

6
2ej.



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO**

FACULTAD DE INGENIERIA

**ANALISIS ESTRUCTURAL PARA EL DISEÑO DE
TALUDES EN UN TAJO FINAL**

T E S I S

Que para obtener el Título de:

INGENIERO GEOLOGO

Presenta:

MARTINO OCTAVIO GONZALEZ SALAZAR

MEXICO, D. F.

1992.

**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**



Universidad Nacional
Autónoma de México



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 está 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.

C O N T E N I D O

INTRODUCCION

| | |
|-----------------------------|---|
| <u>Objetivo del estudio</u> | 1 |
|-----------------------------|---|

CAPITULO 1. GENERALIDADES

| | |
|--|---|
| 1.1 <u>Antecedentes</u> | 2 |
| 1.2 <u>Características de la operación</u> | 3 |
| 1.3 <u>Geología del área</u> | 6 |

CAPITULO 2. METODO DE TRABAJO

| | |
|--|----|
| 2.1 <u>Cartografía y levantamientos</u> | 14 |
| 2.2 <u>Información geotécnica</u> | 17 |
| 2.3 <u>Hidrología</u> | 19 |
| 2.4 <u>Captura y despliegue de información</u> | 21 |

CAPITULO 3. DEFINICION DEL SISTEMA DE DISCONTINUIDADES

| | |
|---|----|
| 3.1 <u>Clasificación de derrumbes</u> | 23 |
| 3.2 <u>Principales parámetros mecánicos de un derrumbe</u> | 24 |
| 3.3 <u>Sistema general de discontinuidades del tajo "Real de Angeles"</u> | 26 |
| 3.4 <u>Intersección de estructuras</u> | 28 |

| | |
|---|----|
| CAPITULO 4. CALCULO DEL FACTOR DE SEGURIDAD | 30 |
| 4.1 <u>Fórmula</u> | 31 |
| 4.2 <u>Factibilidad: primera aproximación</u> | 32 |
| 4.3 <u>Procedimiento de cálculo</u> | 35 |
| 4.4 <u>Áreas de inestabilidad</u> | 36 |
| CAPITULO 5. ANALISIS DE RESULTADOS | 37 |
| 5.1 <u>Dinámica del estudio</u> | 38 |
| 5.2 <u>Factibilidad: segunda aproximación</u> | 38 |
| 5.3 <u>Procedimiento de cálculo</u> | 40 |
| 5.4 <u>Retroalimentación del estudio</u> | 42 |
| 5.5 <u>Análisis de riesgo</u> | 46 |
| 5.6 <u>Alternativas de diseño: una aproximación más</u> | 49 |
| CONCLUSIONES | 50 |
| BIBLIOGRAFIA | |
| LISTA DE ILUSTRACIONES | |

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

Objetivo del estudio

El presente estudio busca definir, mediante la captura, procesamiento y análisis de datos estructurales la viabilidad en el diseño del tajo final " Real de Angeles ", considerando un factor de seguridad de 1.50, en condiciones secas, para un deslizamiento tipo cuña.

CAPITULO 1
GENERALIDADES

1.1 Antecedentes

El estudio más remoto en el que se contempló la viabilidad económica de una explotación por tajo a cielo abierto del yacimiento de Real de Angeles, está fechado en enero de 1972 por la compañía minera GAMMA, S.A. de C.V.; dicho proyecto planteaba la explotación de 21 millones de toneladas de mineral, mediante un tajo diseñado con un talud final de 45°, con bancos de operación de 10 metros de altura; la selección del talud más que nada se basaba en experiencias en tajos similares, y en algunas observaciones geológico-estructurales tomadas durante la etapa de exploración sobre las rocas del Área.

Estudios posteriores acerca de la viabilidad económica del yacimiento de Real de Angeles (EXPLMIN 1975 y 1979), justificaron la puesta en marcha del proyecto, conservando el tajo propuesto, una pendiente de 45° para las paredes finales, y modificándose el diámetro y profundidad de la excavación, así como la altura de los bancos a 12 metros, de acuerdo a las reservas minables manejadas en cada estudio.

1. 2 Características de la operación

En 1981, previo al arranque de operaciones, circuló tanto en medios mineros nacionales como internacionales, un folleto titulado " PROYECTO MINERO REAL DE ANGELES, ZACATECAS ", en el que la recién fundada compañía minera de ese nombre, presentaba la siguiente información:

" La explotación de un extraordinario yacimiento, mediante un tajo casi circular, de aproximadamente 800 m de diámetro y 250 de profundidad "

Otras importantes características, que se mencionaban acerca del proyecto original eran:

" Una superficie de aproximadamente 250 hectáreas", para el depósito de los terreros

Acerca de las reservas:

" 85 millones de toneladas métricas, con una ley media de 74 gramos de plata por tonelada, 1.00% de plomo, y 0.95% de cinc, y una atractiva relación de descapote, de 2.18/1.0 toneladas de pepetate por tonelada de mineral "

Tiempo después, en el segundo semestre de 1986, la constante perforación del yacimiento, corroboró la hipótesis central de la dislocación por fallas de un cuerpo mineralizado originalmente continuo, aumentando el tonelaje económico inicial y cambiando radicalmente los parámetros anteriores.

El siguiente cuadro, muestra la evolución del inventario de mineral del yacimiento:

| COMPANIA RESPONSABLE | GAMMA | EXPLOMIN | | M.R. de A. | |
|--------------------------------------|-----------------------------|-----------------|-----------|------------|----------|
| FECHA DEL ESTUDIO | I/1972 | IX/1975 | IX/1979 | I/1984 | VII/1986 |
| INVENTARIO DE MINERAL ¹ | 21.0 | 49.5 | 65.9 | 82.9 | 100.0 |
| VALOR DE CORTE EMPLEADO ² | 60 | 25 | 25 | 40 | 40 |
| BARRENOS PERFORADOS | 19 | 58 | 4 | 40 | 23 |
| CARACTERISTICAS DE LA PERFORACION | ...inclinada... 208°-50° | ...vertical.... | inclinada | 28°-50° | |
| METRAJE | 3,380 | 9,580 | 1,005 | 6,954 | 5,000 |
| METRAJE ACUMULADO | 3,380 | 12,960 | 13,965 | 20,919 | 25,919 |

¹ en millones de toneladas

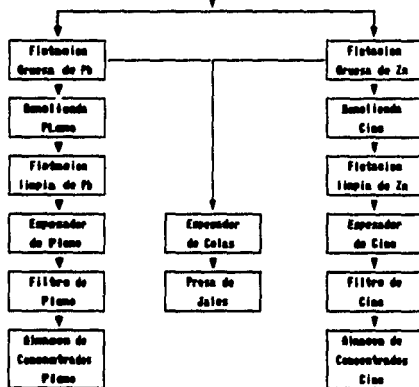
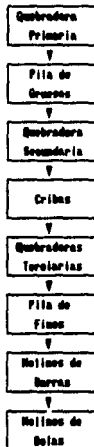
² en gramos de plata por tonelada

Para la puesta en marcha de la operación del tajo, el proyecto contemplaba la adquisición, entre otros equipos, de:

- 10 camiones de 80 toneladas,
- 2 palas eléctricas con capacidad de 13 yardas³, y
- 2 cargadores frontales 992-C

Para la planta de beneficio, se anunciaba una producción anual, en dos concentrados, de 220 toneladas de plata (7 millones de onzas troy), 31,000 toneladas de plomo (70 millones de libras), 26,000 toneladas de cinc (60 millones de libras), y 415 toneladas de cadmio (1 millón de libras), moliendo diariamente 10,000 toneladas, ó un equivalente anual de 3.5 millones de toneladas de mineral.

La secuencia original diseñada para el procesamiento del mineral a través de la planta de beneficio, incluía su paso por:



1.3 Geología del área

El yacimiento de Real de Angeles, se localiza en la porción meridional del estado de Zacatecas, dentro de la Mesa Central, a una elevación de 2,300 metros sobre el nivel del mar, flanqueado por la sierra los "Angeles", una estructura en forma de herradura abierta al norte (figura 1.3.1).

La expresión topográfica original del yacimiento sugería un domo, con traza superficial de 400 metros de diámetro, dividido por dos suaves promontorios, "Restauradora" al norte y "Urista-Iglesia" al sur, que sobresalían una decena de metros sobre la planicie norte del área.

Otras características distintivas del yacimiento eran: la fuerte oxidación del terreno - "colorados" -; casi cien accesos - entre tiros y bocaminas - con 2,500 metros de labrados antiguos; 500,000 toneladas de terreros distribuidas en el área con una ley uniforme de 110 gr de Ag/ton; y el asentamiento del pueblo del Real de Angeles, con su calle principal, casas, cementerio y templo sobre el yacimiento.

Dentro de la columna estratigráfica local, la secuencia clástica mineralizada de areniscas - limolitas con alto contenido de materia orgánica, contrasta con la sierra los "Angeles", constituida casi totalmente, por calizas de la Formación In didura con pequeñas ventanas erosionales de la Formación Cuesta del Cura. Por sus características deltaicas, aporte de cenizas provenientes de un vulcanismo calcoalcalino Jurásico contemporáneo a su depósito, la roca encajonante, se distingue del flysch

(areniscas-lutitas) de la Formación Caracol, que afloraba como encape estéril al sur del yacimiento (figura 1.3.2, Tablas 1.3.1 y 1.3.2).

Estructuralmente, el yacimiento se presenta en posición normal, dentro del flanco erosionado de un anticlinorio. Es aún terreno de especulación, el emplazamiento de un intrusivo profundo que haya originado el gran levantamiento de la sierra los " Angeles ", y el fallamiento en bloques - tipo horst - que controla geológicamente al depósito.

Morfológicamente, el cuerpo mineralizado principal semeja una "cuña", de 150m de espesor que buza en promedio 30° hacia el sur, elongada 300m en dirección este-oeste, y seccionada en bloques que caen al suroeste. En 1986, se barrenó la porción septentrional del cuerpo (bajo del depósito), y se comprobó un fallamiento normal, casi vertical, con rumbo NN45°SE, que disloca al cuerpo mineralizado e incorpora un bloque hundido de reservas hacia la porción media del tajo. Hacia el sur, la estructura mineralizada, se clava 150 metros por debajo de la sierra "los Angeles ", y una falla normal - con comportamiento similar a la estructura antes descrita - sepulta, aún mas, el cuerpo hacia esta zona (ver figura 1.3.2).

La mineralización económica del yacimiento consiste en: granos diseminados de sulfuros, sistemas de vetas, mantos, y zonas con ramaleos. De acuerdo a la distribución geoquímica de elementos económicos (Ag, Pb, y Zn), la estructura del depósito se puede interpretar como un conjunto de "mantos estratiformes" de alta ley (125 gramos promedio de plata por tonelada, para un

valor de corte de 100 gr/ton), separados por zonas de ley baja y media (50 y 80 gr-Ag/ton, respectivamente), con una dirección promedio del echado de 213° y casi 30° de inclinación (ver figura 1.3.3).

De acuerdo a su abundancia relativa, los principales minerales que ocurren en el yacimiento de Real de Angeles se agrupan en:

I Ganga no metálica

Fundamentalmente, cuarzo
producto de la silicificación
de la matriz micrítica de litarenitas

De manera subordinada, cuarzo-calcita-sericita
en intercrecimientos hidrotermales
alterando a feldespatos y fragmentos de roca.

Adularia (alteración potásica),
restringida a lechos con ceniza volcánica, y
reemplazos (alteración verde)
de cuarzo-clorita
con presencia de axinita y clinopiroxeno

I I G a n g a m e t á l i c a

Pirita > arsenopirita >> pirrotita

I I I M e n a

III.a.1.- Fase principal para el plomo y la plata:

Galena

III.a.2.- Fases subordinadas

En sulfuros:

argentita y freibergita

En óxidos:

Principalmente jarosita y argentojarosita, con cantidades subordinadas de halogenuros de plata (cerargirita y bromirita)

III.b.1.- Fase principal para el cinc y cadmio:

Esfalerita, variedad marmatítica,

con calcopirita en texturas de exsolución.

Esta última ocurre esporádicamente en granos libres con argentita en sus bordes.

III.b.2. - Fases subordinadas

En óxidos:

principalmente hemimorfita

IV Misceláneos

Asociación fluorita-galena en vetas
potentes y continuas
en la margen sudoriental del cuerpo.

Presencia de polibasita
encapsulando
a algunos granos de galena.

Reportes de la ocurrencia de calcocita ?
en muestreo
de colas de los bancos superiores.

Todo yacimiento es el resultado de la acción de una suma de procesos que actúan en determinados periodos de tiempo, cuyos efectos se sobreponen al intentar reconstruir el origen de una mineralización; así, para Real de Angeles pueden definirse tentativamente, - de acuerdo a evidencias geológicas recabadas en el campo -, una secuencia de eventos para describir el emplazamiento de la mena, como se indica a continuación:

1.- Aporte sin-genético de elementos económicos controlado por un vulcanismo calco-alcalino asociado.

2.- Colapso y fracturamiento diagenético, en algunos horizontes de la secuencia mineralizada.

3.- Emplazamiento de la mineralización principal (sulfuros masivos y diseminado).

4.- Metamorfismo de bajo grado (facies esquistos verdes) de la secuencia encajonante.

5.- Plegamiento, fracturamiento y dislocación de la mena.

6.- Hidrotermalismo y removilización de los elementos económicos primarios; nuevo aporte y relleno de fisuras (vetas con galena-fluorita dentro del cuerpo, vetillas con estibinita y marcasita localizadas de sus bordes a la periferia), y

7.- Procesos de intemperismo.

Lo anterior, aunado a la total ausencia de rocas ígneas y patrones dimensionales de alteración en el cuerpo; así como a la interpretación de dataciones, evolución térmica regional del área (análisis de maduración de la materia orgánica), resultados isotópicos, etc., llevan a clasificar al depósito Real de Angeles como una mineralización poligénica con fuertes rasgos singenéticos.

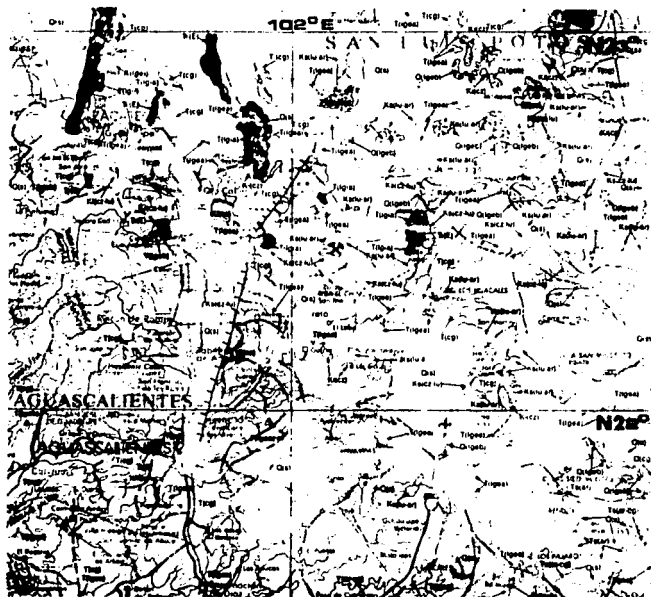


Figura 1.3.1 Localización del Tejo Real de Aguascalientes;
 (reproducción parcial de la geología de la Hoja "Guadalupe" esc. 1:1'000,000)

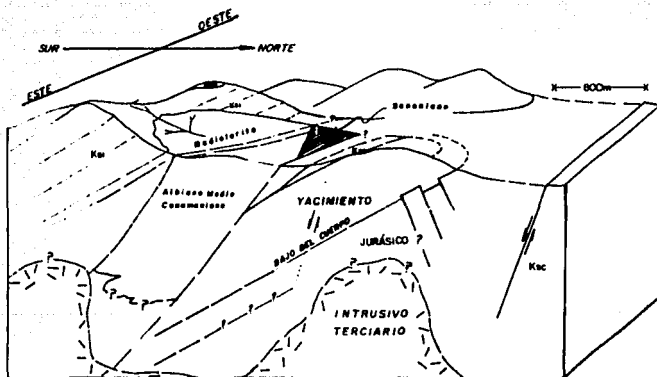


Figura 1.3.2. Bloque tectono-estratigráfico del yacimiento de Rasi de Angles

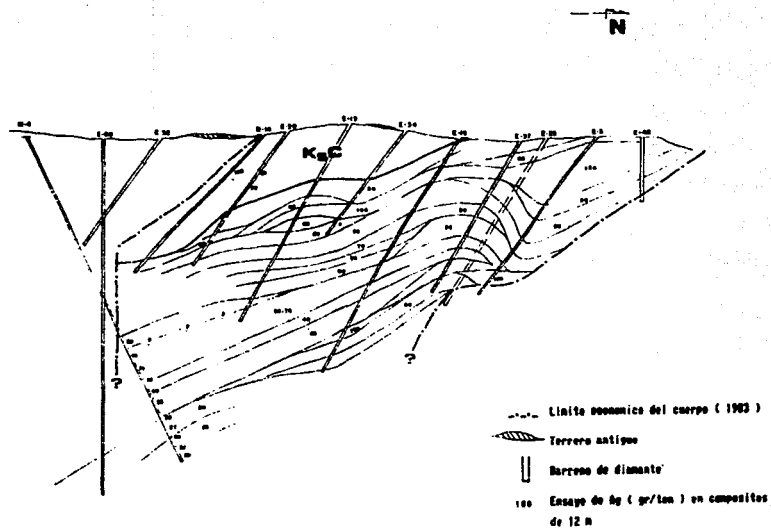


Figura 1.3.3 Distribución de Plata, sección de barrenación 1 x 50 E (N 20° SW)

