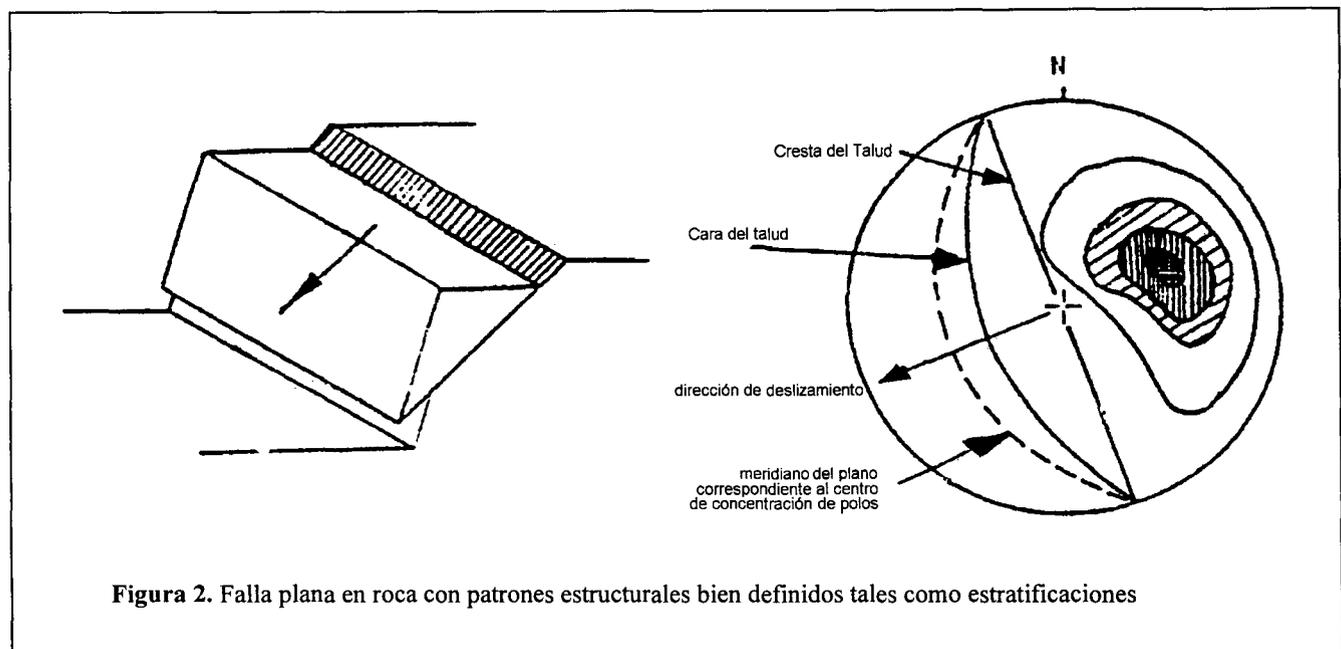
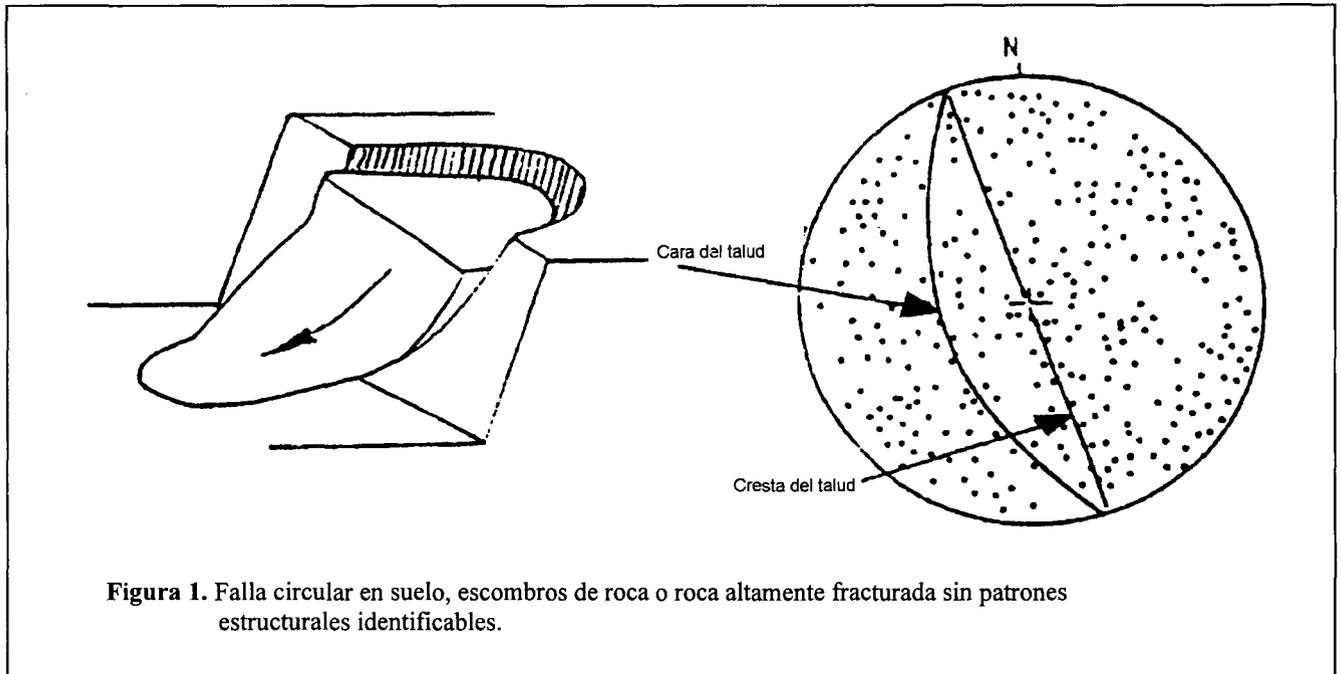
Esta expresión es válida cuando no existe cohesión en la diaclasa

