

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA  
Y METALURGICA



Estabilidad de Taludes en Roca y Volcánica  
Fracturada del Tajo Raúl Rojas  
Centromín Perú

T E S I S

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS

Oscar Marreros Daza

LIMA-PERU

1 9 9 3

ESTABILIDAD DE TALUDES EN ROCA VOLCANICA FRACTURADA DEL TAJO  
RAUL ROJAS. CENTROMIN PERU.

INDICE GENERAL

INTRODUCCIÓN.

- CAPITULO 1. IMPORTANCIA DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN LA ECONOMÍA, DISEÑO Y OPERACIÓN DE TAJOS ABIERTOS.
- 1.1. Importancia de la estabilidad de taludes en el desarrollo y operación de un tajo abierto.
  - 1.2. Efectos económicos del ángulo de talud en el tajo abierto Raúl Rojas.
- CAPITULO 2. FACTORES GEOLÓGICOS QUE CONTROLAN LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN UN TAJO ABIERTO.
- 2.1. Tipos principales de problemas de estabilidad de taludes.
  - 2.2. Importancia de la Geología en la estabilidad de taludes.
  - 2.3. Estructuras geológicas significativas.
    - 2.3.1. Fallas y zonas de fallas.
    - 2.3.2. Fracturamiento.
- CAPITULO 3. PROCEDIMIENTO EMPLEADO EN EL MAPEO DE LAS DISCONTINUIDADES DEL TAJO RAUL ROJAS.
- 3.1. Inferencia estadística.
    - 3.1.1. Longitud de las fracturas.
    - 3.1.2. Espaciamiento (frecuencia) de las fracturas.
      - Orientación de las fracturas.

- CAPITULO 4.** ANÁLISIS DE LA ORIENTACIÓN DE LAS FRACTURAS DEL TAJO RAUL ROJAS POR PROYECCIONES ESTEREOGRAFICAS.
- 4.1. Programa para computadoras "PATCH.FOR".
  - 4.2. Resultados del programa "PATCH.FOR" para el Tajo Raúl Rojas.
  - 4.3. Análisis estereográfico.
- CAPITULO 5.** DETERMINACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE RESISTENCIA AL CORTE.
- 5.1. Resistencia en fallas y fracturas. Ensayos de corte directo y ensayos triaxiales.
  - 5.2. Efectos de superficies rugosas.
  - 5.3. Influencia de desplazamiento en la resistencia al corte.
  - 5.4. Influencia del tamaño del espécimen en la resistencia al corte.
  - 5.5. Influencia del agua en la resistencia al corte.
  - 5.6. Influencia de los sismos y microsismos en la resistencia al corte.
- CAPITULO 6.** DESLIZAMIENTO PLANAR POR ESFUERZO CORTANTE.
- CAPITULO 7.** DESLIZAMIENTO TRIDIMENSIONAL EN CUÑA.
- CAPITULO 8.** CONTROL DE UN DESLIZAMIENTO.
- 8.1. Remoción, control o descarga de una zona de deslizamiento.
  - 8.2. Como vivir con un deslizamiento.
  - 8.3. Incremento de la estabilidad de los taludes.

- 8.3.1. Control del agua.
- 8.3.2. Cambio de la forma del perfil del talud.
- 8.3.3. Control de la voladura.
- 8.3.4. Estabilización artificial.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

## REFERENCIAS

## APÉNDICES

- A. Listado del Programa WOR.BAS
- B. Listado del Programa PATCH.FOR
- C. Corrida del Programa PATCH.FOR
- D. Datos del Registro Lineal de las fracturas del tajo RAUL ROJAS
- E. Listado del Programa PLANAR.BAS
- F. Listado del Programa CUNA.BAS



## INTRODUCCIÓN

La estabilidad de taludes en roca es una especialidad de gran importancia. Desde el punto de vista económico y de seguridad a largo plazo, los problemas de mecánica de rocas en minería superficial son más serios que los problemas de mecánica de suelos debido principalmente al incremento de las profundidades de los tajos.

La mecánica de rocas es más complicada que la mecánica de suelos debido a las siguientes razones:

Las rocas no son homogéneas sino anisotrópicas.