Tabla 1.3.1 Estratigrafía Regional

| TIEMPO GEOLOGICO | | PERÓN BLANCO | COAHUILA Y CATONCE | ZACATECAS | FRESNILLO | COAHUILA Y SAN JUAN | CONCEPCION DEL DGO | |
|------------------|-----------|--------------|--------------------|-----------------------|-------------------------|---------------------|--------------------|----------------------------|
| CENOZOICO | Terciario | Neógeno | | Basaltos y almohizcos | | Sedos y almohizcos | | |
| | | Plioceno | | Andesitas | Riol y tobas | Bas y ríol | Bolleos | Basos verdes / |
| | | Mioceno | | | Capas rojas | | | |
| | | Oligoceno | | | | | Almohizcos | |
| | | Eoceno | | | | | | |
| MESOZOICO | Cretácico | Mesozoico | | | | | | |
| | | Campaniano | | | | | | |
| | | Santoniano | | | | | | |
| | | Coniaciano | | | | | | |
| | | Turoniano | | Caracol | | Caracol | Ca. Verde / Pallas | Ca. Verde / Pallas / Luján |
| | | Comanchiano | | | | Indidura | | Indidura |
| | | Abitano | | Capata del Cura | El Abro | Ca. Verde / Fortuna | | |
| | | Apitaco | | | La Pena | Piateros | | La Pena |
| | | Saraviano | | | Tamulipas Inf | Urdos | | Capido |
| | | Masturiviano | | Geopora | | Fresnillo | | Taraises |
| | | Malaguitano | | | Taraises | | | |
| | | Berriano | | | | | | |
| | | Tithoniano | | | | | | |
| | | Dominiano | | | La Caja | La Caja ? | | La Caja |
| | | Muriano | | Maga | | | | |
| Sagoriano | | | Zuloaga | | | Zuloaga | | |
| Argoviano | | | | | | | | |
| Divesiano | | | La Joya | Olvido | | | | |
| Callaviano | | | | | | | | |
| Sethiano | | | La Joya | | | | | |
| Bulociano | | | | | | | | |
| Liasio | | | | | | | | |
| TRIÁSICO | Triásico | | | | | | | |
| | Rotiano | | | Zacatecas | Zacatecas / Mazas / San | Chilitos | | |
| | Mariano | | | | | | | |
| | Carriano | | | | | | | |
| | Ludiano | | | | | | | |
| | Sturiano | | | | | | | |
| | Sepiano | | | | | | | |
| PALEOZOICO | Triásico | Permiano | | | | | | |
| | | Carbonífero | | | | | | |
| | | Devoniano | | | | | | |
| | | Siluriano | | | | | | |
| | | Ordoviciano | | | | | | |
| PALEOZOICO | Cambrio | | | | | | | |
| | | | | | | | | |

Tabla 1.3.2 Detecciones

| Muestra: | Norte del Banco Z260 | Barreros EP | Barrero E-6 100.70-100.95 | Barrero N-10 199.35-199.40327.57-327.64 | Barrero N-5 428.62-428.78 | | | |
|---|--|--|---|--|--|---|--|------|
| P O L I M O R F O M E R E C U L P E R A D O S | Esperas de helechos | Polypodiaceae Cissampelos Pilea sp Commersonia porites sp Foveolites Miconia Pilea Pilea Pilea | Samolaceae sp | | | | | |
| | Polen | Pinappellon les labiales Brassicaceae dites sp | Quercites saxum Sapropitites oleosifaris | Pinappellon les oleosif tus Estratiporo peltoides sp Protosoidites sp Tenerian sp | | | | |
| | Bivalvostes | Paroedinia o prooelandica Terna grana lata Mussocera topsis sp | Bromea - 2 Elipsoidi - nup of rugulosem Larania trispicpa Canoinia minor 2 especies no identificadas | Gomphosigeta tenuicostis | Canoinia minor Chyrotes pharidica sp CF Odochitina costata | Canoinia minor Gardolipum oleosatum Bromea joanari sp CF Paroedinia sp CF Fusiforma spata | Canoinia colliveri Gardolipum oleosatum Pseudocera - luna asymmetrica | |
| Q U E R O S E N O | Alginita | 5 x | 5 x | 45 x | 5 x | 5 x | 2 x | 5 x |
| | Vitrinita | 40 x | 80 x | 5 x | 40 x | 55 x | 10 x | 50 x |
| | Exinita | 30 x | 10 x | 45 x | 25 x | 15 x | 8 x | 15 x |
| | Isortinita | 25 x | 5 x | 5 x | 30 x | 25 x | 80 x | 30 x |
| Ambiente de deposito | Marino, probablemente del tipo anterior, a juzgar por las numerosas fragmentos de polvos y diatomeas y las pocas esperas | La abundante presencia de diatomeas de mayor dimensio- nes, marica un ambiente marino prumi- no a lo local, probablemente del tipo | Los otros x de diatomeas y vitritas, en las que se observan algunas combinaciones de algas y otros planctos, combinaciones con la incorporación de pocas piezas de madera, en un ambiente marino prumi- no a lo local | Marino distante de las costas | | | | |
| Edad | Juramico | Cierre del Cretacico Medio (Senoniano) probablemente 85-90 m. de a. | Cierre del Terciario inferior del Comaniano | Albiano medio (inicio del Comaniano) | Albiano Comaniano | Albiano medio Comaniano | | |

CAPITULO 2
METODO DE TRABAJO

En cada tajo que arranca, se está explotando por primera vez, un material del que quizás -con algo de suerte- se tenga idea de su comportamiento al minado en pruebas piloto, o tal vez, referencias de operaciones similares efectuadas en una mina cercana o al otro lado del mundo.

2.1 Cartografía y Levantamientos

La cartografía geológica a detalle del yacimiento de "Real de Angeles", inicia en 1981 con la preparación del tajo, ya que los pocos afloramientos, y el caprichoso e inaccesible laberinto de la mayor parte de sus obras antiguas, impedían observar el comportamiento estructural del depósito; evidencia de esta dificultad original en la interpretación estructural del cuerpo, son las trincheras construidas durante su exploración hacia el sur-suroeste del área para definir el contacto de la roca mineralizada con la secuencia calcárea de la sierra los Angeles.

Basicamente la cartografía de los primeros bancos de operación se orientó a:

1°.- El levantamiento, de rasgos estructurales de primer y segundo orden importantes para el control del minado, a escala 1:500 en el campo y 1:2,000 en cartas y secciones con la geología integrada a la barrenación y avance de los bancos de operación.

2°.- El levantamiento geotécnico, en líneas de sección de 50 metros, escala 1:500 y 1:1,000, empleando estereogramas y archivo fotográfico de los avances (paredes estructurales), y

3º.- Levantamientos de apoyo a voladuras con una alta densidad de información estructural (2 datos por metro) vaciada a estereogramas mostrando los polos de los principales sistemas de discontinuidades, proyección de la pata y cresta del corte de la cara libre, amarres y dirección de la salida estructuralmente más recomendable para cada disparo; así como una calificación de resultados (fragmentación, distribución de bloques en la rezaga, pisos y rompimiento por atrás de la última línea de barrenos - " pateo " -) en planos base escala 1:500

Acerca de este último punto, es conveniente decir que durante la preparación del tajo Real de Angeles, los resultados en voladuras se caracterizaron por una inadecuada fragmentación de la roca, presencia de " patas" en los pisos de los bancos y un excesivo " pateo "; problemas, que el minero - en ciertos momentos y bajo ciertas circunstancias - achacó como características de la mena: - "mala" roca, con estructura "desfavorable" para el disparo -; problemas que inciden en la operación, ya que:

a) la fluidez, en el ciclo de alimentación de carga a quebradora y su paso al molino, depende fundamentalmente de la óptima fragmentación alcanzada en voladuras,

b) los pisos de un tajo son la vida del equipo de cargado y acarreo; y

c) un "pateo" excesivo provoca inestabilidad en los cortes de los bancos, deslizamientos menores en paredes provisionales, y derrumbes potenciales mayores - con pérdidas de bermas y caminos - en paredes finales: sombra siempre latente durante la vida de la mina.

Al abrir el tajo, se observó que la deficiente sub-barrenación de los bancos superiores, dejaba al disparar enormes lozas de roca en la parte superior de la rezaga con las cañas intactas de los barrenos. Así, en 1986, y con el fin de optimizar los resultados de voladuras, se empezó a disparar con rezaga al frente, en plantillas rigurosamente planeadas y verificadas en el campo, dejando como bordo parte de la roca fragmentada de la voladura anterior; lo cual mejoró notablemente los resultados de fragmentación y pisos, aunque nunca se controló totalmente el excesivo rompimiento por atrás de la última línea de barrenos. Este sistema de rezagado, dió fin al levantamiento sistemático de los avances, al restringir - tanto en número como en distribución - la toma de datos estructurales a zonas con caminos y paredes de etapas intermedias en el plan de minado.

2. 2 Información geotécnica

Las características geotécnicas más importantes de un afloramiento son:

1.- Tipo de discontinuidad:

- 1.1.- Estratificación (E),
- 1.2.- Contactos (Ct),
- 1.3.- Fallas (F),
- 1.4.- Clivaje (C),
- 1.5.- Juntas (J),
- 1.6.- Esquistosidad (E),
- 1.7.- Cizalla (Cz),
- 1.8.- Discordancias (D),
- 1.9.- Vetas (V)

2.- Magnitud de la discontinuidad. De acuerdo a su extensión, profundidad, y distribución en el área de trabajo, las discontinuidades pueden clasificarse estructuralmente, como:

- 2.1. De primer orden, cuando al correlacionarlas corresponden a un li_ neamiento estructural mayor que afeg_ ta, tanto longitudinalmente como a profundidad, gran parte de la obra. (figura 2.2.1)

2.2. De segundo orden, cuando la presencia de la discontinuidad se restringe a sólo ciertos sectores del tajo.

2.3. Discontinuidades secundarias, estas, tanto a rumbo como a profundidad, son poco persistentes y se relacionan con cualquiera de los 2 tipos anteriores.

3.- Espaciamiento. Es la distancia perpendicular entre discontinuidades de un mismo sistema. Es práctica común - independientemente de la escala del levantamiento -, ignorar discontinuidades imperersistentes; normalmente, aquellas discontinuidades de un mismo sistema espaciadas más de 2 metros, se cartografían por separado; a continuación se presenta el código utilizado para describir éste parámetro:

| | | | | | |
|----|---------------------|-------|---------|---|---------|
| A: | para espaciamientos | < | 0.06mm | | |
| B: | " | entre | 0.06mm | y | 0.20mm |
| C: | " | " | 0.20mm | y | 2.00mm |
| D: | " | " | 2.00mm | y | 20.00mm |
| E: | " | " | 20.00mm | y | 60.00mm |
| F: | " | " | 60.00mm | y | 0.02m |
| G: | " | " | 0.20m | y | 0.06m |
| H: | " | " | 0.60m | y | 2.00m |

- 4.- Posición de la discontinuidad. Normalmente, ésta se refiere en función de su distancia a una sección de levantamiento.
- 5.- Orientación de la discontinuidad. Toda discontinuidad se orienta en el campo midiendo el ángulo de la dirección e intensidad de su buzamiento. En el presente trabajo, se utilizan sistemáticamente medidas acutales.
- 6.- Características de los planos. Básicamente el plano de una discontinuidad puede presentar:
 - 6.1.- Ondulaciones,
 - 6.2.- Relleno, y
 - 6.3.- Agua

2.3 Hidrología

Desde su exploración, se ha especulado en una total carencia de agua subterránea en la zona del yacimiento de Real de Angeles; así, la planta de beneficio se abastece por el bombeo de pozos perforados en la cuenca de Maravillas, distante más de 15 kilómetros y con un desnivel aproximado de 60 metros.

En general, se piensa, que el Única agua subterránea en el área del tajo es la infiltrada por lluvia en los tiros y bocaminas de las obras antiguas - la alta calidad de la roca

fresca en los núcleos perforados y su porcentaje de recuperación avalan el pronóstico -, y que una vez bombeada, disminuirá el degaste prematuro de llantas por cortadura y el consumo de explosivos de alta densidad en voladuras, y se estabilizarán algunos cortes, ya que el valor del factor de seguridad siempre disminuye en condiciones saturadas.

Sin embargo, en las zonas con fallamiento de gran salto -más de 250 metros- la roca es una excelente transmisora de agua al subsuelo, y al menos en un barreno profundo (> de 230 m) la presión del agua levantó la tubería de perforación; por otra parte, en el material de los terreros antiguos -excavado hace más de 25 años -, era muy raro encontrar limolitas densas, más bien parecía que la roca predominante fuera una lutita "hinchada", a la que era común ver "lagrimear" en los labrados subterráneos; observación que se reafirma, con los "manchones" de humedad que aparecen en las paredes del tajo después de llover.

En la zona, la precipitación es de tipo torrencial así, el volumen de escurrimientos, más la gran área del tajo - casi 400 mil m² -, y la degradación con el tiempo de la roca, constituyen, a largo plazo, factores de riesgo en la estabilidad del tajo final.

2.4 Captura y despliegue de información

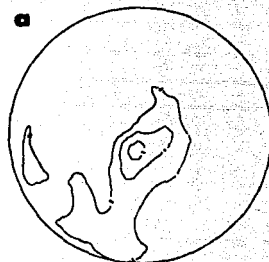
El presente estudio maneja un total de 4873 discontinuidades (1184 datos de estratificación, 3238 datos de fracturas y 451 datos de fallas), almacenados en un programa llamado "ESES", diseñado para capturar información estructural por tipo de discontinuidad (falla fractura y estrato), por banco (2308, 2296, 2284, ... 1972) y, por sector (001, 002, 003,... 100).

Una vez alimentados los datos al archivo, la información se procesaba anualmente en el Departamento de Cómputo de Placer Development Ltd en Vancouver, o bien a través de una terminal en las unidades mineras de Endako o Gibraltar localizadas en Columbia Británica; y sus estereogramas, eran enviados inmediatamente a la unidad Real de Angeles, para su interpretación. Los estereogramas podían ser de:

- Todos los datos contenidos en el archivo (fig. 2.4.1 a)
- todos los datos contenidos por banco,
- todos los datos contenidos por sector,
- de las fracturas (fig. 2.4.1 b)
- de la estratificación (fig 2.4.1 c)
- de las fallas (fig. 2.4.1 d)
- de las fallas en cualquier banco (fig 2.4.1 k,l y m),
- de las fallas en un sector de cualquier banco, etc.

Figura 2.4.1 Despliegue de informacion estructural mediante estereogramas de:

- a) Todas las discontinuidades (2919 datos con un peso total de 7659.5),
- b) Fracturas (1421 datos con un peso total de 4543.8)
- c) Estratificacion (478 datos con un peso total de 2578.6)
- d) Fallas (114 datos con un peso total de 425.3)
- e) Fracturas banco 2272 (539 datos con un peso total de 1739.8)
- f) Fracturas banco 2284 (489 datos con un peso total de 1575.8)
- g) Fracturas banco 2296 (393 datos con un peso total de 1229.8)
- h) Estratificacion banco 2272 (288 datos con un peso de 1187.9)
- i) Estratificacion banco 2284 (171 datos con un peso de 983.7)
- j) Estratificacion banco 2296 (187 datos con un peso de 479.8)
- k) Fallas banco 2296 (33 datos con un peso total de 194.8)
- l) Fallas banco 2296 (48 datos con un peso total de 133.5)
- m) Fallas banco 2296 (41 datos con un peso total de 137.8)



En todos los estereogramas, el circulo de contacto es del IX de area total

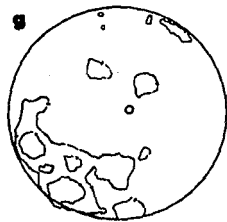
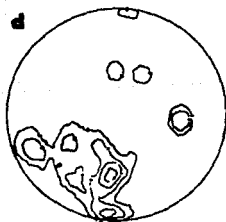
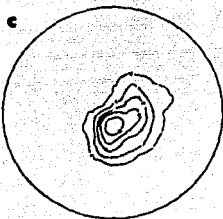
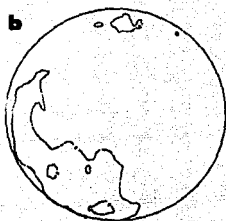


Figure 2.4.1 (continuation)

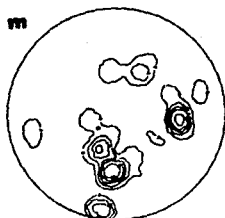
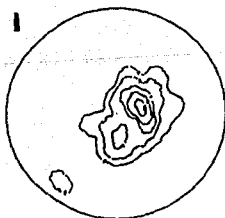
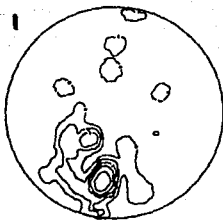
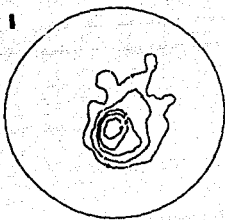
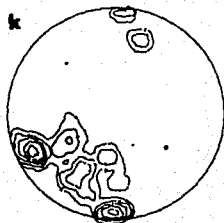
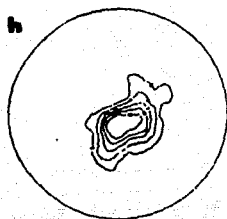


Figure 2.4.1 (continuation)

CAPITULO 3
DEFINICION DEL SISTEMA
DE DISCONTINUIDADES

Por siglos, mineros e ingenieros de minas, han aplicado esfuerzos tanto a rocas como suelos, y aprendido algo en sus obras acerca del comportamiento de estos materiales; en el presente trabajo, se considerará como " discontinuidad ", todo aquel rasgo penetrativo y planar, que rompe la homogeneidad teórica de un macizo rocoso. Y decimos teórica, porque hasta la roca más perfecta (esto es, aquella que no presenta defectos estructurales, o superficies de ruptura causadas por rasgos planares penetrativos mayores), puede tener cambios en su densidad, debidos a diferencias en el empaque de sus minerales, o sutiles variaciones en composición o concentración de elementos químicos, que rompen su isotropía.