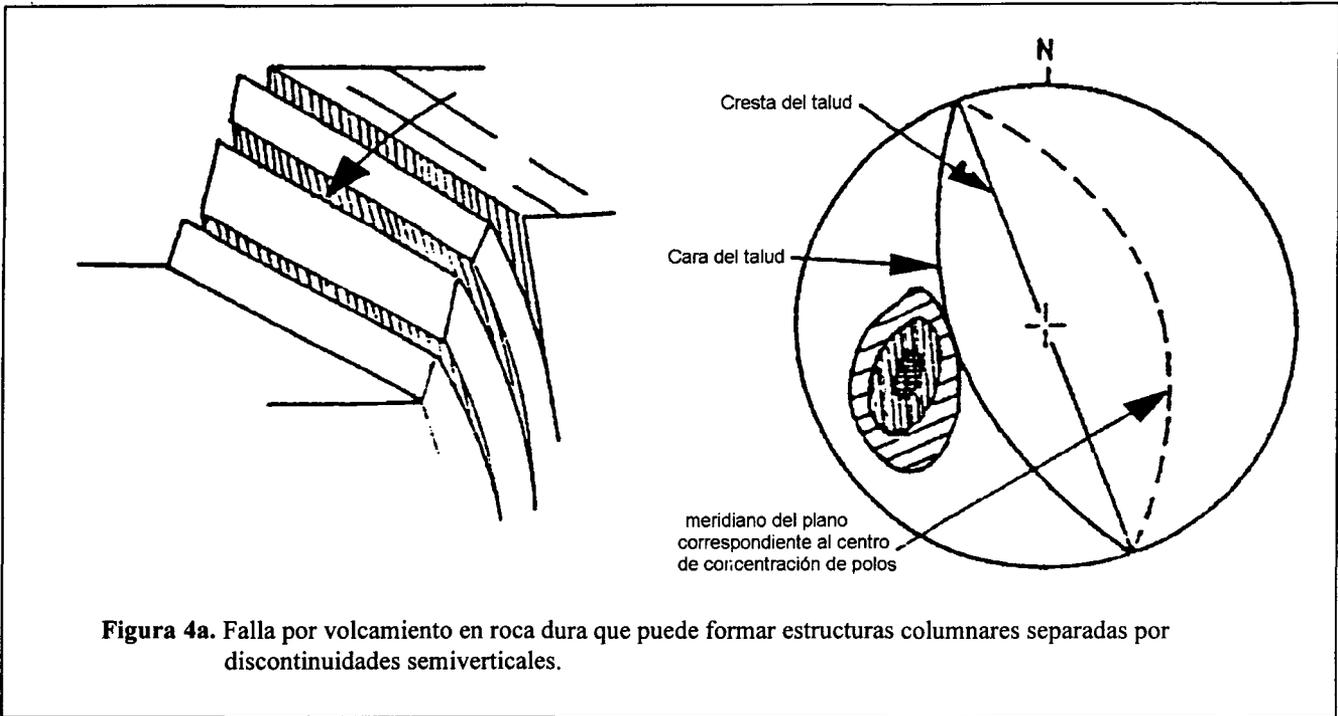
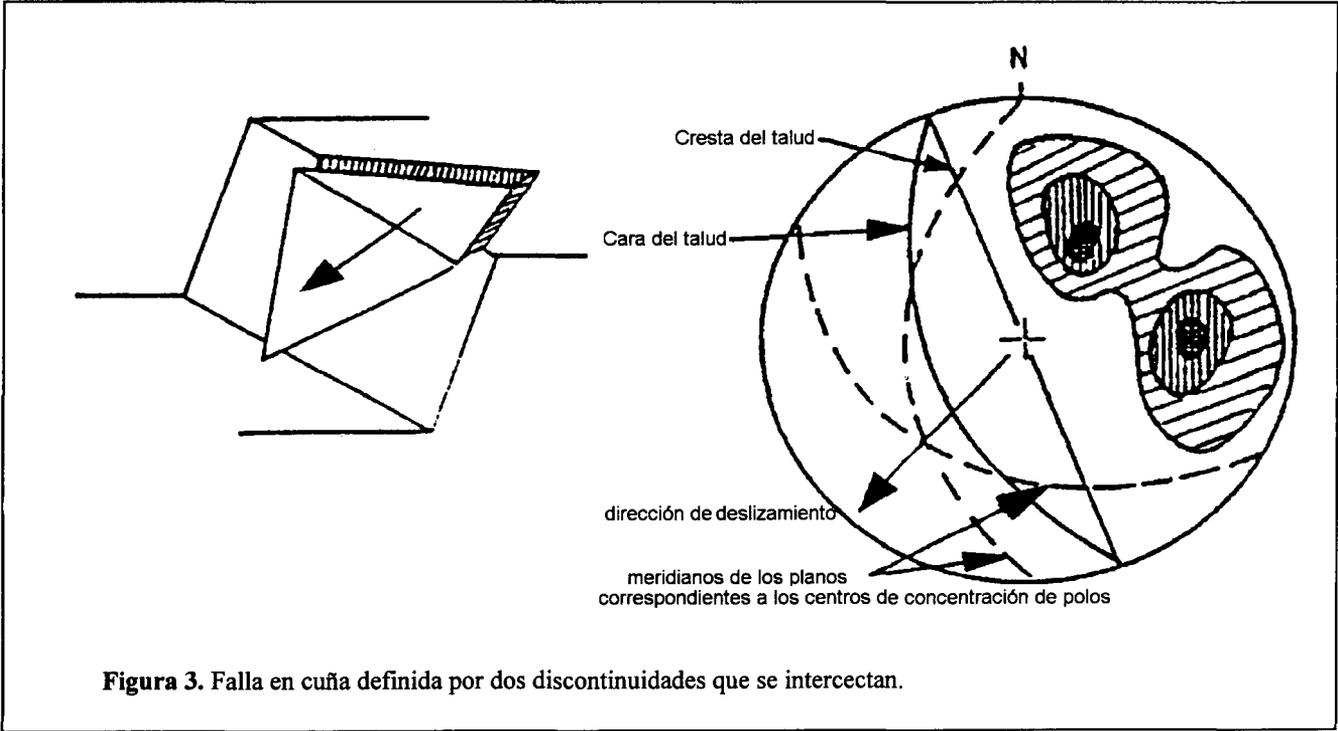
- Las grietas de relajación que proporcionan una resistencia insignificante al deslizamiento, deben estar presentes en la masa rocosa a fin de definir los límites laterales del deslizamiento.