Los parámetros de resistencia de las rocas son muy variables y difíciles de determinar con precisión.

Las teorías y los modelos generalizados del comportamiento de las rocas son complejas al igual que las matemáticas involucradas.

Las condiciones de campo son muy difíciles, algunas veces imposibles de simular en el laboratorio.

Los ensayos de campo son complicados, requieren de tiempo y casi siempre son muy caros.

El advenimiento de la computadora ha hecho posible la incorporación de la tercera dimensión en estudios de estabilidad.

Si un tajo no tiene ninguna evidencia de inestabilidad, se está perdiendo dinero. Sin embargo, si existe inestabilidad potencial y no se sospecha, se pueden perder vidas y dañar equipos. La rentabilidad de un tajo abierto depende mucho del uso de taludes lo más parados posibles pero que no fallen durante la vida de la mina. Es razonable asumir que el diseño de taludes en muchos tajos es muy conservador, por otro lado los grandes deslizamientos en

otros han demostrado que los taludes han sido muy parados. Con el uso de la mecánica de rocas se diseñan taludes óptimos controlando la estabilidad. Los operadores requieren saber las técnicas de estabilización y de instrumentación que se utilizan para medir el movimiento del talud.

Los deslizamientos de taludes se pueden tratar de diferentes maneras. Por muchos años se han practicado dos métodos: la remoción total y la remoción parcial de la zona de deslizamiento. Sin embargo, con el perfeccionamiento de las técnicas de monitoreo, los tajos pueden vivir con un deslizamiento y aún convertir una pérdida potencial en utilidad. Para incrementar la estabilidad de los taludes, existen varias técnicas como la voladura de precorte y recorte, sistemas de drenaje y estabilización artificial.

La investigación geológica es tan importante como el análisis de los taludes del tajo. La geología debe ser revisada periódicamente cuando se excavan nuevos taludes; esto permitirá verificar que las suposiciones para el análisis no han cambiado y hacer modificaciones cuando se encuentren nuevas condiciones.

Los estudios de mecánica de rocas para estabilidad de taludes comprenden: a) mapeo geológico detallado, b) determinación de las condiciones hidrológicas en el tajo, c) determinación de las propiedades mecánicas del suelo y de la roca por medio de ensayos "in-situ" y de laboratorio, d) estudios analíticos de la estabilidad de taludes para ángulos y sectores diferentes, y e) monitoreo del comportamiento del talud con vigilancia geológica continua e instrumentación apropiada.

Se puede demostrar que parando un talud inclinado de  $45^\circ$  de un tajo relativamente cónico en  $10^\circ$ , la cantidad de desmonte a ser excavado disminuye en 20%, y el incremento de reservas de mineral es del 10%.

Los objetivos más importantes de este trabajo son: minimizar la cantidad de roca a ser excavada, incrementar reservas de mineral y predecir el factor de seguridad y el comportamiento final de los taludes en roca volcánica fracturada debajo de la concentradora Paragsha del Tajo Raúl Rojas de Centromin Perú.

Es necesario recordar que en el año 1981 Centromin encargó a la firma consultora Seltrust Engineering Limited hacer el estudio de taludes del Tajo Raúl Rojas. Después de hacer el análisis con el método de Janbu ya que se consideró que la única forma de deslizamiento sería el circular (al no contar con suficientes datos de la geología estructural) el estudio recomendó que el talud final del lado Oeste (zona volcánica) del tajo debería seguir con el diseño planeado a  $45^\circ$  teniendo en cuenta un factor de seguridad de 2. Este factor alto se recomendó debido a que existen las instalaciones de la concentradora al borde del tajo.

Con mayor información de la geología estructural de la zona volcánica se realizó el presente estudio; obteniéndose como talud final óptimo de  $55^\circ$ . Con éste nuevo talud se modificó el planeamiento de tal manera que la concentradora quede fuera del área de influencia de cualquier posible deslizamiento no siendo necesario mantener el alto factor de seguridad propuesto de 2.