3.1 Clasificación de derrumbes

Cuando ocurre un derrumbe en el relieve, este se debe a un "desequilibrio" - natural o inducido - en la relación de la componente entre las fuerzas que tienden a mantener el material " in situ " (peso, cohesión y ángulo de fricción) y las fuerzas que tienden a deslizarlo (saturación de agua, ángulo de corte, ondas sísmicas, etc); por lo normal, en materiales cohesivos, los grandes derrumbes involucran bloques que deslizan sobre superficies de ruptura planar o tipo cuña; mientras que, los materiales no cohesivos fallan "circularmente" ³; el presente estudio comprende posibles derrumbes tipo cuña, formados por la intersección de dos discontinuidades estructurales⁴ en materiales cohesivos (figura 3. 1. 1)

- 3 El desdoblamiento (*scissure*) y pandeo de algunas capas de roca se consideran derrumbes "menores".
- 4 En algunos derrumbes se ha reportado la presencia de cuñas triples.

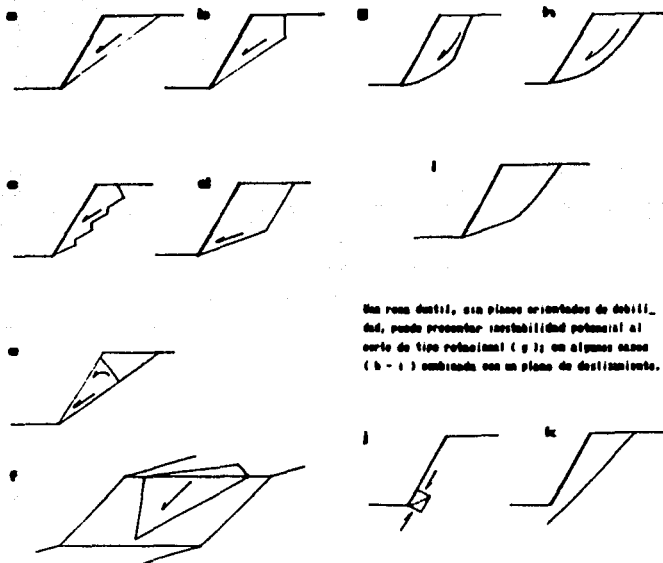
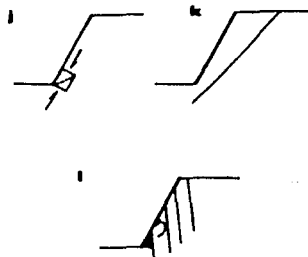


Figura 3.1.1 Tipos de deslizamiento en bloques:

- a) Plano de deslizamiento y bloque simple
- b) Plano de deslizamiento con grieta de tensión
- c) Serie de pequeños planos de deslizamiento conectados por fracturas
- d) Doble plano de deslizamiento
- e) Plano simple de deslizamiento con bloque del derrame soportado
- f) Deslizamiento en curva

En rocas dúctiles, sin planos orientados de debilidad, puede presentarse inestabilidad por tensión al serlo de tipo rotacional (g) en algunos casos (h-i) combinada con un plano de deslizamiento.



En rocas quebradizas - sin planos orientados de debilidad - la inestabilidad comienza al deformarse o quebrarse el talud del talud (j), por la influencia de un plano de esfuerzos cortante (k) o como un deslizamiento del talud.

3. 2 Principales parámetros mecánicos de un derrumbe

Al analizar la estabilidad de un talud, frecuentemente surge una pregunta: ¿ qué tan alta y vertical puede que dar la pared de un corte o una excavación ?. Físicamente, para solucionar esta interrogante se tienen dos grandes opciones.

Una: aceptar que el macizo rocoso se comporta como un medio elástico continuo. Aquí, es oportuno recordar que " ... las condiciones naturales pueden imposibilitar la toma completa de información que requiere un método analítico para predecir el comportamiento de un material en una excavación. Bajo esta situación, si se requiere su cálculo, éste necesariamente se basará en suposiciones que pueden tener muy poco de común con la realidad; así, tal evaluación - mas que beneficiar - perjudica al encargado del diseño, ya que distrae su atención hacia importantes e inevitables lagunas en su conocimiento " (Terzaghi, 1962).

Dos: durante años, Muller y sus colegas europeos, han enfatizado el hecho de que un macizo rocoso no es un medio continuo, y que su comportamiento está determinado por discontinuidades, principalmente fallas, fracturas y planos de estratificación.

Para los fines del presente estudio - analizar la viabilidad de diseño del tajo " Real de Angeles " en condiciones secas bajo probables derrumbes tipo cuña - la segunda opción brinda la oportunidad de un análisis rápido y confiable.

Mecanicamente, un derrumbe tipo cuña, en roca sólida y bajo condiciones secas, ocurre cuando la componente de las fuerzas que tienden a deslizar el bloque es mayor o igual a la componente de las fuerzas que lo sostienen en su sitio; siendo el ángulo de fricción (θ) y la cohesión (c) los principales parámetros físicos del deslizamiento (figura 3.2.1 y tabla 3.1).

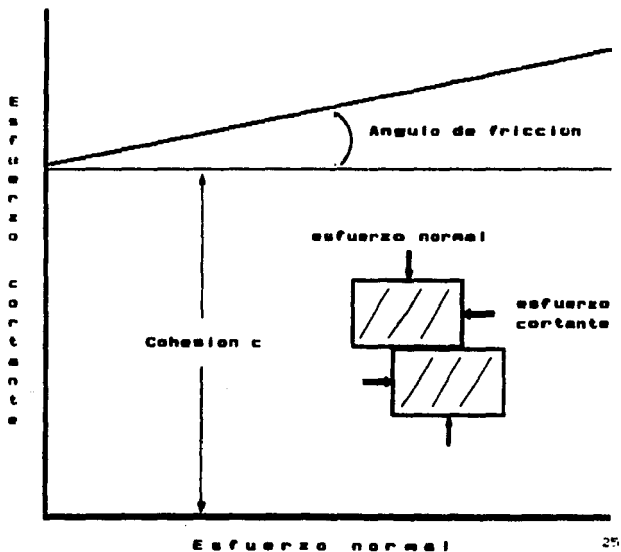


Figura 3.2.1

Tabla 3.1 Propiedades mecánicas de las rocas

| | M a t e r i a l | Densidad kg/m ³ | ángulo de fricción | Cohesión kg/m ² |
|--------------------------------------|--|-------------------------------|-----------------------|-------------------------------|
| C o h e s i v o | Granito | 2614 | 30 a 30° | |
| | Cuarcita | 2614 | 30 a 45° | |
| | Arenisca | 1950 | 30 a 45° | |
| | Caliza | 3169 | 30 a 30° | |
| | Porfido | 2300 | 30 a 40° | |
| | Lutita | 2400 | 27 a 45° | |
| | Creta | 1750 | 30 a 40° | |
| | Nacizo rocoso " dura " (porfirico, granito, etc) | | | 9800-30000 |
| | Nacizo de areniscas o calizas | | | 4900-14500 |
| | Nacizo de lutitas o rocas " suaves " | | | 2400- 9800 |
| A i t e r a d a | Granito | 1600-2000 | | |
| | Basalto | 1750-2240 | | |
| | Arenisca y caliza | 1200-1920 | | |
| | Lutita | 1000-1200 | | |
| | Creta | 1500-2000 | | |
| | | Deslizamiento | | 35 a 45° |

Acerca de estos valores teóricos de la cohesión y el ángulo de fricción, hay que aclarar que:

Geologicamente, una discontinuidad, es un elemento que puede cartografiarse tridimensionalmente, agruparse en familias o grupos de estructuras con un comportamiento estructural similar, e incluso llegar a predecirse en ciertas áreas; sin embargo, son muy difíciles de muestrear para analizar su comportamiento mecánico en laboratorio. Considerérese, que casi todos los yacimientos, muestran un contraste geológico - sutil o muy marcado - entre los bloques del bajo y el alto que limitan al cuerpo; así, al muestrear contactos ¿ será factible preservar las características naturales de cohesión ?. Consideraciones similares pueden aplicarse a la representatividad del comportamiento mecánico de muestras de núcleos de roca, y hacerse extensivas a todo el macizo rocoso donde se excava una obra.

3.3 Sistema General de discontinuidades del tajo "Real de Angeles"

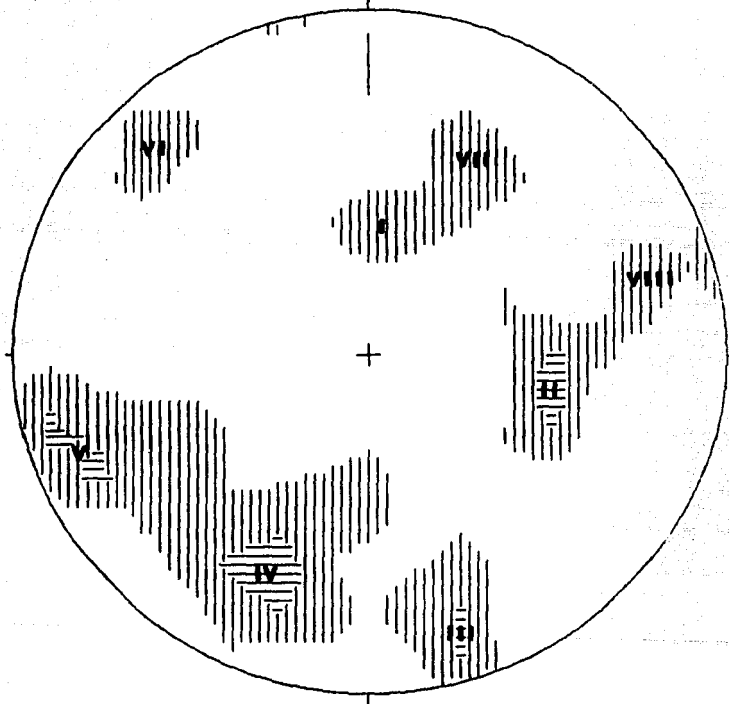
Cuando se acepta que un macizo rocoso no es geologicamente un medio continuo, y que su comportamiento mecánico se ve influenciado por las discontinuidades que presenta; la definición del tipo, orden y sistema de discontinuidades, representa un objetivo fundamental a resolver antes de plantear un análisis de estabilidad más elaborado.

Para el presente estudio se definieron 12 sistemas de discontinuidades principales gracias a la captura, procesamiento e interpretación de información estructural; sus características son las siguientes:

| DISCONTINUIDAD | E C H A D O (dirección - intensidad) | |
|----------------|---|-----|
| I | 183° | 30° |
| II | 280° | 43° |
| III | 343° | 75° |
| IV | 24° | 60° |
| V | 70° | 75° |
| VI | 134° | 74° |
| VII | 206° | 53° |
| VIII | 254° | 70° |
| A | 306° | 31° |
| B | 25° | 20° |
| C | 352° | 20° |
| D | 285° | 35° |

Siendo A, B, C y D rasgos planares de la estratificación en los bancos superiores.

Figura 3.3.1 Sistema General de Discontinuidades
North



LEGEND (for first 9 intervals)

| | |
|----------|----------|
| □ 1- 3 | ▣ 16- 18 |
| ▤ 4- 6 | ▥ 19- 21 |
| ▦ 7- 9 | ▧ 22- 24 |
| ▨ 10- 12 | ▩ 25- 27 |
| ▪ 13- 15 | |

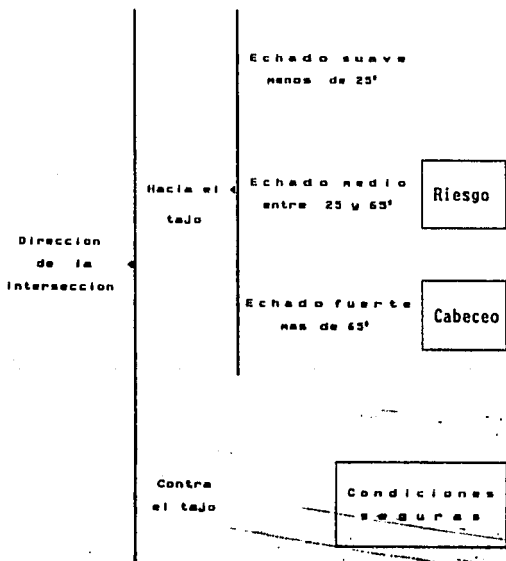
173 Points

Contour Method: Schmidt (1925)
Counting Area: 0.010
Contour Interval: 3% Points per 1% Area
Maximum Contours: 6

NOTE: Contour Patterns Repeat Every 9 Intervals

3.4 Intersección de estructuras

Geoméricamente, una cuña estructural la definen 2 planos de discontinuidad que se intersectan en una línea con dirección e intensidad de inclinación determinadas, dependiendo de la orientación y el echado de esta línea de intersección con respecto a un corte, se pueden presentar los siguientes casos:



Así:

Es imposible que deslice una cuña o rasgo planar que buce hacia fuera del tajo,

Las estructuras muy tendidas ($< 25^\circ$) que buzan hacia la excavación, poseen bastante fuerza de fricción para oponer al deslizamiento, por tanto son estables, y

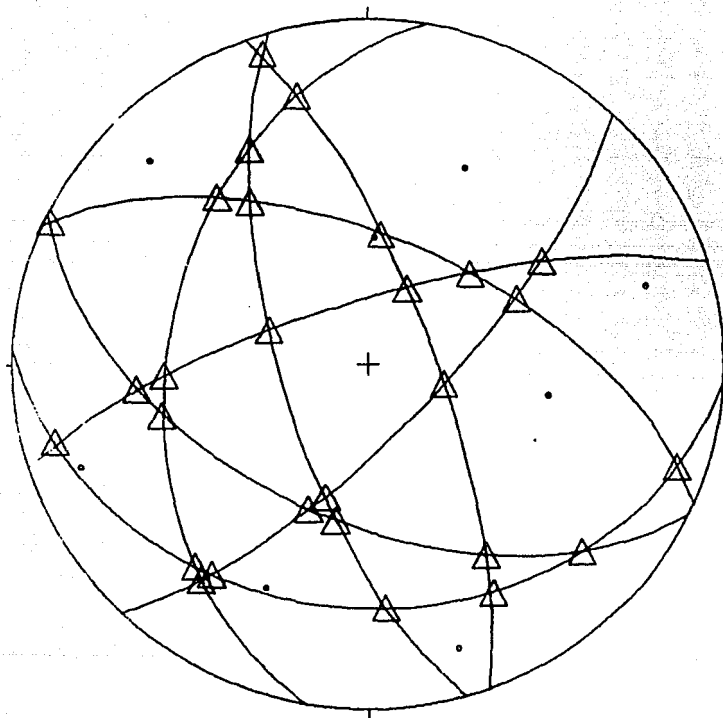
Por último, estructuras muy verticales ($> 65^\circ$), no aflorarán en la excavación, y sus derrumbes se reducen a desgajamientos de poca dimensión.

En virtud de que todas las intersecciones entre la estratificación y los primeros 8 sistemas de discontinuidades, forman cuñas altamente estables, con intensidad del echado de la línea de intersección menor de 25° , se decidió eliminarlas y trabajar sólo con aquellas que pudieran representar situaciones de riesgo durante el minado; consideración, que redujo el cálculo de 66 a sólo 28 posibles cuñas estructurales, que ocurren en el área del tajo "Real de Angeles". Las características y distribución de estas cuñas se muestran en la tabla 3.2 y en la figura 3.2.1.