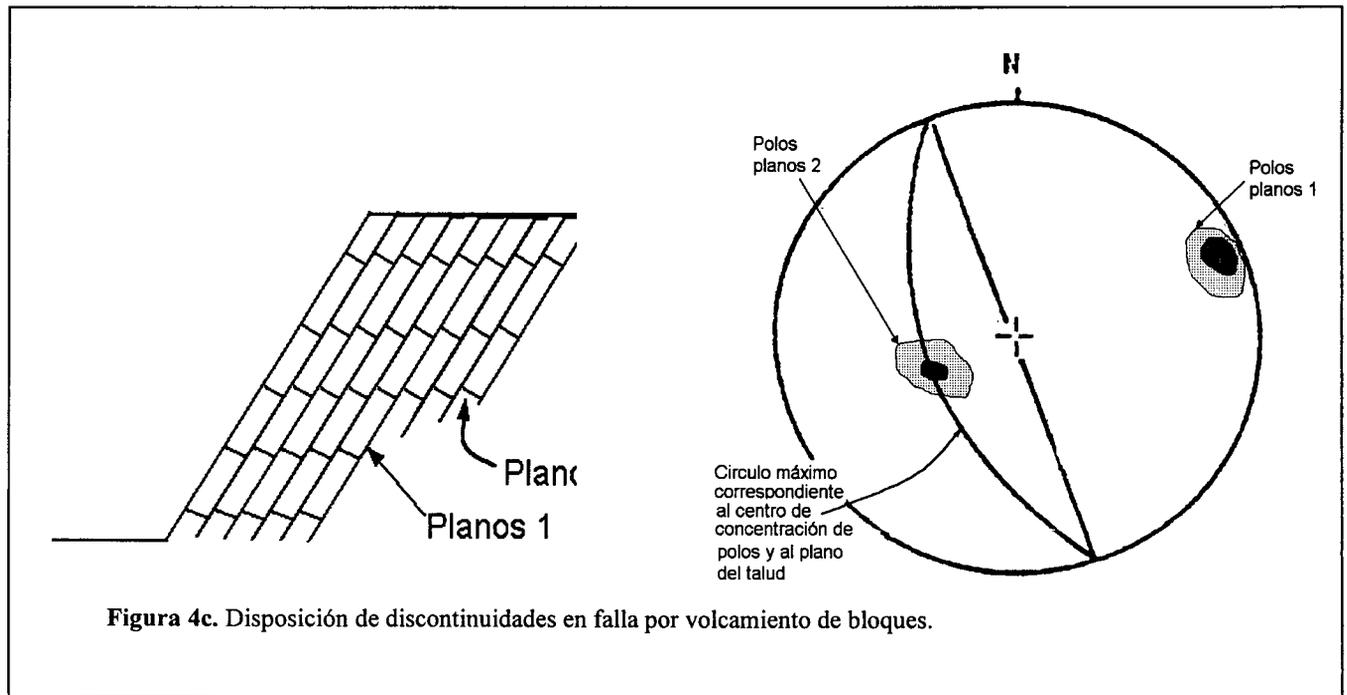
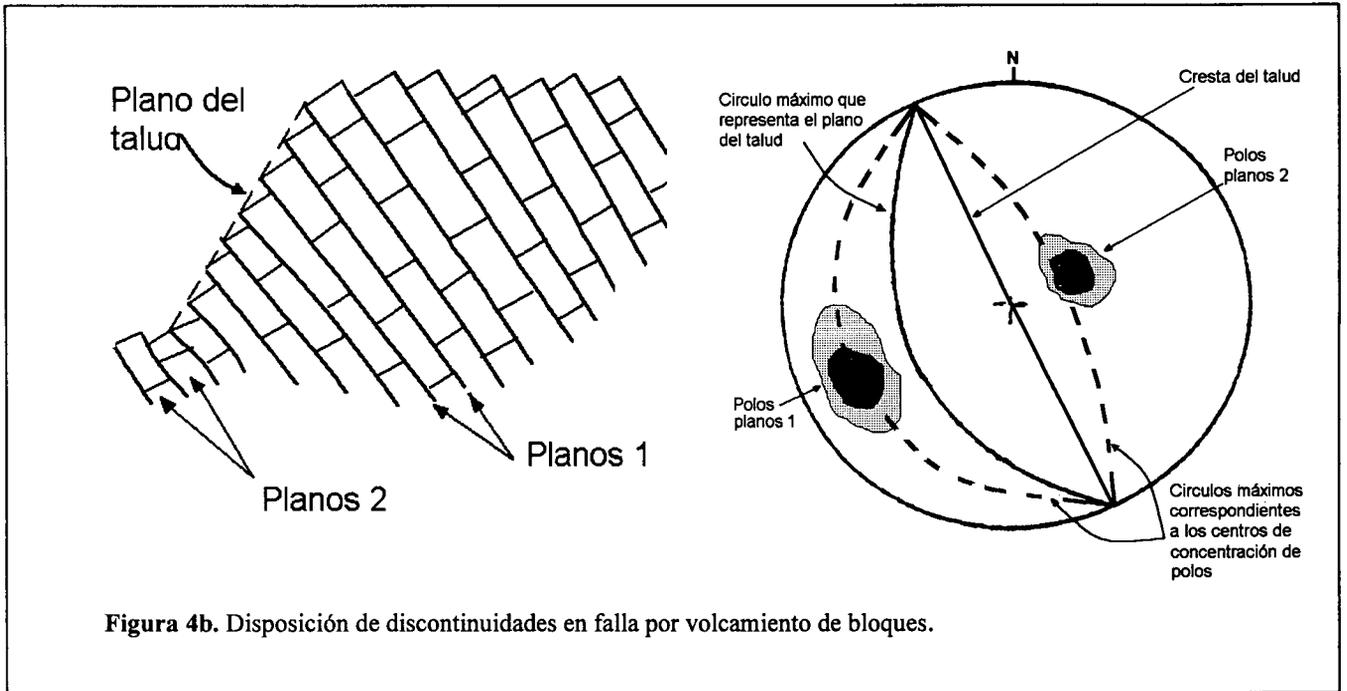
Si el contacto se mantiene sobre ambos planos, el deslizamiento sólo puede presentarse a lo largo de la línea de intersección y por lo tanto esta línea debe aflorar en la cara del talud. En otras palabras, la pendiente de la línea de intersección debe ser menor que la inclinación de la cara del talud medida en la dirección de la línea de intersección, tal como se muestra en la Figura 5.