El autor del presente trabajo hace extensivo su agradecimiento a la Superintendencia, a los departamentos de Geología e Ingeniería por sus apoyo material y sus valiosas sugerencias en la toma de datos y en el análisis de los mismos.

## CAPITULO 1.

### IMPORTANCIA DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN LA ECONOMÍA, DISEÑO Y OPERACIÓN DE TAJOS ABIERTOS.

#### 1.1. Importancia de la estabilidad de taludes en el desarrollo y operación de un tajo abierto.

La razón principal de los estudios de estabilidad de taludes es optimizar la economía del tajo en forma proporcional a la capacidad de la roca a permanecer estable, y también para minimizar el riesgo de deslizamientos y el riesgo consiguiente al personal y a la operación.

La importancia de la estabilidad de taludes comprende seis aspectos:

- 1) Economía en el diseño. Reducción de la relación de desmonte a mineral (WOR), reducción de costos debido al desmonte diferido e incremento de reservas de mineral.
- 2) Seguridad en el diseño. Mejor conocimiento del estado de los taludes; si es requerido, diseño de sistemas de sostenimiento con justificación económica. Control del agua superficial y subterránea.
- 3) Economía operativa. Reducción de daños a los taludes y mejor fragmentación debido a mejores técnicas de voladura.
- 4) Seguridad operativa. Diseño de bermas de seguridad.
- 5) Factor económico en la predicción de deslizamientos.

Reducción de pérdidas debido a deslizamientos y habilidad de vivir con un deslizamiento.

- 6) Factor de seguridad en la predicción de deslizamientos. Prevención de peligros al personal y al equipo.

Comparada con otras industrias, la minería encara un problema característico en que sus activos (cuerpos mineralizados) se agotan. Una compañía minera puede adoptar una de dos posibilidades para explotar un depósito; primero, explotándolo rápidamente es posible maximizar el retorno de la inversión, o, segundo, invirtiendo menos capital con una vida del tajo más larga, se puede maximizar la utilidad total. Desde el punto de vista de flujo de caja acumulado, la primera posibilidad mencionada da una salida de flujo de caja alta en los primeros años y una entrada alta en años posteriores en un período más corto; mientras que la segunda da un flujo de caja más uniforme durante la vida de la mina con una producción en un período de tiempo más largo con picos de inversión más bajos.

Para examinar la importancia de la estabilidad de taludes en el planeamiento y economía del minado, primero se debe determinar si el cuerpo será minado por tajo abierto o por método subterráneo. El factor que decidirá el método de minado es el costo de remoción de desmonte por tajo abierto. La relación de desmonte removido para recuperar una tonelada de mineral se llama la relación de desbroce (WOR). Si la relación de desbroce es muy grande, se llega a un punto donde puede ser más rentable revertir a minería subterránea.

Una segunda relación de desbroce, conocida como la relación de desbroce de límite económico restringe la geometría a un cierto margen de ganancia y asegura que se logrará una ganancia en el mineral explotado.

Una tercera relación de desbroce es la relación de desbroce final, la cual es la relación de toneladas de desmonte a toneladas de mineral que existe en los límites finales del tajo. En ningún caso esta relación final debe ser mayor que la relación de límite económico ni mayor que la relación calculada para el Cut Off entre los métodos subterráneo y superficial.

Sin embargo, la relación de desbroce final no se mantiene constante en cuanto al minado en años individuales o en incrementos de tiempo. Se presenta entonces una cuarta relación que se conoce como la relación instantánea de desbroce, la cual es:

$$(TM \text{ de material} - TM \text{ de mineral}) / TM \text{ de mineral}$$

Una vez que se han determinado los aspectos geológicos, metalúrgicos y legales, se hace un estudio de factibilidad del proyecto. Al analizar la parte económica de los proyectos mineros, se deben utilizar todas las técnicas de análisis económico posibles, ya que ninguna técnica por si sola da una respuesta completa. Las técnicas usadas más comunes son: 1) el "Pay Back", 2) el Retorno de la Inversión, 3) Flujo de Caja Descontado, 4) la fórmula de Hoskild, 5) el Valor Presente Neto y 6) Ganancia anual (o mensual) equivalente.