Tabla 3.2 Principales cuñas estructurales

| CUÑA | Echado de la cuña | |
|------|-------------------|------------|
| | dirección | intensidad |
| 1-2 | 220 | 25 |
| 1-3 | 256 | 10 |
| 1-4 | 109 | 9 |
| 1-5 | 152 | 26 |
| 1-6 | 216 | 26 |
| 1-7 | 132 | 20 |
| 1-8 | 176 | 30 |
| 2-3 | 267 | 42 |
| 2-4 | 319 | 36 |
| 2-5 | 346 | 21 |
| 2-6 | 217 | 23 |
| 2-7 | 256 | 40 |
| 2-8 | 332 | 30 |
| 3-4 | 48 | 58 |
| 3-5 | 27 | 70 |
| 3-6 | 59 | 42 |
| 3-7 | 264 | 35 |
| 3-8 | 290 | 66 |
| 4-5 | 6 | 59 |
| 4-6 | 66 | 52 |
| 4-7 | 295 | 2 |
| 4-8 | 325 | 42 |
| 5-6 | 105 | 72 |
| 5-7 | 149 | 36 |
| 5-8 | 342 | 6 |
| 6-7 | 202 | 53 |
| 6-8 | 198 | 57 |
| 7-8 | 192 | 52 |

Figura 3.4.1 Cuñas Estructurales
North



EQUAL AREA PROJECTION

Sistema General de Discontinuidades
Intersecciones

PLUT by Barton Software

Symbol

8 Points O
28 Points Δ
36 Points Total

CAPITULO 4
CALCULO DEL FACTOR
DE SEGURIDAD

ESTA TESIS NO DEBE
SALIR DE LA BIBLIOTECA

En algunos tajos, han ocurrido grandes deslizamientos de masas - cubiertas de suelos o de rocas alteradas saturadas de agua - y bloques - cuñas y relices estructurales en roca sólida -, en los que la intensidad y espaciamiento de las fracturas, la geometría del bloque, la presencia de agua, y sobre todo, la cohesión y el ángulo de fricción entre el plano del bloque que desliza y el reliz del bloque firme, determinan los principales parámetros de inestabilidad.

4.1 F ó r m u l a

En el presente estudio, el valor del factor de seguridad, se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$F = \frac{c_A A_A + c_B A_B + (qW + rV + sT - U_A) \tan \theta_A + (xW + yV + zT - U_B) \tan \theta_B}{n_{HV} W + n_{VS} V + n_{TS} T}$$

donde:

c_A = valor de la cohesión para el plano A.

c_B = valor de la cohesión para el plano B.

A_A = área del plano A.

A_B = área del plano B.

$q * W$ = componente vertical del peso para el plano A.

$x * W$ = componente vertical del peso para el plano B.

$r * V$ = componente de la fuerza del agua contenida en la grieta de tensión para el plano A.

$y * V$ = componente de la fuerza del agua contenida en la grieta de tensión para el plano B.

$s * T$ = componente de la fuerza de un tensor para el plano A.

$z * T$ = componente de la fuerza de un tensor para el plano B.

U_A = fuerza de levantamiento para el plano A.

U_B = fuerza de levantamiento para el plano B.

θ_A = ángulo de fricción del plano A.

θ_B = ángulo de fricción del plano B.

$m_{\sigma} * W$ = componente de las fuerzas de inestabilidad del peso del bloque por abajo de la línea de intersección de la cuña.

$m_{\sigma} * V$ = tensor.

y $m_{\sigma} * T$ = agua confinada en la grieta de tensión.

Para fines del presente estudio, un corte se considera estable, si posee un factor de seguridad con un valor mínimo de 1.3 a 1.5.

4. 2 Factibilidad: primera aproximación

Como ya se mencionó anteriormente, en cada tajo que arranca se está excavando por primera vez en un nuevo material, del que quizás se tenga alguna prueba acerca de su comportamiento mecánico (en un corte del camino, en una obra subterránea, etc.), ciertas referencias generales acerca de las propiedades de los materiales en los que se excava (tabla 3.1), o bien cierta experiencia en operaciones mineras similares; lo cual constituye una magnífica primera aproximación al diseño de un talud final vertical y estable.

Sin embargo, una obra minera, no se excava en espe-
 címenes de prueba, y los resultados de laboratorio - ruptura por
 sobre-esfuerzos condicionada por la homogeneidad y empaque minera-
 lógico. - útiles para explicar los mecanismos generales de la de-
 formación, no bastan por sí solos, para garantizar la estabilidad
 y seguridad de un trabajo; por otra parte, un corte en un camino
 no alcanza las dimensiones y profundidad de un tajo. De aquí, la
 necesidad de emprender un estudio cada vez más profundo y un moni-
 toreo permanente de los parámetros que afectan la estabilidad de
 los diferentes taludes en la operación.

En un primer estudio de viabilidad para diseñar
 las paredes finales de un tajo, la fórmula general para calcular
 el valor del factor de seguridad de una cuña estructural, puede
 simplificarse notablemente, aprovechando el conocimiento general
 de las condiciones geotécnicas del macizo rocoso; por ejemplo,
 las condiciones hidrológicas de la zona, implican que:

$$V = U_a = U_b = 0$$

Asimismo, al prevenir posibles deslizamientos se
 ignora si éstos presentarán grieta de tensión; así

$$r * V = m_a + \sigma * T = 0$$

De igual manera, en una primera aproximación no es necesario calcular anclajes, por tanto:

$$z * T = m_{\alpha} * V = 0$$

reduciéndose la fórmula general a:

$$F = \frac{C_{\alpha A} + C_{\alpha B} + qW \tan \theta_A + xW \tan \theta_B}{m_{\alpha} W}$$

Asimismo, en un análisis preliminar, el valor real de la cohesión de la roca que forma los planos de la cuña también se desconoce; y al despreciarlo ($C_{\alpha A} = C_{\alpha B} = 0$), el valor del factor de seguridad calculado disminuye, sensibilizando resulta dos al efectuar el cálculo bajo las condiciones más adversas.

Considerando lo anterior, la fórmula se reduce a:

$$F = \frac{q \tan \theta_A + x \tan \theta_B}{m_{\alpha}}$$

en donde, se observa que la inestabilidad de una cuña es independiente de su dimensión, al cancelarse el peso W en la relación.

4.3 Procedimiento de cálculo

En ingeniería infinidad de problemas se atacan gráficamente y tabulando resultados; así, para una primera aproximación al análisis de un posible deslizamiento, aprovecharemos las "cartas de estabilidad" que Hoek y Bray presentan para el cálculo exclusivo del factor de seguridad, en condiciones secas, con fricción variable, en el que:

$$A = q / m_{wb} \quad \text{y} \quad B = x / m_{wb}$$

y el factor de seguridad se expresa como:

$$F = A \tan \theta_a + B \tan \theta_b$$

siendo A y B valores que se obtienen intersectando la curva del valor de su buzamiento, en cartas con la diferencia en intensidad y dirección del echado para ambos planos; para fines de cálculo, el plano "A" será siempre el más tendido de la curva (tabla 4.1)

En la tabla 3.1, el valor teórico del ángulo de fricción para una arenisca varía de 30 a 50°, valor similar al de un material cohesivo alterado y deleznable. Con objeto de sensibilizar, en el presente estudio, los resultados del cálculo del factor de seguridad (tabla 4.2), éste se hará considerando 16 arreglos donde:

θ_a y θ_b varían de 5 en 5 grados: desde 25° hasta 40°

TABLA 4.1 Cálculo del F de S

| C U & A | D dir | A int | T dir | O int | DIFERENCIAS | | Valor en cartas | |
|---------|----------|----------|----------|----------|-------------|-----|-----------------|------|
| | | | | | dir | int | A | B |
| 1-2 | 183 | 30 | 280 | 43 | 97 | 13 | 1.60 | 0.90 |
| 1-3 | 183 | 30 | 343 | 75 | 160 | 45 | 5.00 | 2.90 |
| 1-4 | 183 | 30 | 24 | 60 | 159 | 30 | 5.00 | 3.50 |
| 1-5 | 183 | 30 | 70 | 75 | 113 | 45 | 2.00 | 0.55 |
| 1-6 | 183 | 30 | 134 | 74 | 49 | 44 | 2.25 | 0.57 |
| 1-7 | 183 | 30 | 206 | 53 | 23 | 23 | 4.00 | 1.80 |
| 1-8 | 183 | 30 | 254 | 70 | 71 | 40 | 1.80 | 0.15 |
| 2-3 | 280 | 43 | 343 | 75 | 63 | 32 | 1.20 | 0.20 |
| 2-4 | 280 | 43 | 24 | 60 | 256 | 17 | 1.10 | 0.60 |
| 2-5 | 280 | 43 | 70 | 75 | 210 | 32 | 2.80 | 1.80 |
| 2-6 | 280 | 43 | 134 | 74 | 146 | 31 | 2.30 | 1.59 |
| 2-7 | 280 | 43 | 206 | 53 | 74 | 10 | 0.85 | 0.40 |
| 2-8 | 280 | 43 | 254 | 70 | 26 | 27 | 2.30 | 1.30 |
| 3-4 | 24 | 60 | 343 | 75 | 319 | 15 | 0.85 | 0.30 |
| 3-5 | 343 | 75 | 70 | 75 | 273 | 0 | 0.35 | 0.35 |
| 3-6 | 134 | 74 | 343 | 75 | 209 | 1 | 1.30 | 1.30 |
| 3-7 | 206 | 53 | 343 | 75 | 137 | 22 | 1.40 | 1.00 |
| 3-8 | 254 | 70 | 343 | 75 | 89 | 5 | 0.34 | 0.25 |
| 4-5 | 24 | 60 | 70 | 75 | 46 | 15 | 0.72 | 0.25 |
| 4-6 | 24 | 60 | 134 | 74 | 110 | 14 | 0.70 | 0.45 |
| 4-7 | 206 | 53 | 24 | 60 | 182 | 7 | 5.00 | 5.00 |
| 4-8 | 24 | 60 | 254 | 70 | 230 | 10 | 1.10 | 0.90 |
| 5-6 | 134 | 74 | 70 | 75 | 64 | 1 | 0.20 | 0.20 |
| 5-7 | 206 | 53 | 70 | 75 | 136 | 22 | 1.40 | 1.00 |
| 5-8 | 254 | 70 | 70 | 75 | 184 | 5 | 5.00 | 5.00 |
| 6-7 | 206 | 53 | 134 | 74 | 72 | 21 | 0.70 | 0.10 |
| 6-8 | 254 | 70 | 134 | 74 | 120 | 4 | 0.60 | 0.45 |
| 7-8 | 206 | 53 | 254 | 70 | 48 | 17 | 0.90 | 0.30 |

TABLA 4.2 Variación del F de Si primera aproximación

| CURSA | Valor del Factor de Seguridad | | | | | | | | | | | | | | | |
|-------|-------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | 25/25 | 25/30 | 25/35 | 25/40 | 30/25 | 30/30 | 30/35 | 30/40 | 35/25 | 35/30 | 35/35 | 35/40 | 40/25 | 40/30 | 40/35 | 40/40 |
| 1-2 | 1.10 | 1.27 | 1.30 | 1.51 | 1.35 | 1.45 | 1.56 | 1.68 | 1.54 | 1.54 | 1.75 | 1.80 | 1.77 | 1.87 | 1.97 | 2.10 |
| 1-3 | 3.71 | 4.83 | 4.30 | 4.79 | 4.26 | 4.50 | 4.93 | 5.34 | 4.86 | 5.10 | 5.53 | 5.34 | 5.56 | 5.85 | 6.23 | 6.64 |
| 1-4 | 4.40 | 4.30 | 4.00 | 5.29 | 4.95 | 4.93 | 5.35 | 5.84 | 5.15 | 5.53 | 5.95 | 6.44 | 5.95 | 6.29 | 6.55 | 7.14 |
| 1-5 | 1.20 | 1.26 | 1.33 | 1.40 | 1.42 | 1.40 | 1.55 | 1.62 | 1.66 | 1.72 | 1.79 | 1.66 | 1.54 | 2.02 | 2.17 | 2.11 |
| 1-6 | 1.33 | 1.39 | 1.46 | 1.54 | 1.57 | 1.64 | 1.70 | 1.78 | 1.84 | 1.91 | 1.97 | 2.05 | 2.16 | 2.22 | 2.25 | 2.37 |
| 1-7 | 2.73 | 2.92 | 3.14 | 3.39 | 3.17 | 3.36 | 3.58 | 3.83 | 3.65 | 3.84 | 4.06 | 4.31 | 4.21 | 4.40 | 4.62 | 4.87 |
| 1-8 | 0.92 | 0.93 | 0.95 | 0.97 | 1.11 | 1.13 | 1.15 | 1.17 | 1.33 | 1.35 | 1.37 | 1.39 | 1.50 | 1.60 | 1.62 | 1.64 |
| 2-3 | 0.66 | 0.68 | 0.70 | 0.73 | 0.79 | 0.81 | 0.84 | 0.86 | 0.93 | 0.96 | 0.98 | 1.01 | 1.10 | 1.12 | 1.15 | 1.18 |
| 2-4 | 0.80 | 0.87 | 0.94 | 1.02 | 0.92 | 0.99 | 1.06 | 1.14 | 1.05 | 1.12 | 1.19 | 1.27 | 1.21 | 1.27 | 1.34 | 1.43 |
| 2-5 | 2.16 | 2.36 | 2.50 | 2.83 | 2.47 | 2.67 | 2.88 | 3.14 | 2.81 | 3.06 | 3.27 | 3.47 | 3.29 | 3.4 | 3.41 | 3.66 |
| 2-6 | 1.79 | 1.95 | 2.13 | 2.34 | 2.84 | 2.29 | 2.38 | 2.59 | 2.32 | 2.48 | 2.66 | 2.87 | 2.64 | 2.83 | 2.79 | 3.17 |
| 2-7 | 0.59 | 0.63 | 0.68 | 0.74 | 0.68 | 0.73 | 0.77 | 0.83 | 0.78 | 0.83 | 0.88 | 0.93 | 0.90 | 0.95 | 0.99 | 1.05 |
| 2-8 | 1.69 | 1.84 | 1.99 | 2.17 | 1.95 | 2.09 | 2.24 | 2.43 | 2.22 | 2.36 | 2.52 | 2.70 | 2.54 | 2.69 | 2.74 | 3.02 |
| 3-4 | 0.54 | 0.57 | 0.61 | 0.65 | 0.63 | 0.67 | 0.70 | 0.75 | 0.74 | 0.77 | 0.81 | 0.85 | 0.86 | 0.89 | 0.91 | 0.97 |
| 3-5 | 0.33 | 0.37 | 0.41 | 0.46 | 0.37 | 0.43 | 0.45 | 0.50 | 0.41 | 0.45 | 0.49 | 0.54 | 0.46 | 0.50 | 0.54 | 0.59 |
| 3-6 | 1.22 | 1.37 | 1.52 | 1.70 | 1.37 | 1.51 | 1.66 | 1.80 | 1.52 | 1.66 | 1.82 | 2.00 | 1.79 | 1.85 | 2.00 | 2.15 |
| 3-7 | 1.13 | 1.24 | 1.36 | 1.50 | 1.28 | 1.39 | 1.51 | 1.65 | 1.45 | 1.56 | 1.68 | 1.82 | 1.65 | 1.76 | 1.83 | 2.02 |
| 3-8 | 0.28 | 0.30 | 0.33 | 0.37 | 0.31 | 0.34 | 0.37 | 0.41 | 0.36 | 0.38 | 0.41 | 0.45 | 0.44 | 0.45 | 0.46 | 0.51 |
| 4-5 | 0.46 | 0.48 | 0.51 | 0.55 | 0.54 | 0.56 | 0.59 | 0.63 | 0.62 | 0.65 | 0.68 | 0.71 | 0.72 | 0.75 | 0.73 | 0.81 |
| 4-6 | 0.54 | 0.59 | 0.64 | 0.71 | 0.62 | 0.67 | 0.72 | 0.78 | 0.78 | 0.75 | 0.81 | 0.87 | 0.80 | 0.85 | 0.89 | 0.97 |
| 4-7 | 4.70 | 5.25 | 5.05 | 6.35 | 5.25 | 5.00 | 6.40 | 7.10 | 5.85 | 6.40 | 7.00 | 7.70 | 6.55 | 7.10 | 7.70 | 8.40 |
| 4-8 | 0.94 | 1.04 | 1.15 | 1.27 | 1.06 | 1.16 | 1.27 | 1.39 | 1.19 | 1.29 | 1.40 | 1.53 | 1.25 | 1.45 | 1.55 | 1.63 |
| 5-6 | 0.19 | 0.21 | 0.23 | 0.26 | 0.21 | 0.23 | 0.26 | 0.29 | 0.23 | 0.26 | 0.28 | 0.31 | 0.26 | 0.25 | 0.31 | 0.34 |
| 5-7 | 1.12 | 1.20 | 1.26 | 1.50 | 1.20 | 1.39 | 1.51 | 1.65 | 1.45 | 1.56 | 1.68 | 1.82 | 1.65 | 1.74 | 1.89 | 1.91 |
| 5-8 | 0.70 | 0.75 | 0.80 | 0.95 | 0.75 | 0.80 | 0.85 | 0.90 | 0.85 | 0.90 | 0.95 | 1.00 | 0.95 | 1.00 | 1.05 | 1.10 |
| 6-7 | 0.30 | 0.33 | 0.36 | 0.41 | 0.43 | 0.46 | 0.48 | 0.49 | 0.54 | 0.55 | 0.56 | 0.57 | 0.64 | 0.65 | 0.66 | 0.67 |
| 6-8 | 0.49 | 0.54 | 0.60 | 0.66 | 0.56 | 0.61 | 0.66 | 0.70 | 0.63 | 0.68 | 0.74 | 0.80 | 0.72 | 0.77 | 0.82 | 0.88 |
| 7-8 | 0.36 | 0.44 | 0.63 | 0.60 | 0.66 | 0.70 | 0.73 | 0.77 | 0.77 | 0.80 | 0.84 | 0.88 | 0.90 | 0.93 | 0.97 | 1.01 |

4.4 Area de inestabilidad

Las figuras 4.4.1, 4.4.2, 4.4.3 y 4.4.4, muestran la probable ocurrencia de derrumbes en un tajo final diseñado con paredes a 45°, en las que se supone un ángulo de fricción (θ), igual para ambos planos, que varía de 25° a 40°.