No obstante, el factor de seguridad del talud depende de la inclinación de la línea de

Principales tipos de falla en taludes y redes estereográficas de condiciones estructurales que deben cumplirse para que se presenten dichas fallas (tomado de *Hoek y Bray, Rock Slope Engineering*).







intersección, de la resistencia al corte en las superficies de discontinuidad y de la geometría de la cuña. El caso extremo se presenta cuando la cuña degenera en un plano; esto es, las inclinaciones y direcciones de las inclinaciones de los dos planos son las mismas, y cuando la resistencia al corte de este se deba sólo a la fricción (es decir, no existe cohesión en los planos de la diaclasa).

Tal como se indica, el deslizamiento bajo estas condiciones se presenta sólo cuando la inclinación del plano excede el ángulo de fricción, ϕ , y por lo tanto una primera idea sobre la estabilidad de la cuña se deduce al considerar si la inclinación de la línea de intersección excede el ángulo de fricción en las superficies de la roca. La Figura 6 muestra que el talud es potencialmente inestable cuando el punto que define la línea de intersección de los dos planos cae dentro del área incluida entre el meridiano que define la cara del talud y el círculo determinado por el ángulo de fricción, ϕ .

El investigador familiarizado con el análisis de cuñas argumentará que esta área puede ser más reducida al admitir la influencia del acuñaamiento entre los dos planos de discontinuidad.

Por otro lado, la estabilidad puede decrecer si se presenta agua en el talud. La experiencia muestra que estos dos parámetros tienden a anularse (el ángulo de fricción y la humedad) el uno al otro en problemas típicos y que la suposición utilizada al graficar la Figura 6 es sólo válida para los problemas más prácticos. Debe tenerse en cuenta que este método está orientado a identificar las discontinuidades críticas y que una vez habiéndolas reconocido se hace indispensable un análisis más detallado a fin de determinar el factor de seguridad del talud.

Hocking propuso un mejoramiento al método de Markland a fin de permitir diferenciar entre el deslizamiento de una cuña a lo largo de una línea de intersección o a lo largo de uno de los planos que forman la base de la cuña.

Si se cumplen las condiciones para la solución de Markland, es decir, la línea de

intersección de dos planos se encuentra dentro del área formada por el círculo de fricción y el meridiano de la inclinación del talud y si la dirección del buzamiento de cualquiera de los dos planos cae entre la dirección del buzamiento de la cara del talud y la dirección de la línea de intersección, el deslizamiento se presentará sobre ese plano antes que a lo largo de la línea de intersección; este análisis se ilustra en las Figuras 7, 8, y 9.

Las figuras 5 y 6 mostraban los planos de discontinuidad como meridianos ; pero, como se discutió antes, los datos de campo de estas estructuras se grafican normalmente en términos de polos. En la Figura 10 los dos planos de discontinuidad se representan por sus polos y, a fin de encontrar la línea de intersección de dichos planos, se utiliza el método siguiente: la red sobre la cual se grafican los polos se rota hasta que ambos polos se encuentren en el mismo meridiano. El polo de este meridiano define la línea de intersección de los dos planos.

Como un ejemplo del uso del método de Markland, considérese el estereograma de polos de la Figura 11 donde se requiere examinar la estabilidad de un talud con una inclinación de 50° , una dirección de buzamiento de 120° y un ángulo de fricción de 30° . En el esquema de este problema se incluye entonces la siguiente información:

- a. El meridiano que representa la inclinación del talud.
- b. El polo que indica la inclinación del talud.
- c. El círculo de fricción.

Este esquema, en papel calco, se ubica sobre el estereograma base y luego se rota con el fin de encontrar el meridiano que pasa a través de la concentración de polos.

Las líneas de intersección se definen mediante los polos de estos meridianos tal como se ilustra en esta figura, a partir de la cual se deduce que las combinaciones de discontinuidades más peligrosas son las representadas por las concentraciones de polos definidas como 1, 2 y 3. La intersección $I_{1,3}$ se encuentra fuera del área crítica y no cumple las