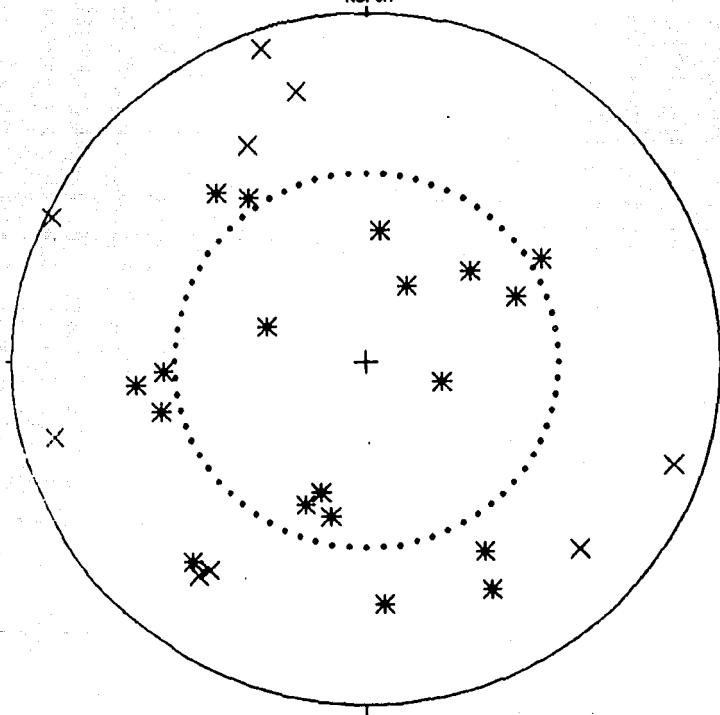
El área potencial de inestabilidad, es aquella porción del estereograma donde se tienen cuñas con un factor de seguridad menor a 1.3 - puntos con "X" en las figuras -, y que caen entre el plano del talud seleccionado - rombos como símbolo -, y el perímetro de la red⁵; así tenemos que:

- para $\theta_A = \theta_B = 25^\circ$; hay 19 cuñas inestables,
- para $\theta_A = \theta_B = 30^\circ$; hay 14 cuñas inestables,
- para $\theta_A = \theta_B = 35^\circ$; hay 12 cuñas inestables, y por último
- para $\theta_A = \theta_B = 40^\circ$; hay 11 cuñas inestables

Siendo, para cualquiera de los casos mostrados, las cuñas del sector oeste franco las más peligrosas para el diseño; y potencialmente peligroso el sector noroeste, de presentarse deslizamientos con un ángulo de fricción menor a 30°. Parece obvio de los resultados obtenidos, que el tajo se derrumbaría completamente si el ángulo de fricción tuviera un valor crítico menor ó igual a 25° (figura 4.4.1)

5 Hay que recordar que un corte vertical se representa por una línea que pasa por el centro del estereograma, y que la red la define un plano horizontal.

Figura 4.4.1 Probables derrumbes en el tajo final
North



EQUAL AREA PROJECTION

Talud = 45 grados.
Intersecciones
Cuña inestable para $\theta_a = \theta_b = 25$ grados

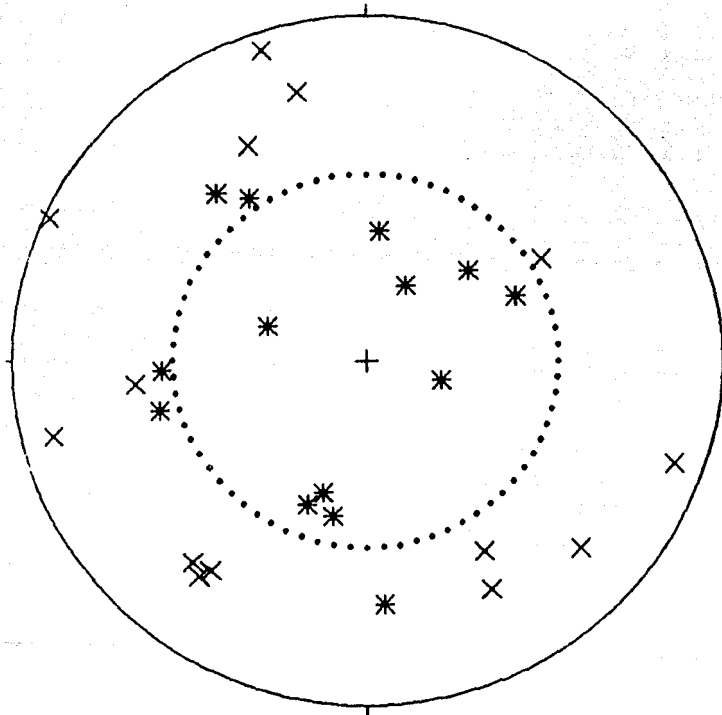
PLI by Barton Software

Symbol

72 Points ○
28 Points X
19 Points +

119 Points Total

Figura 4.4.2. Probables derrumbes en el tajo final North



EQUAL AREA PROJECTION

Talud = 45 grados

Intersecciones

Cuña inestable para $\theta_a = \theta_b = 30$ grados

BLM by Boris Behara

Symbol

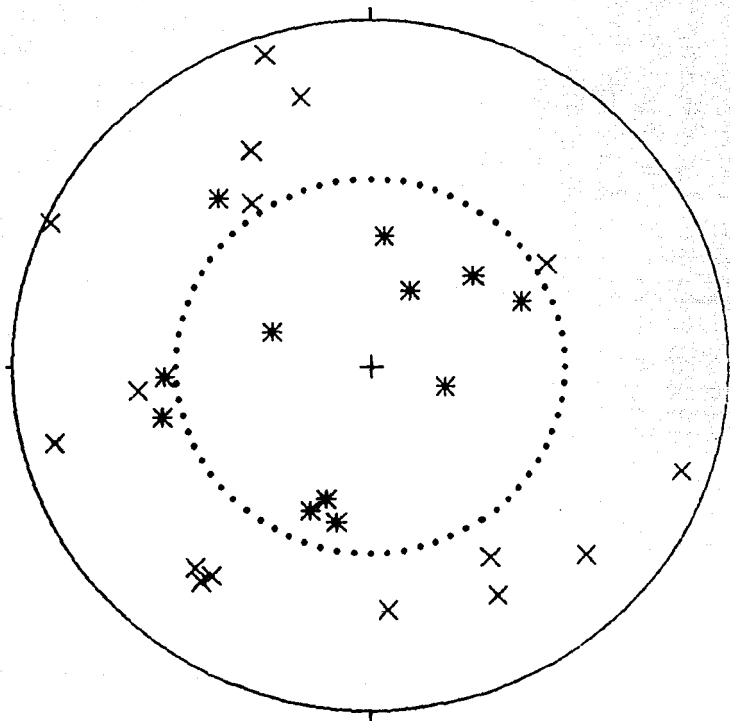
72 Points \circ

28 Points X

14 Points +

114 Points Total

Figura 4.4.3. Probables derrumbes en el tajo final
North



EQUAL AREA PROJECTION

Talud = 45 grados
 Intersecciones
 Cuña inestable para $\theta_a = \theta_b = 35$ grados

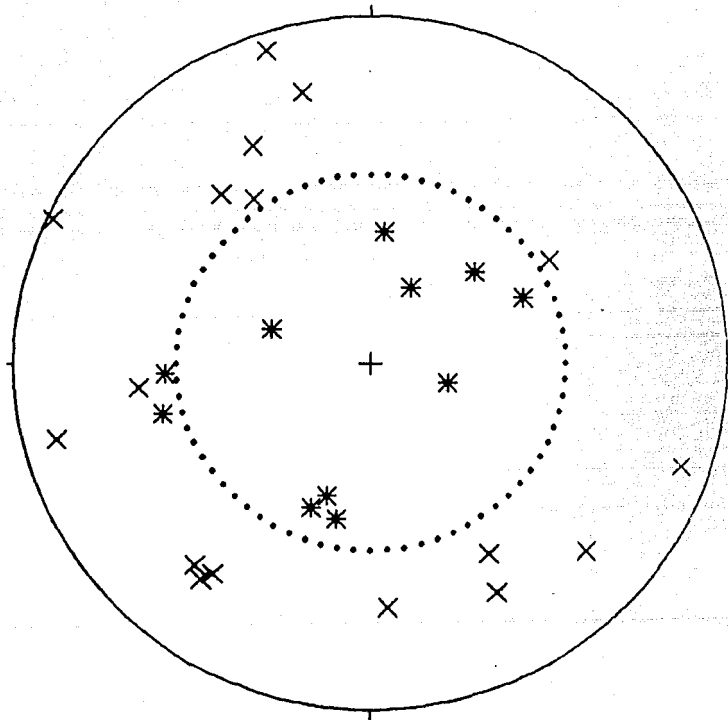
PLN by Boris Sofone

Symbol

72 Points o
 28 Points x
 12 Points +

112 Points Total

Figura 4.4.4. Probables derrumbes en el teajo final
North



EQUAL AREA PROJECTION
 Tiltud = 45 grados
 Intersecciones
 Cuña inestable para $\theta_a = \theta_b = 40$ grados

| | Symbol |
|-------------------------|--------|
| 72 Points | C |
| 26 Points | X |
| 11 Points | + |
| 111 Points Total | |

SPUR by Brian Bowers

CAPITULO 5
ANALISIS DE RESULTADOS

Para el ingeniero civil que proyecta obras de gran costo y dimensión, los resultados del comportamiento mecánico de las rocas en diferentes áreas, le brindan una eficaz herramienta que le permite seleccionar aquella alternativa que minimiza los riesgos en su construcción; por el contrario, un yacimiento se explota hasta agotarlo donde se descubre - tarea, de por sí, nada fácil -, y no existe la más remota posibilidad de escoger, entre varias alternativas, la roca "sana" del ingeniero civil para desarrollar la mina; de aquí la importancia de la geotecnología en minería.

Así una vez, comprobada la viabilidad económica de un proyecto minero, el ingeniero de minas es el responsable de asegurar la estabilidad y permanencia de las principales obras de explotación (rebajes, caminos de acarreo, presa de jales, etc.), seleccionando cuidadosamente su ubicación, con el auxilio de estudios y pruebas geotécnicas, mediante una estrecha supervisión geológica de los avances; ya que de presentarse un derrumbe, el costo en vidas humanas, equipo, e instalaciones, está muy por encima de la simple capacidad del análisis financiero.

5.1 Dinámica del estudio

En general, en su etapa pre-operativa, el material de los estudios de viabilidad para el diseño de un tajo, es totalmente inferido, y sus proyecciones e hipótesis, buscan fundamentalmente establecer el orden de magnitud de los posibles derrumbes, y que clase de medidas podrían aplicarse económicamente para evitarlos.

Así, ésta "primera aproximación", deberá irse complementando en una serie de estudios cada vez más detallados, hasta generar datos más confiables y precisos, que faciliten la toma de decisiones.

5.2 Factibilidad: segunda aproximación

En la etapa de operación, cuando se presenta un derrumbe, se tiene la oportunidad de calcular el valor real de los parámetros mecánicos que lo originaron; ya que el fundamento teórico del presente análisis establece que:

" para que un bloque deslice su factor de seguridad debe ser menor o igual a 1 ".

A continuación, se analiza un derrumbe ocurrido en 1986 en el tajo Real de Angeles (figura 5.2.1 y tabla 5.1).

Localización: Sector NW de la pared final del tajo según diseño en uso hasta esa fecha.

Tipo de derrumbe: Cuña estructural, formada por la intersección de dos fracturas con la cresta del banco 2260 y el corte del tajo; se formó grieta de tensión (ver figura 5.2.1)

Condiciones hidrológicas: Secas.

Litología: Areniscas y limolitas intemperizadas en relación de 4:1.

Dominio estructural: Zona próxima a la faja de intensa de formación que limita al cuerpo económico en su contacto este franco.

Plano de discontinuidad: Rugoso, y mesoscópicamente ondulante (el plano "B" se padea al aumentar la intensidad del echado).

Relleno: Aproximadamente 5 cm de material arcilloso en ambas estructuras.

Avance: El corte de la pared, se alcanzó rezagando el material fragmentado por atrás de la última plantilla disparada; no se empleó ninguna técnica de voladuras controladas o precorte.

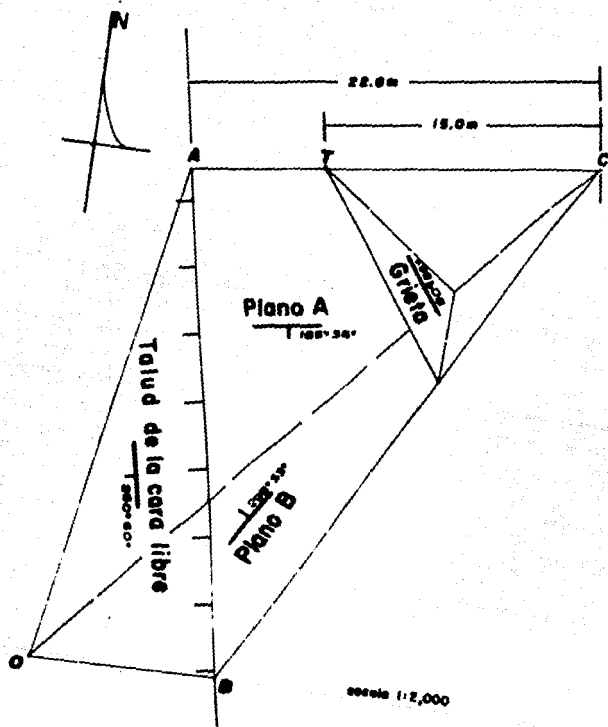


Figura 5.2.1. Levantamiento de la geometría del dique

Tabla 5.1
Derrumbe: datos de entrada

| | | |
|--|---------------|-------------|
| Echado del plano A | $\varphi_A =$ | 36° |
| Rumbo del echado del plano A | $\alpha_A =$ | 163° |
| Echado del plano B | $\varphi_B =$ | 53° |
| Rumbo del echado del plano B | $\alpha_B =$ | 298° |
| Echado del corte (cara libre) | $\varphi_T =$ | 68° |
| Rumbo del echado del corte | $\alpha_T =$ | 268° |
| Echado de la cresta | $\varphi_C =$ | 0 |
| Rumbo del echado de la cresta | $\alpha_C =$ | 0 |
| Echado de grietas de tensión | $\varphi_g =$ | 88° |
| Rumbo del echado de grietas de tensión | $\alpha_g =$ | 36° |

5.3 Procedimiento de cálculo

Hoek y Bray, establecen los siguientes pasos para calcular el factor de seguridad utilizando la ecuación general para un deslizamiento tipo cuña:

- 1.- Cálculo de la dirección del echado para las líneas de intersección de los planos que forman la cuña.
- 2.- Cálculo del echado de las líneas de intersección.
- 3.- Cálculo de los ángulos entre las líneas de intersección.
- 4.- Cálculo del área de los planos.
- 5.- Cálculo del peso de la cuña.
- 6.- Cálculo de las fuerzas ocasionadas por presión de agua, y
- 7.- Solución de un sistema de coeficientes, propuesto por los mismos autores, para sustituir sus resultados directamente en la ecuación general.