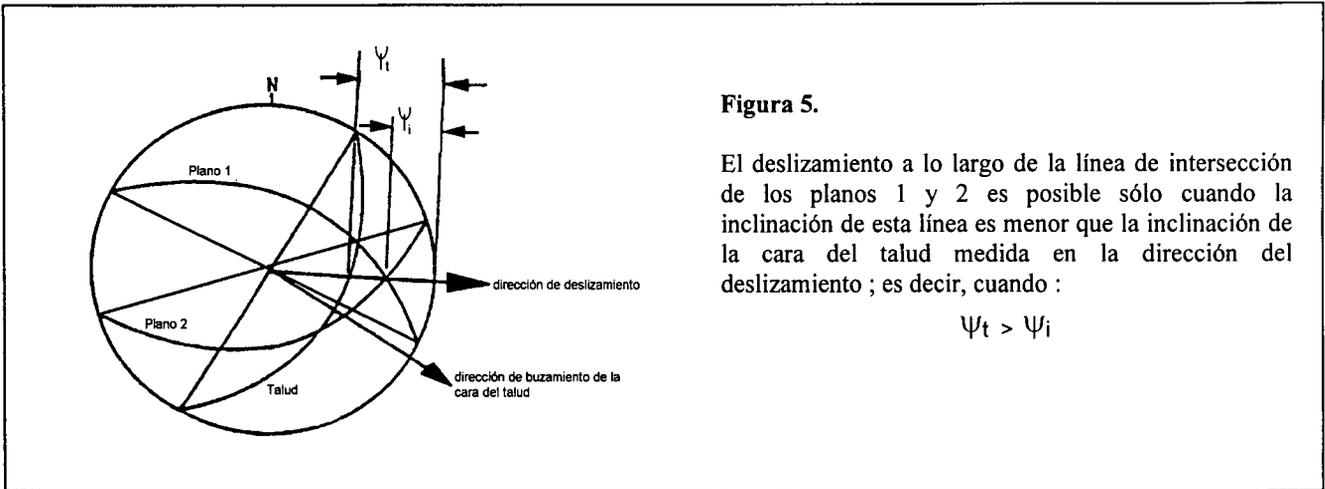


Figura 5.

El deslizamiento a lo largo de la línea de intersección de los planos 1 y 2 es posible sólo cuando la inclinación de esta línea es menor que la inclinación de la cara del talud medida en la dirección del deslizamiento ; es decir, cuando :

$$\Psi_t > \Psi_i$$

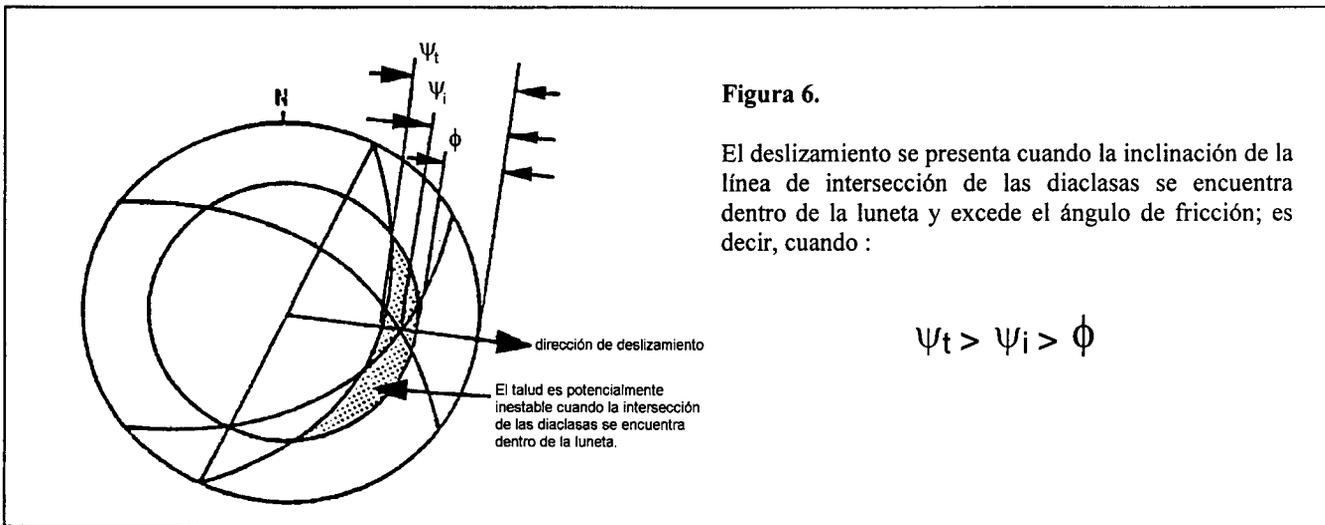
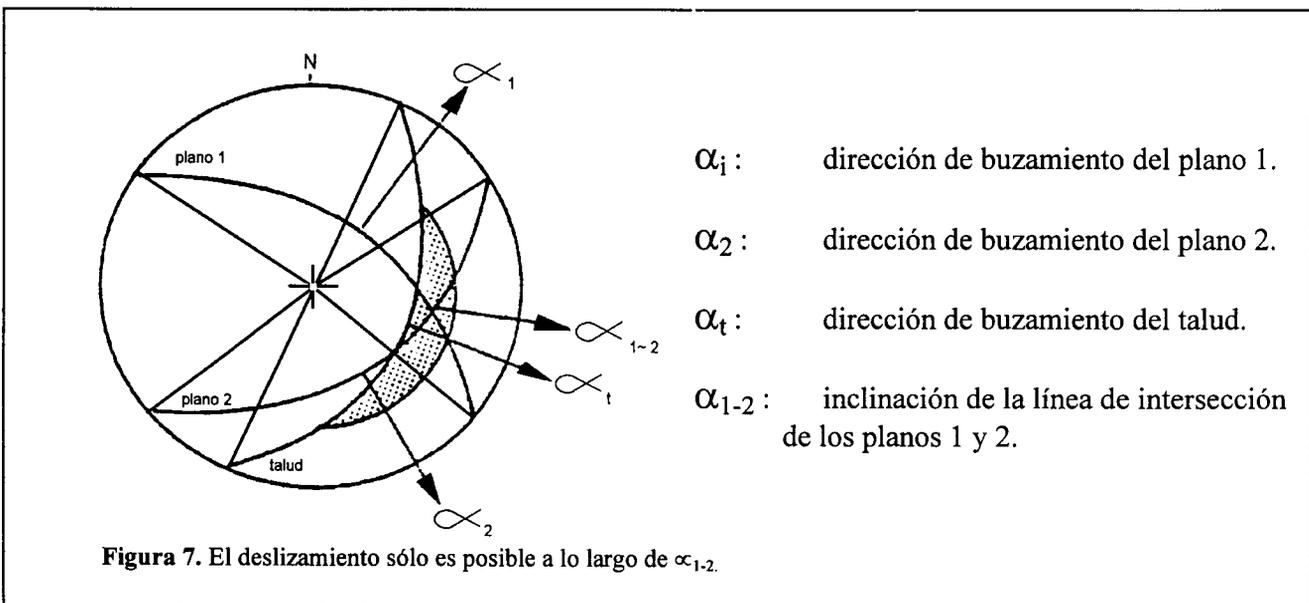