Procedimiento, mucho más flexible que la solución geométrica o estereográfica del problema; el presente análisis, en los pasos 1, 2 y 3, recurre al estereograma de intersecciones para realizar ciertas correcciones angulares en el desarrollo del cálculo.

PASO 1

Cálculo de la dirección del eje de las líneas de interferencia.

$$\alpha_1 = \tan^{-1} \frac{\tan \theta_A \cos \theta_A - \tan \theta_C \cos \theta_C}{\tan \theta_C \sin \theta_C - \tan \theta_A \sin \theta_A} = 12^\circ$$

$$\alpha_2 = \tan^{-1} \frac{\tan \theta_B \cos \theta_B - \tan \theta_C \cos \theta_C}{\tan \theta_C \sin \theta_C - \tan \theta_B \sin \theta_B} = -22^\circ$$

$$\alpha_3 = \tan^{-1} \frac{\tan \theta_A \cos \theta_A - \tan \theta_C \cos \theta_C}{\tan \theta_C \sin \theta_C - \tan \theta_A \sin \theta_A} = 73^\circ$$

$$\alpha_4 = \tan^{-1} \frac{\tan \theta_B \cos \theta_B - \tan \theta_C \cos \theta_C}{\tan \theta_C \sin \theta_C - \tan \theta_B \sin \theta_B} = 22^\circ$$

$$\alpha_5 = \tan^{-1} \frac{\tan \theta_A \cos \theta_A - \tan \theta_B \cos \theta_B}{\tan \theta_B \sin \theta_B - \tan \theta_A \sin \theta_A} = 40^\circ$$

$$\alpha_6 = \tan^{-1} \frac{\tan \theta_B \cos \theta_B - \tan \theta_C \cos \theta_C}{\tan \theta_C \sin \theta_C - \tan \theta_B \sin \theta_B} = -10^\circ$$

$$\alpha_7 = \tan^{-1} \frac{\tan \theta_A \cos \theta_A - \tan \theta_B \cos \theta_B}{\tan \theta_B \sin \theta_B - \tan \theta_A \sin \theta_A} = -41^\circ$$

$$\alpha_8 = \tan^{-1} \frac{\tan \theta_B \cos \theta_B - \tan \theta_C \cos \theta_C}{\tan \theta_C \sin \theta_C - \tan \theta_B \sin \theta_B} = -22^\circ$$

$$\alpha_9 = \tan^{-1} \frac{\tan \theta_C \cos \theta_C - \tan \theta_B \cos \theta_B}{\tan \theta_B \sin \theta_B - \tan \theta_C \sin \theta_C} = -30^\circ$$

PAISO 2

Cálculo del ángulo de las líneas de interferencia:

$$\varphi_1 = \tan^{-1}(\tan \alpha_1 \cos(\alpha_2 - \alpha_1)) = 33^\circ$$

$$\varphi_2 = \tan^{-1}(\tan \alpha_2 \cos(\alpha_3 - \alpha_2)) = 33^\circ$$

$$\varphi_3 = \tan^{-1}(\tan \alpha_3 \cos(\alpha_4 - \alpha_3)) = 0$$

$$\varphi_4 = \tan^{-1}(\tan \alpha_4 \cos(\alpha_5 - \alpha_4)) = 0$$

$$\varphi_5 = \tan^{-1}(\tan \alpha_5 \cos(\alpha_6 - \alpha_5)) = 20^\circ$$

$$\varphi_6 = \tan^{-1}(\tan \alpha_6 \cos(\alpha_7 - \alpha_6)) = 0$$

$$\varphi_7 = \tan^{-1}(\tan \alpha_7 \cos(\alpha_8 - \alpha_7)) = 33^\circ$$

$$\varphi_8 = \tan^{-1}(\tan \alpha_8 \cos(\alpha_9 - \alpha_8)) = 46^\circ$$

$$\varphi_9 = \tan^{-1}(\tan \alpha_9 \cos(\alpha_{10} - \alpha_9)) = 0$$

PAO 3

Cálculo de los ángulos entre las líneas de interferencia

$$\theta_{13} = \cos^{-1}(\cos\alpha_1 \cos\alpha_2 \cos(\alpha_1 - \alpha_2) + \sin\alpha_1 \sin\alpha_2) = 60^\circ$$

$$\theta_{15} = \cos^{-1}(\cos\alpha_1 \cos\alpha_2 \cos(\alpha_1 - \alpha_2) + \sin\alpha_1 \sin\alpha_2) = 91^\circ$$

$$\theta_{24} = \cos^{-1}(\cos\alpha_2 \cos\alpha_1 \cos(\alpha_2 - \alpha_1) + \sin\alpha_2 \sin\alpha_1) = 89^\circ$$

$$\theta_{25} = \cos^{-1}(\cos\alpha_2 \cos\alpha_1 \cos(\alpha_2 - \alpha_1) + \sin\alpha_2 \sin\alpha_1) = 65^\circ$$

$$\theta_{36} = \cos^{-1}(\cos\alpha_3 \cos\alpha_6 \cos(\alpha_3 - \alpha_6) + \sin\alpha_3 \sin\alpha_6) = 132^\circ$$

$$\theta_{35} = \cos^{-1}(\cos\alpha_3 \cos\alpha_5 \cos(\alpha_3 - \alpha_5) + \sin\alpha_3 \sin\alpha_5) = 36^\circ$$

$$\theta_{37} = \cos^{-1}(\cos\alpha_3 \cos\alpha_7 \cos(\alpha_3 - \alpha_7) + \sin\alpha_3 \sin\alpha_7) = 111^\circ$$

$$\theta_{48} = \cos^{-1}(\cos\alpha_4 \cos\alpha_8 \cos(\alpha_4 - \alpha_8) + \sin\alpha_4 \sin\alpha_8) = 154^\circ$$

$$\theta_{59} = \cos^{-1}(\cos\alpha_5 \cos\alpha_9 \cos(\alpha_5 - \alpha_9) + \sin\alpha_5 \sin\alpha_9) = 64^\circ$$

$$\theta_{69} = \cos^{-1}(\cos\alpha_6 \cos\alpha_9 \cos(\alpha_6 - \alpha_9) + \sin\alpha_6 \sin\alpha_9) = 118^\circ$$

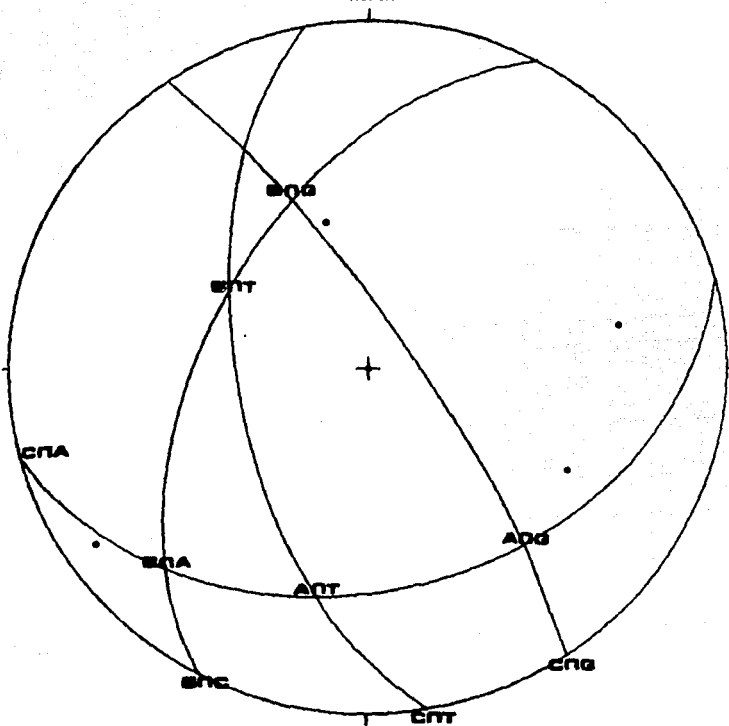
$$\theta_{77} = \cos^{-1}(\cos\alpha_7 \cos\alpha_7 \cos(\alpha_7 - \alpha_7) + \sin\alpha_7 \sin\alpha_7) = 73^\circ$$

$$\theta_{89} = \cos^{-1}(\cos\alpha_8 \cos\alpha_9 \cos(\alpha_8 - \alpha_9) + \sin\alpha_8 \sin\alpha_9) = 90^\circ$$

$$\theta_{79} = \cos^{-1}(\cos\alpha_7 \cos\alpha_9 \cos(\alpha_7 - \alpha_9) + \sin\alpha_7 \sin\alpha_9) = 94^\circ$$

$$\theta_{89} = \cos^{-1}(\cos\alpha_8 \cos\alpha_9 \cos(\alpha_8 - \alpha_9) + \sin\alpha_8 \sin\alpha_9) = 133^\circ$$

Figura 5.3.1. Elementos geométricos de la cuña North



EQUAL AREA PROJECTION

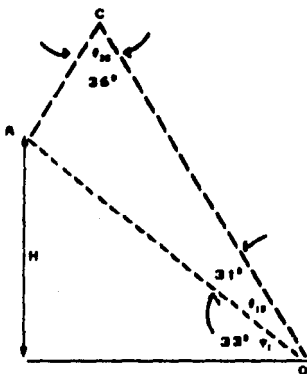
Figura 5.3.1. Elementos geométricos de la cuña

ENL by Boris Iskhov

| | Symbol |
|----------------|--------|
| 5 Points | ○ |
| 5 Points Total | ----- |

PASO 4

Cálculo del área de los planos: del levantamiento de la geometría de la cuña en el campo, se tiene que:



$$AC = 22.80m$$

$$OC = 15.40m$$

entonces:

$$AO = AC \cdot \sin 36^\circ / \sin 31^\circ = 26.42m$$

$$H = AO \cdot \sin 33^\circ = 14.17m$$

$$Area_1 = \frac{1}{2} \left[AC^2 \frac{\sin \theta_{12}}{\sin \theta_{13}} - OC^2 \frac{\sin \theta_{22}}{\sin \theta_{27}} \right] \sin \theta_{33} = 270m^2$$

$$Area_2 = \frac{1}{2} \left[AC^2 \frac{\sin^2 \theta_{12} \sin \theta_{22}}{\sin \theta_{13} \sin \theta_{21}} - OC^2 \frac{\sin^2 \theta_{22} \sin \theta_{22}}{\sin \theta_{27} \sin \theta_{13}} \right] \sin \theta_{33} = 270m^2$$

$$Area_3 = \frac{1}{2} OC^2 \frac{\sin \theta_{21} \sin \theta_{22} \sin \theta_{22}}{\sin \theta_{13} \sin \theta_{27}} = 270m^2$$

PAÑO 5

Cálculo en toneladas del peso de la caba

Considerando $\gamma = 2.7$

$$K = (1 - \cos^2 \theta_{10} - \cos^2 \theta_{20} - \cos^2 \theta_{30} + 2 \cos \theta_{10} \cos \theta_{20} \cos \theta_{30})^{1/2} = (-.9100 + .9720)^{1/2} = 0.258$$

$$E = \frac{1}{6} \gamma K \left[AC^3 \frac{\cos^2 \theta_{10} \sin \theta_{20}}{\cos^2 \theta_{10} \sin \theta_{30}} - IC^3 \frac{\cos^2 \theta_{17} \sin \theta_{20}}{\cos^2 \theta_{17} \sin \theta_{30}} \right] = 3.312$$

PAÑO 6

Cálculo de fuerzas ocasionadas por presión de agua (kg / a =)

$$p = \gamma \frac{IC \sin \theta_{20}}{2 \sin \theta_{30}} \left[\sin \phi_7 + \frac{\sin \theta_{70}}{\sin \theta_{30}} \sin \phi_3 \right] = 5.08$$

$$V = 1/3 p A_7 = 34.00$$

$$U_A = 1/3 p A_8 = 283.00$$

$$U_B = 1/3 p A_9 = 643.00$$

PASO 7

Solución del sistema de coeficientes I, utilizando para ello las ecuaciones I b

Sistema de coeficientes I

$$q = (u_{\text{HABNO}} u_{\text{VINO}} - u_{\text{VINA}}) / (1 - u_{\text{HABNO}}) = \boxed{0.804}$$

$$r = (u_{\text{HABNO}} u_{\text{VINO}} - u_{\text{VINA}}) / (1 - u_{\text{HABNO}}) = \boxed{0.477}$$

$$s = (u_{\text{HABNO}} u_{\text{VINO}} - u_{\text{VINA}}) / (1 - u_{\text{HABNO}}) = \boxed{0.767}$$

$$x = (u_{\text{HABNO}} u_{\text{VINA}} - u_{\text{VINO}}) / (1 - u_{\text{HABNO}}) = \boxed{0.446}$$

$$y = (u_{\text{HABNO}} u_{\text{VINO}} - u_{\text{VINA}}) / (1 - u_{\text{HABNO}}) = \boxed{0.475}$$

$$z = (u_{\text{HABNO}} u_{\text{VINO}} - u_{\text{VINA}}) / (1 - u_{\text{HABNO}}) = \boxed{-0.750}$$

Ecuaciones I b

$$u_{\text{HABNO}}^2 \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 \cos(\alpha_0 - \alpha_1) + \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 = \boxed{0.010}$$

$$u_{\text{HABNO}}^2 - \cos \varphi_0 = \boxed{-0.809}$$

$$u_{\text{HABNO}}^2 - \cos \varphi_1 = \boxed{-0.464}$$

$$u_{\text{VINA}}^2 \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 \cos(\alpha_0 - \alpha_1) + \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 = \boxed{-0.400}$$

$$u_{\text{VINA}}^2 \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 \cos(\alpha_0 - \alpha_1) + \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 = \boxed{-0.333}$$

$$u_{\text{VINO}}^2 \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 \cos(\alpha_0 - \alpha_1) + \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 = \boxed{0.763}$$

$$u_{\text{VINO}}^2 \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 \cos(\alpha_0 - \alpha_1) + \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 = \boxed{0.374}$$

$$u_{\text{VINO}}^2 \cos \varphi_1 = \boxed{0.391}$$

$$u_{\text{VINO}}^2 \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 \cos(\alpha_0 - \alpha_1) + \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 = \boxed{0.939}$$

$$u_{\text{VINO}}^2 \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 \cos(\alpha_0 - \alpha_1) + \cos \varphi_0 \cos \varphi_1 = \boxed{0.520}$$

En la siguiente tabla, se presenta un resumen del valor del factor de seguridad para 36 cálculos en los que se consideraron: condiciones secas y saturadas con cohesión cero para la cuña, condiciones secas y saturadas con un valor mínimo teórico para la cohesión en el plano "A" y cero para el plano "B", y visceversa; y por último, condiciones secas y saturadas en las que ambos planos de la cuña poseen un valor mínimo de cohesión.

T a b l a 5 . 3
Variación del F de S: segunda aproximación

| Con d i c i o n e s | A n g u l o d e f r i c c i ó n | | | |
|----------------------------|---------------------------------|------|------|------|
| | 20° | 25° | 30° | 35° |
| saturadas, $C_A = C_B = 0$ | 1.07 | 1.36 | 1.69 | 2.05 |
| secas, $C_A = C_B = 0$ | 1.26 | 1.62 | 2.00 | 2.43 |
| saturadas, $C_B = 0$ | 1.49 | 1.79 | 2.12 | 2.48 |
| saturadas, $C_A = 0$ | 1.63 | 1.93 | 2.25 | 2.61 |
| secas, $C_B = 0$ | 1.68 | 2.03 | 2.42 | 2.84 |
| secas, $C_A = 0$ | 1.80 | 2.16 | 2.55 | 2.97 |
| saturadas | 2.06 | 2.36 | 2.68 | 3.04 |
| secas | 2.22 | 2.57 | 2.96 | 3.38 |

Analizando los resultados anteriores, puede verse, que el factor de seguridad calculado sólo en 4 casos es menor a 1.5, - valor considerado como estable para un corte -, y sólo en 2 ocasiones, inferior a 1.3 - valor mínimo aceptable para el diseño de taludes alejados de caminos de acarreo o de zonas con operación prolongada en el tajo -. Sin embargo, la cuña analizada se derrumbó en condiciones "secas": así, mecánicamente, la nula cohesión del material que constituye la cuña, o bien un bajo ángulo de fricción ($\theta = 20^\circ$), deben ser los factores que determinaron su inestabilidad.

5.4 Retroalimentación del estudio

En un tajo, normalmente, se presentan pequeños derrumbes planares en cualquier avance o pared final del cierre de etapas en el plan de minado, fáciles de captar por las bermas del diseño, ya que los bloques que involucran están "empotrados" en sus extremos al macizo rocoso por defectos en su estructura primaria (pandeo, adelgazamiento, truncamiento de la capa, etc.). Si, se analizan este tipo de deslizamientos, se ve que en realidad son un caso particular de las cuñas; por tanto, las propiedades mecánicas del material en el que aparecen, deben ser las mismas que en una cuña; así, de ser correcto el cálculo del derrumbe precedente, en las caras libres del tajo deberían encontrarse "relicias" con una intensidad del echado de 20° , ya que éste en condiciones secas y para $C_A=C_B=0$, es el valor crítico del ángulo de fricción al que deslizó la cuña analizada.