Figura 6.

El deslizamiento se presenta cuando la inclinación de la línea de intersección de las diaclasas se encuentra dentro de la luneta y excede el ángulo de fricción; es decir, cuando :

$$\Psi_t > \Psi_i > \phi$$



- α_1 : dirección de buzamiento del plano 1.
- α_2 : dirección de buzamiento del plano 2.
- α_t : dirección de buzamiento del talud.
- α_{1-2} : inclinación de la línea de intersección de los planos 1 y 2.

Figura 7. El deslizamiento sólo es posible a lo largo de α_{1-2} .

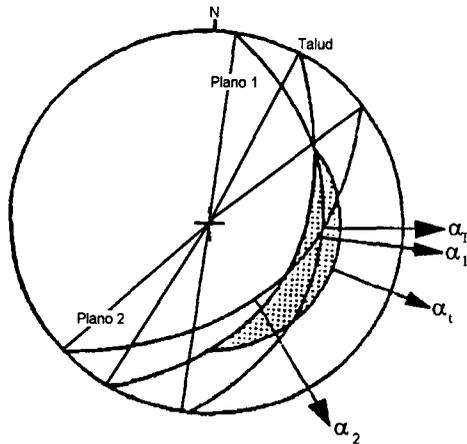


Figura 8.

El deslizamiento sólo es posible sobre el plano 2 (dirección de máxima pendiente).

Nota:

Los α están definidos en la figura anterior

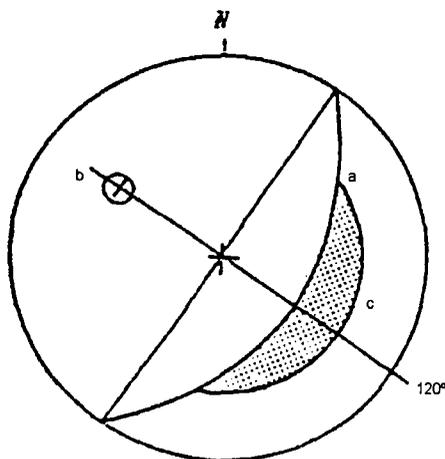


Figura 9.

Plantilla para chequear la potencialidad de una falla en cuña.