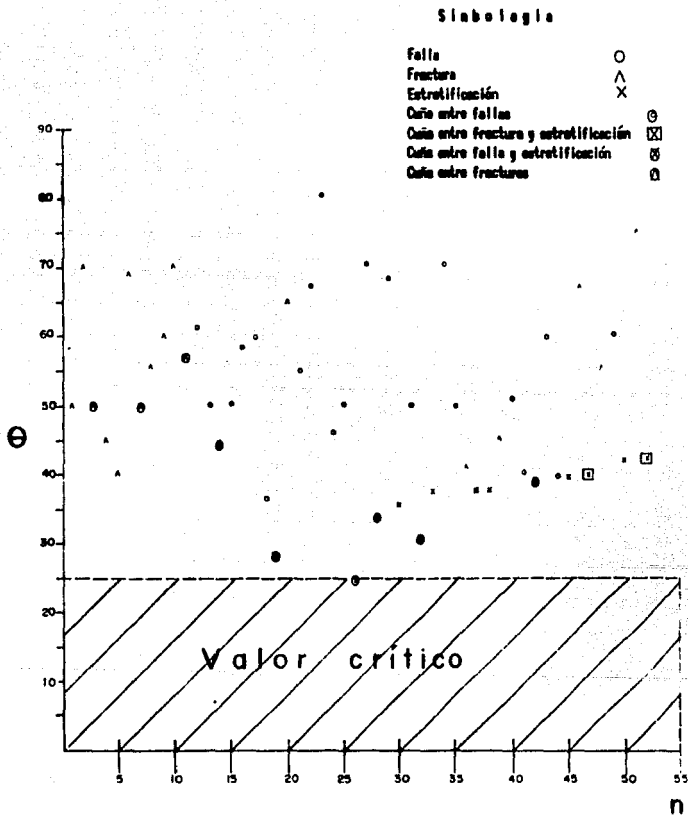


Figura 5.4.1. Levantamiento de pozos derivados en el área del tajío

Manteniendo en mente la idea anterior, se levantaron 53 "pequeños" deslizamientos en el área del tajo, para verificar en la práctica los resultados del análisis mecánico del derrumbe; 42 observaciones correspondieron a deslizamientos planares (21 fallas, 15 fracturas y 6 estratos), 11 datos a la integridad del buzamiento de la línea de intersección en cuñas formadas entre fallas - 3 casos -, entre fracturas - 3 casos -, entre fractura y estrato - 2 casos -, y por último entre falla y estrato - 3 casos -. Los resultados de este tipo especial de levantamiento se muestran en la figura 5.4.1.

Para continuar el presente estudio, es conveniente hacer las siguientes aclaraciones:

- 1.- En el apartado 3.2, ya se hizo mención de los problemas geológicos de la representatividad del "muestreo" de los materiales que constituyen un derrumbe con fines de análisis experimental.
- 2.- En el apartado 2.1, tercer punto inciso c, se habló asimismo, del daño por "pateo" en las paredes del tajo.
- 3.- Por otra parte, en la información general sobre el derrumbe, se establece que éste ocurre en condiciones "secas".

Si se analiza el derrumbe bajo condiciones saturadas, esto se hace para sensibilizar que ocurriría con el deslizamiento en la estación de lluvias, o bien en presencia de posible agua subterránea al profundizar el tajo.

4.- Por otra parte, cualquier procedimiento de cálculo, se basa en la información que se alimenta; en el caso que nos ocupa, no se evaluó el daño por "pateo", y sólo se menciona que: "no se empleó ninguna técnica de voladura controlada o precorte "

5.- Para el geólogo, observar es la herramienta más poderosa; y en la operación de un tajo es una práctica diaria. Así, ¿Cómo explicar la estabilidad de un corte apilando hasta cuatro bancos (48 metros de altura con un talud de cresta a pata de 70°) en los cierres de etapas en el mismo tajo, con los resultados del cálculo precedente ?.

Regresando al tema:

Mecanicamente, el derrumbe puede explicarse por la nula cohesión ó el bajo ángulo de fricción del bloque que deslizó

Operacionalmente, quizás los mineros vuelvan a mencionar su famosa "mala roca" mineralizada como la causante del deslizamiento.

Sin embargo, geologicamente, el derrumbe lo ocasionó, la pérdida de cohesión del material por el excesivo pateo con el que se alcanzó el corte,

Y es que:

en pared final, para que una voladura alcance resultados de alta calidad no debe dañar - y de ser posible dejar intacta - la roca de la última línea de barrenos; objetivo, que se contrapone con las metas de producción diaria: fragmentar carga para alimentar a quebradora, sin importar el "pateo".

Ya que de no ser así, prácticamente todo el tajo se hubiera derrumbado en 1986, si el valor crítico del ángulo de fricción fuera realmente menor o igual a 25° , (Factibilidad: primera aproximación, apartado 4.4 y figura 4.4.1).

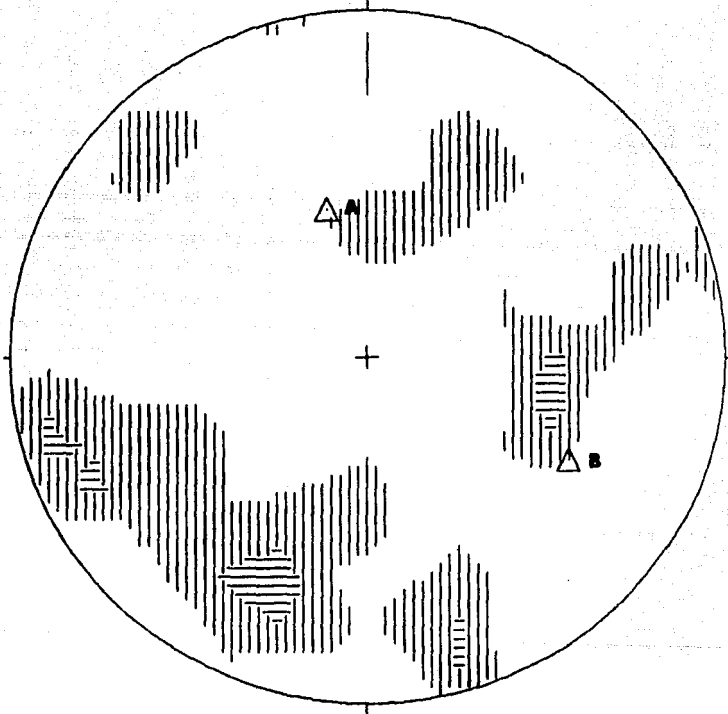
5. 5. Análisis de riesgo

Profesionalmente, es muy difícil convencer al geotecnista de que en la realidad su pulcro razonamiento matemático no es válido, o a un jefe de voladuras del daño sistemático que causa su excesivo pateo en la "roca mala" de las paredes y bermas del tajo final diseñado; y es muy probable, que ellos opinen lo mismo, de las "sencillas observaciones prácticas" del geólogo, personaje tradicionalmente ocupado en lidiar con los millones de años del planeta; por ello, es necesario profundizar aún más el análisis estructural de derrumbes - reales o probables -, hasta lograr un convencimiento pleno.

De haber trabajado correctamente la numerosa información estructural del área - fundamento de la primera aproximación del presente estudio -, los polos de los planos de las discontinuidades que forman la cuña inestable, necesariamente deberán coincidir con el sistema general de discontinuidades (siglas S G de D) figura 5.5.1.

Ahora bien, el sistema general agrupa discontinuidades de diferente orden de magnitud; siendo más peligrosas las cuñas formadas por discontinuidades de primer orden - dado el volumen de material que involucra su deslizamiento -, que las cuñas formadas por la intersección de estructuras de primer y segundo orden de magnitud; el estereograma de la figura 5.5.2, muestra la relación que existe entre las estructuras de primer orden cartografiadas en el área del tajo "Real de Angeles" (figura 2.2.1) y los polos de los planos de la cuña derrumbada.

Figura 5.5.1. Relación entre la cuña y el SG de D
North



LEGEND (for first 9 intervals)

- ▢ 1- 3
- ▣ 4- 6
- ▤ 7- 9
- ▥ 10- 12
- ▦ 13- 15

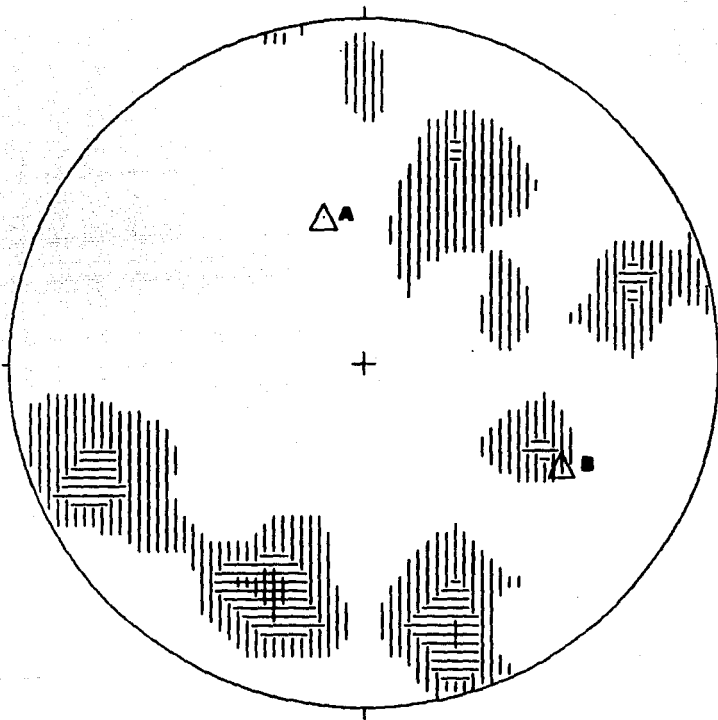
- ▧ 16- 18
- ▨ 19- 21
- ▩ 22- 24
- 25- 27

180 Points

Contour Method: Schmidt (1925)
 Counting Area: 0.010
 Contour Interval: 3% Points per 1% Area
 Maximum Contour: 6

NOTE: Contour Patterns Repeat Every 9 Intervals

Figura 5.5.2. Relación entre la cuña y las fallas
North



103 Points

LEGEND (for first 9 intervals)

| | | | |
|---|--------|---|--------|
| □ | 1- 3 | ■ | 16- 18 |
| ▢ | 4- 6 | ▣ | 19- 21 |
| ▤ | 7- 9 | ▥ | 22- 24 |
| ▦ | 10- 12 | ▧ | 25- 27 |
| ▨ | 13- 15 | | |

Contour Method: Schmidt (1925)
 Counting Area: 0.010
 Contour Intervals: 3% Points per 1% Area
 Maximum Contour: 9

NOTE: Contour Patterns Repeat Every 9 Intervals

Así, en el derrumbe analizado, el plano B corresponde a una falla de primer orden de magnitud, y el plano A se correlaciona con fracturas poco persistentes, asociadas a una falla altamente deformada que corre paralela al contacto estructural del límite del cuerpo mineralizado en su sector este (apartado 5.2, dominio estructural); geoméricamente, es muy probable que este sector, siga siendo una zona con riesgo potencial de derrumbes, de continuar las mismas prácticas de explotación; sin embargo, el riesgo de nuevos derrumbes en esta área puede controlarse, o incluso desaparecer, si se cumplen las siguientes medidas, al ir profundizando el tajo:

- 1.- Cuidadosa ejecución de precorte y perfilado de voladuras,
- 2.- Monitoreo continuo de la aparición y desarrollo de grietas de tensión en la cresta y bermas de la pared,
- 3.- Alternativa de un diseño de talud final a doble banco para aumentar la capacidad de captación de las bermas, y
- 4.- Aplicación de medidas correctivas (anclajes).

Sintetizando los resultados obtenidos en las dos aproximaciones realizadas en el presente estudio, es posible:

- 1.- Estimar el error en el cálculo de las 28 cuñas analizadas entre la primera y segunda aproximación del estudio de viabilidad para el diseño de taludes del tajo final.

Asimismo, utilizando la información estructural procesada, la hidrología y altura que alcanzó el deslizamiento histórico, y la observación de campo de la estabilidad de los diferentes taludes durante la operación, es posible:

- 2.- Definir el orden de magnitud del volumen potencial que deslizaría al derrumbarse cada una de las 28 cuñas, y
- 3.- Diagnosticar el posible tipo de derrumbe de cada cuña, de acuerdo a los principios enunciados en el apartado 3.4.

La tabla 5.4, muestra un resumen de estos resultados.

TABLA 5.4 Comparación de resultados pronósticos

| CUBA | Inch de cubado | F. de S. Método | | Error | Peso (ton) |
|------|-------------------|--------------------|-------|-------|---------------|
| | | 1 | 2 | | |
| 5-6 | 72 | 0.23 | 0.22 | -0.01 | 48 |
| 5-5 | 70 | 0.41 | 0.29 | -0.12 | 7 |
| 3-0 | 66 | 0.34 | 0.34 | 0.00 | 143 |
| 4-5 | 59 | 0.56 | 0.36 | -0.20 | 279 |
| 3-4 | 58 | 0.67 | 0.29 | -0.38 | 533 |
| 6-0 | 57 | 0.61 | 0.66 | 0.05 | 345 |
| 6-7 | 53 | 0.46 | 0.45 | -0.01 | 2,061 |
| 4-6 | 52 | 0.67 | 0.66 | -0.01 | 1,468 |
| 7-0 | 52 | 0.70 | 0.60 | -0.10 | 1,777 |
| 3-6 | 42 | 1.51 | 1.70 | 0.27 | 696 |
| 4-0 | 42 | 1.16 | 1.13 | -0.03 | 1,101 |
| 2-3 | 42 | 0.01 | 0.57 | -0.24 | 2,997 |
| 2-7 | 40 | 0.73 | 0.75 | 0.02 | 3,953 |
| 2-4 | 36 | 0.99 | 0.99 | 0.00 | 2,213 |
| 5-7 | 36 | 1.29 | 1.41 | 0.02 | 1,533 |
| 3-7 | 35 | 1.29 | 1.46 | 0.07 | 2,572 |
| 1-0 | 30 | 1.13 | 0.97 | -0.16 | 20,009 |
| 2-0 | 30 | 2.09 | 0.60 | -1.41 | 1,363 |
| 1-5 | 26 | 1.40 | 1.41 | -0.07 | 8,777 |
| 1-6 | 26 | 1.64 | 0.97 | -0.67 | 7,167 |
| 1-2 | 25 | 1.29 | 1.30 | 0.09 | 7,811 |
| 2-6 | 23 | 2.20 | 2.26 | 0.06 | 4,910 |
| 2-5 | 21 | 2.67 | 2.59 | -0.08 | 4,850 |
| 1-7 | 20 | 3.26 | 1.32 | -2.04 | 4,538 |
| 1-3 | 18 | 4.50 | 4.06 | 0.30 | 13,454 |
| 1-4 | 9 | 4.93 | 4.94 | 0.01 | 17,184 |
| 3-0 | 6 | 5.00 | 17.32 | 11.52 | 7,282 |
| 4-7 | 2 | 5.00 | 40.06 | 34.26 | 66,565 |

Talud de 70 grados

Altura (H) = 14.13 m

Theta = 30 grados para ambos planos

Condiciones secas (V = U₁ = U₂ = C₁ = C₂ = 0)

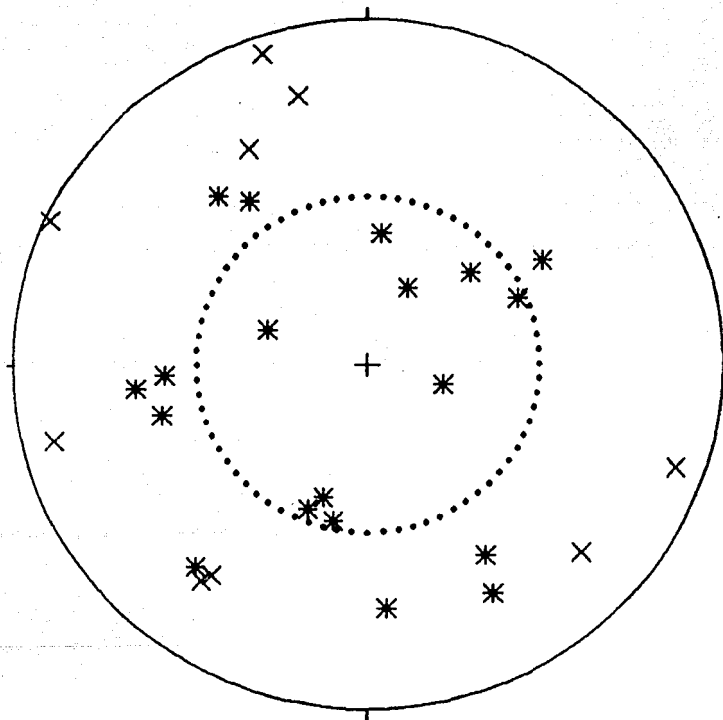
5.6. Alternativas de diseño: una aproximación mas

Anteriormente, se ha mencionado, del peligro siempre latente de un derrumbe durante la vida de un tajo, de la imposibilidad de seleccionar la roca donde excavarlo, y del riguroso análisis geológico-estructural de los resultados obtenidos durante el diseño, planeación y operación de la mina; base fundamental de un estudio de viabilidad.