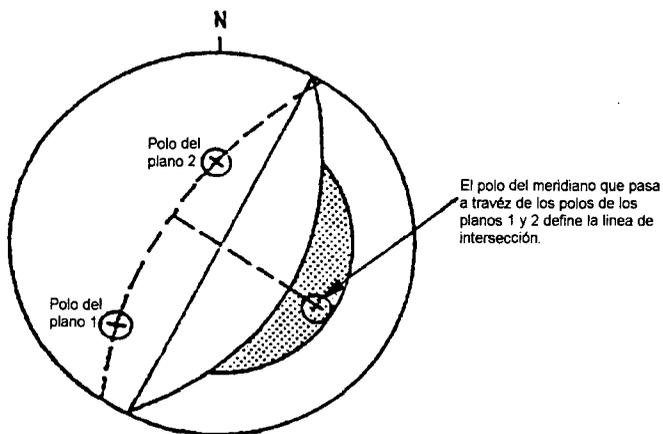
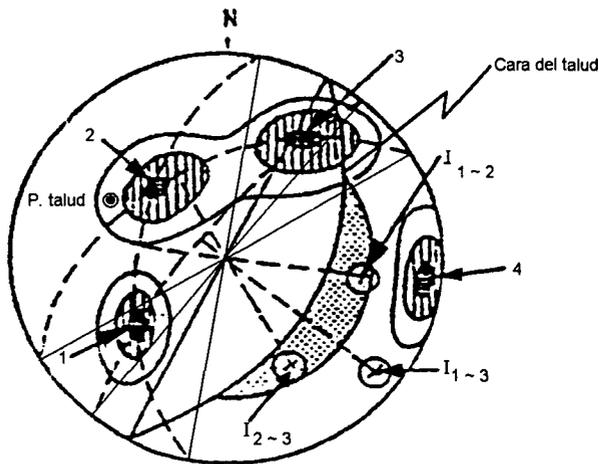


Figura 10.

Representación de planos mediante sus polos y determinación de la línea de intersección de los planos mediante el polo del meridiano que pasa a través de sus polos.

condiciones para dar surgimiento a una inestabilidad. La concentración de polos definida como 4 no está involucrada en el deslizamiento, pero, como se mostró en la figura 4, dará lugar a



La falla en cuña es posible sólo a lo largo de las líneas de intersección

I_{1-2} y I_{2-3}

Figura 11. Evaluación preliminar de la estabilidad de un talud (dd : 120 / 50) en una masa rocosa que contiene 4 familias de discontinuidades estructurales (ϕ : 30°).

un volcamiento o apertura de grietas por tracción. Los polos de los planos 1 y 2 se encuentran fuera del ángulo incluido entre la dirección del buzamiento de la cara del talud y la línea de intersección I_{1-2} y por lo tanto la falla de esta cuña será por deslizamiento a lo largo de la línea de intersección I_{1-2} . Sin embargo, en el caso de los planos 2 y 3, el polo que representa el plano 2 se encuentra dentro del ángulo entre la dirección del buzamiento de la cara del talud y la línea de intersección I_{2-3} y por lo tanto la falla será por deslizamiento sobre el plano 2: esta es la condición inestable más crítica y controlará el comportamiento del talud.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Es necesario un buen conocimiento geológico del depósito, ya que éste podrá guiar la toma de decisiones frente a volúmenes, complejidad en la explotación, costos y rentabilidad del proyecto.
- Una caracterización lo más exacta del material a extraer, incluyendo determinaciones físicas, químicas, mecánicas y mineralógicas, se hace indispensable para soportar la recomendación anterior, ya que en estos resultados se tiene que fundamentar todo el diseño minero, tanto en explotación como en beneficio y transformación.
- Una buena sectorización del depósito basada en resistencias, tamaños de bloques, complejidad en la explotación y presencia de materiales contaminantes, entre otros parámetros, conduce a una explotación más racional, selectiva y flexible.
- Se recomienda el montaje de un pequeño laboratorio de mecánica de rocas que incluiría equipos que pueden estar, en su conjunto, del orden de unos 20 millones de pesos de 1.997.

- Una balanza
- Un horno
- Un equipo de carga puntual
- Un martillo Schmidt y su patronador
- Una serie de tamices
- Una brújula
- Una cinta
- Un medidor de grietas
- Un pequeño sismógrafo
- Un sonómetro
- Un captador de partículas
- Un martillo de geólogo
- Una navaja
- Una serie de tablas de referencia

BIBLIOGRAFIA

1. RICHARD, D. CALL, Richard and SAVELY James P. SAVELY. "Open pit rock mechanics". en Surface Mining 2nd. Edition. Editor Bruce A. Kennedy, Littleton, Colorado 1990. Pp. 860 - 882.
2. FRANKLIN, John A. and DUSSEAULT, Maurice B. . Rock Engineering Applications. Mc. Graw Hill International Editions. Singapore 1991. Pp. 431.
3. HOEK E. & BRAY J. W. Rock Slope Engineering. Institution of Mining and Metallurgy 2nd. Edition., 1.977, Pp. 55 - 59.
4. INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA. Manual de restauración de terrenos y evaluación de impactos ambientales en minería. Instituto Tecnológico Geominero de España, 1989, 321 pp.
5. KRYNINE, D. P. y W. R. JUDD. "La roca como material de construcción" en Principios de Geología y Geotecnia para Ingenieros. Ed. Omega, Barcelona, Tercera edición, 1972. Pp 362 - 410.

El autor del presente artículo agradece la colaboración del auxiliar de ingeniería John Mauricio Flechas Hernández, por la elaboración del presente documento.