Sin embargo, durante éste, no es raro, que al analizar por ejemplo las causas que originaron un derrumbe, choquen las opiniones de los especialistas involucrados en diferentes ramas de la ingeniería; sin embargo, en un estudio de viabilidad el enfoque geológico es fundamentalmente preventivo, y no se restringe a remediar o justificar los casos de derrumbes históricos, sino a pronosticar la estabilidad, de acuerdo a la geometría del cuerpo mineralizado, y a recomendar los taludes mas viables para cada área del tajo.

Las figuras 5.6.1, 5.6.2, 5.6.3 y 5.6.4 muestran diferentes alternativas para el diseño general de un tajo con talud final de 50°, en los que el posible valor del ángulo de fricción varia de 25 a 40° con incrementos de 5°; todo ello, material de una tercera aproximación de un estudio de viabilidad caracterizado por su dinamismo y su comprobación práctica.

Figura 5.6.1. Alternativa de diseño
North



EQUAL AREA PROJECTION

Talud = 50 grados

Intersecciones

Cuña inestable para $\theta_a = \theta_b = 25$ grados

SPUR by Peter Wilson

Symbol

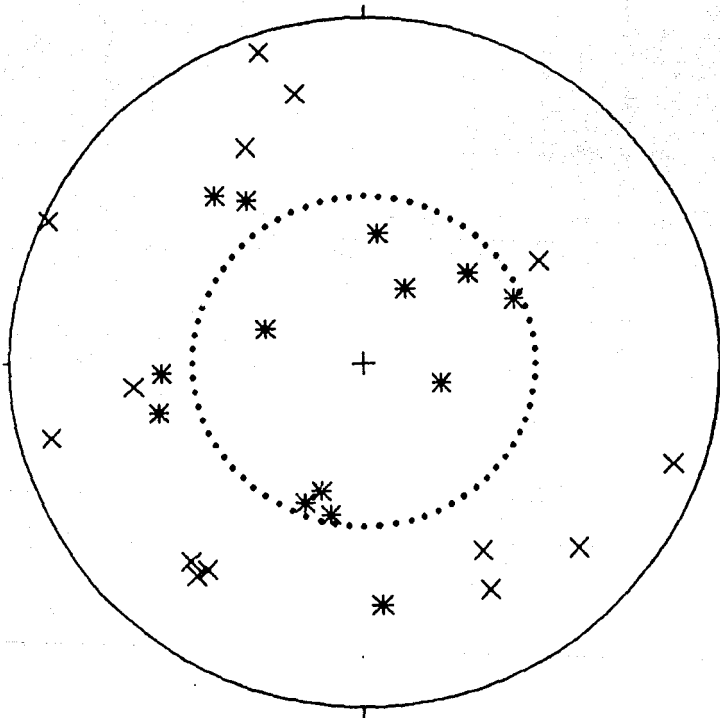
72 Points ○

28 Points X

19 Points +

119 Points Total

Figura 5.6.2. Alternativa de diseño North



EQUAL AREA PROJECTION

Talud = 50 grados
 Intersecciones
 Cuña inestable para $\theta_a = \theta_b = 30$ grados

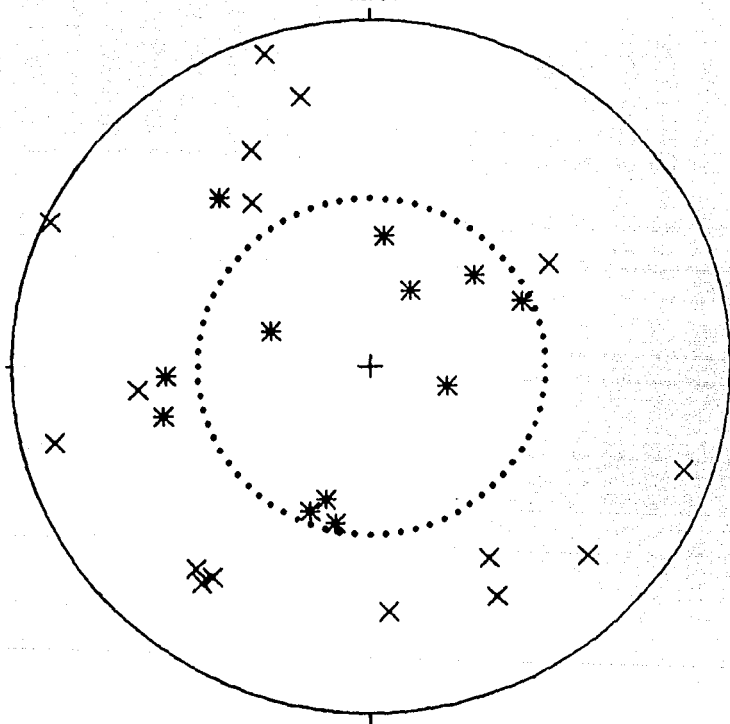
WR by John Ingers

Symbol

72 Points ○
 28 Points X
 14 Points +

114 Points Total

Figura 5.6.3. Alternativa de diseño North



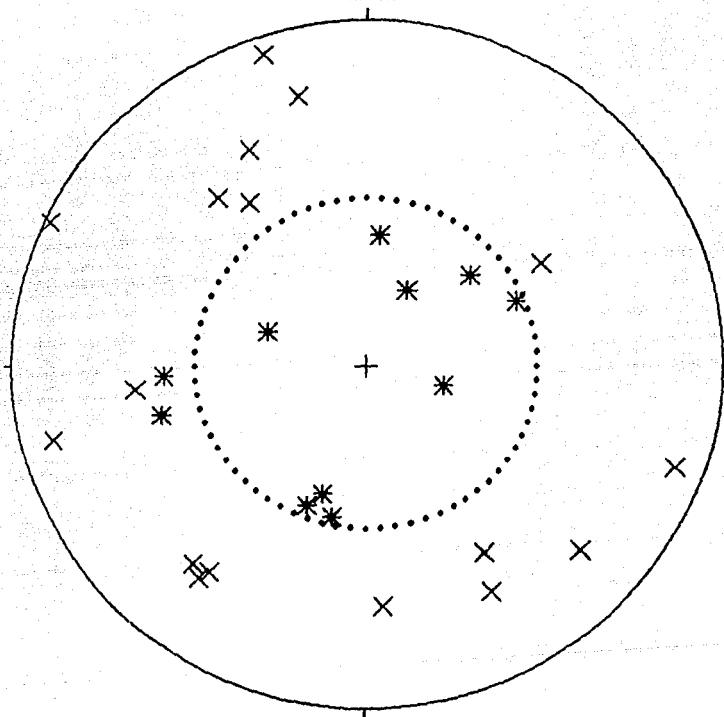
EQUAL AREA PROJECTION

Talud = 50 grados
 Intersecciones
 Cuña inestable para $\theta_a = \theta_b = 35$ grados

| | Symbol |
|-------------------------|--------|
| 72 Points | ----- |
| 28 Points | X |
| 12 Points | + |
| 112 Points Total | |

BLU by Barton Software

Figura 5.6.4. Alternativa de diseño
North



EQUAL AREA PROJECTION

Talud = 50 grados
 Intersecciones
 Cuña inestable para $\theta_a = \theta_b = 40$ grados

PLUF by Surin Software

Symbol

72 Points o
 29 Points x
 11 Points +
111 Points Total

CONCLUSIONES

1.- En el análisis de probabilidad de derrumbes, la geometría es el parámetro más importante, ya que: una cuña, en un corte con orientación desfavorable, deslizará a pesar de lo que indiquen otros factores.

2.- Al arranque de una operación minera, el estudio de viabilidad, debe dar peso - tanto por costo como por representatividad - a la estimación empírica del valor del ángulo de fricción y la cohesión; desiciones posteriores para verticalizar el talud, deberán complementarse con estudios de laboratorio acerca del comportamiento mecánico de las rocas.

3.- En tiempo, los resultados del estudio corren contra la oportunidad económica de introducir grandes cambios en las etapas programadas para el minado del tajo.

4.- Es inevitable que durante el minado ocurran pequeños derrumbes; sin embargo, aún en áreas inestables, es posible mantener la seguridad de la operación mediante programas de monitoreo.

5.- Si no se quiere que cualquier roca que se desmorone en la parte superior del tajo, caiga hasta el fondo del mismo, deben practicarse voladuras controladas, para no seguir llamando " pared final " al corte áspero e irregular, sin bermas de ningún tipo, que limitaba el tajo Real de Angeles hasta agosto de 1986.

6.- Estructuralmente es estable y aún conservador, el diseño de tajo con pared final a 45° ; ya que casi para todos los sectores del tajo, el talud, puede incrementarse a 50° .

BIBLIOGRAFIA

Bucher Walter H. " The Stereographic Projection, a Handy Tool for the Practical Geologist ". Sin referencias, material de lectura del curso de entrenamiento en "Manejo de redes Estereográficas" impartido por Jorge Chelen Franulic a los geólogos de operación del Tajo Real de Angeles. Real de Angeles, Zac.: 1983.

Chelen Franulic Jorge. "Metodología red de Schmidt" Cia. Minera Autlan, S.A. de C.V. México, 1975.

Computer Methods for the 80's In the Mineral Industry. Apartado 3.5: " Engineering and Environmental Aspects of Surface Mine Design ". capitulos 1 y 2. Alfred Weiss editor; AIMMPE, INC, New York, N.Y., 1979.

Cuevas P. Agustín y González S. M. Octavio. " Aplicación del G.M.P.S. al diseño de la mina de Real de Angeles ". Segundo Seminario sobre la Aplicación de la Computadora en la Industria Minera. México, D.F., 1984.

González Salazar Martino Octavio. " Análisis de diseño del tajo final Real de Angeles ". Primera Reunión Nacional de Mecánica de Rocas; México, D.F., 1985

González Salazar Martino Octavio. " Informe de resultados de la elaboración y actualización del Modelo Geológico del Yacimiento "; Minera Real de Angeles, S.A. de C.V.; marzo, 1985.

González Salazar Martino Octavio. " Geology of the Real de Angeles Silver Deposit ". Placer's Exploration Workshop; Vancouver B.C., 1984.

González Salazar Martino Octavio. " Estudio geoquímico Preliminar del yacimiento de Real de Angeles, Zac." ; Minera Real de Angeles, S.A. de C.V.; agosto, 1983.

González Salazar Martino Octavio. " Resultados preliminares para la delimitación de las zonas de óxidos y sulfuros del yacimiento de Real de Angeles, Zac." ; Minera Real de Angeles, S.A. de C.V.; septiembre, 1981.

Hills, L. Alf. " Real de Angeles: Potential changes to be incorporated in the next orebody/pit design study" ; Placer Development Ltd; marzo, 1985.

Hills, L. Alf. "Minera Real de Angeles. Comparison of Blasthole Data and the 1985 Exploration Reserve Model"; Placer Development Ltd; agosto, 1985.

Hills Sherbon E. "Elements of Structural Geology" Segunda edición, Chapman and Hall LTD. Reino Unido, 1972.

Hobbs Bruce E., Means Winthrop D. y Williams Paul F. "An Outline of Structural Geology", Ediciones Internacionales Wiley. E.U.A., 1976.

Hoek, E. y Bray, J. "Rock Slope Engineering", The Institution of Mining and Metallurgy. Reino Unido 1974.

Hoek, E. y Brown, E.T. "Excavaciones subterráneas en roca". McGraw-Hill México, 1986.

Kovari K. y Fritz P. "Stability Analysis of Rock slope for Plane and Wedge Failure with the Aid of a Programmable Pocket Calculator" (Sin referencia, parte del material de lectura del curso "Mecánica de rocas aplicada a la minería y construcción"; impartido por la División de Educación Continua de la Facultad de Ingeniería, U.N.A.M.; mayo de 1984).

Lugo I. Tomas, Delgado P. Javier y Garrido U. José Luis "Análisis geológico estructural para la excavación de la casa de máquinas del P.H. Atexcaco, Puebla"; Superintendencia de Estudios Zona Golfo, C.F.E. México, 1990.

Pearson M., González O. y Clark K. "Mineralogía y distribución de plata en Real de Angeles, Zacatecas; México"; A.I.M.M.G.M. XVIII Convención, Mazatlán, Sinaloa; 1985.

Pearson M., González O. y Clark K. "Ore Mineralogy, Sulphur Isotopes, and Distribution of Silver at Real de Angeles, Zacatecas; Mexico" G.S.A. Reno Nevada Convention; E.U.A., 1984

Pit Slope Manual, capítulos 2, 5, 7 y suplemento 2 - 1. Publicado por CANMET; Ottawa, Canadá. 1977

Ross-Brown Dermot M. "Analytical Design". (Sin referencia, parte del material de lectura del curso "Mecánica de rocas aplicada a la minería y construcción"; impartido por la División de Educación Continua de la Facultad de Ingeniería, U.N.A.M.; mayo de 1984).

Seegmiller Ben L. " General Comments, Data Collection, Remedial Stability Measures ". (Sin referencia, parte del material de lectura del curso " Mecánica de rocas aplicada a la minería y construcción ": impartido por la División de Educación Continua de la Facultad de Ingeniería, U.N.A.M.; mayo de 1984).

Williams C. Peters " Exploration and Mining Geology " Segunda edición. John Wiley e hijos E.U.A., 1987.

Wilson Gilbert " Introduction to Small-scale Geological Structures ", George Allen and Unwin LTD. Reino Unido, 1982.

CORRESPONDENCIA:

" Outline for Geotechnical Investigation into Pit Wall Angle at Minera Real de Angeles ".
Memorando de Paul Buckley a Douglas Fraser; Placer Development Ltd (Endako Mines Division); 4/12/85

" Pit Slope Project ".
Memorando de Paul Buckley a Marco Antonio Flores; Placer Development Ltd (Endako Mines Division); 7/4/86

" Data for Pit Slope Project ".
Memorando de Paul Buckley a Octavio González; Placer Development Ltd (Endako Mines Division); 11/4/86

" Tasks to be Considered During Future Stages of the Pit Slope Project ".
Memorando de Paul Buckley a Marco Antonio Flores; Placer Development Ltd. (Endako Mines Division); 22/4/86

Revisión del modelo geológico y diseño del tajo.
Memorando de Marco Antonio Flores a Art Brown; Unidad Real de Angeles; 2/5/86

L I S T A D E I L U S T R A C I O N E S

- Figura 1.3.1 Localización del tajo "Real de Angeles"
- Figura 1.3.2 Bloque tectono-estratigráfico del yacimiento
- Figura 1.3.3 Distribución de Plata
- Figura 2.2.1 Cartografía de estructuras de primer orden
- Figura 2.4.1 Despliegue de información estructural
- Figura 3.1.1 Tipos de deslizamientos en bloques
- Figura 3.2.1 Principales parámetros físicos del deslizamiento
- Figura 3.3.1 Sistema General de Discontinuidades
- Figura 3.4.1 Cuñas Estructurales
- Figura 4.4.1 Probables derrumbes en el tajo final, $\theta_A = \theta_B = 25^\circ$
- Figura 4.4.2 Probables derrumbes en el tajo final, $\theta_A = \theta_B = 30^\circ$
- Figura 4.4.3 Probables derrumbes en el tajo final, $\theta_A = \theta_B = 35^\circ$
- Figura 4.4.4 Probables derrumbes en el tajo final, $\theta_A = \theta_B = 40^\circ$
- Figura 5.2.1 Levantamiento de la geometría del derrumbe
- Figura 5.3.1 Elementos geométricos de la cuña
- Figura 5.4.1 Levantamiento de pequeños derrumbes en el área del tajo
- Figura 5.5.1 Relación entre la cuña y el SG de D
- Figura 5.5.2 Relación entre la cuña y las fallas
- Figura 5.6.1 Alternativa de diseño talud 50° , $\theta_A = \theta_B = 25^\circ$
- Figura 5.6.2 Alternativa de diseño talud 50° , $\theta_A = \theta_B = 30^\circ$
- Figura 5.6.3 Alternativa de diseño talud 50° , $\theta_A = \theta_B = 35^\circ$
- Figura 5.6.4 Alternativa de diseño talud 50° , $\theta_A = \theta_B = 40^\circ$
- Tabla 1.3.1 Estratigrafía Regional
- Tabla 1.3.2 Dataciones
- Tabla 3.1 Propiedades mecánicas de las rocas

Tabla 3.2 Principales cuñas estructurales

Tabla 4.1 Cálculo del factor de seguridad

Tabla 4.2 Variación del F de S: primera aproximación

Tabla 5.1 Derrumbe: datos de entrada

Tabla 5.3 Variación del F de S: segunda aproximación

Tabla 5.4 Comparación de resultados: pronósticos