## 1.2. Efectos económicos del ángulo de talud en el tajo abierto RAUL ROJAS.

Los factores más importantes que deben ser considerados en el análisis económico en un posible tajo abierto son:

- 1) El precio actual del producto final.
- 2) Predicción del mercado y precio futuro del producto final.
- 3) El programa de producción de la mina.
- 4) El costo de producción.
- 5) Reservas de mineral.
- 6) Relación de desbroce.

De los seis factores mencionados, la gerencia muy poco o nada puede hacer para alterar los puntos 1) y 2). El punto 3), la producción, generalmente se determina en la etapa preliminar del planeamiento y sólo se puede cambiar, con cierta dificultad, una

vez que la mina está en producción con mayor inversión de capital. El punto 4), el costo de producción puede variar muy poco durante la vida de la mina. Los factores 5) y 6) se pueden alterar hasta cierto límite variando la geometría del tajo, la ley de corte o los ángulos del talud.

Para demostrar el efecto de la variación del talud en la relación de desbroce, en la Fig se examina las toneladas de desmonte (densidad D) que se tiene que mover para disponer las toneladas de mineral (densidad d). El cuerpo es en forma elíptica de b, c metros de semiejes y h metros de altura, tendido sobre un plano horizontal y cubierto por H metros de desmonte.

De la Fig 1 se puede deducir el tonelaje de desmonte, mineral y el tonelaje total así como el WOR. Por diferencia de volúmenes se deduce:

$$TM \text{ mineral} = (\pi/3)d[R^3 \tan \alpha - (K-h)^3 / (\tan \alpha)^2] \quad (1)$$

$$TM \text{ desmonte} = (\pi/3)D[(K+H)^3 (1/(\tan \alpha)^2) - R^3 \tan \alpha] \quad (2)$$

$$\text{Tonelaje Total} = (1) + (2)$$

$$WOR = (D/d)[(K+H)^3 - K^3] / [K^3 - (K-h)^3] \quad (3)$$

Donde:  $R = (b \cdot c)^{1/2}$   
 $K = R \tan \alpha$

El autor del presente trabajo ha escrito un programa en Basic ("WOR.BAS") para la IBM-PC para simular estos parámetros. Idealizando al tajo Raúl Rojas entre los bancos 4060 y 4280 tenemos los siguientes valores:

$$\begin{aligned} b &= 120\text{m}, & c &= 290\text{m}, \\ h &= 60\text{m}, & H &= 160\text{m}, \\ d &= 3.3\text{gr/cc} & D &= 2.87\text{gr/cc} \end{aligned}$$

La Tabla 1 muestra las variaciones que ocurren en la relación de desbroce, material total, desmonte total y mineral total a medida que el ángulo  $\alpha$  varía de  $30^\circ$  a  $70^\circ$  de la horizontal entre los bancos 4060 (fondo final) y 4280 (banco desde donde se empezó a parar los taludes). La Fig 2 también muestra estas variaciones.

Como se esperaba, el cambio mayor ocurre a ángulos más bajos. Sin embargo, aún a ángulos más tradicionales, la disminución de desmonte y el incremento de mineral son considerables. Por ejemplo, parando el talud final de  $45^\circ$  a  $55^\circ$  el mineral disponible incrementa en alrededor de 1.7 millones de toneladas, y una disminución de desmonte de 6.7 millones de  $m^3$ . La relación de desbroce disminuye de 6.84:1 a 5.04:1. Todo esto teniendo en cuenta que el total de las paredes del tajo se pararan a  $55^\circ$ , pero en el caso del tajo Raúl Rojas se está considerando solamente la tercera parte de éste (zona volcánica); es decir se incrementarían las reservas en alrededor de 560,000 TM y una disminución de desmonte de 2.2 millones de  $m^3$ . Los cálculos más exactos se han hecho posteriormente con planimetría una vez obtenidos los ángulos de talud.

Económicamente es más rentable utilizar taludes más empinados en el desbroce inicial de un tajo. Esto resulta en menor remoción de desmonte para una misma o mayor exposición de mineral que si se utilizaran ángulos de talud más echados. Una vez que se inicia la producción de mineral, los taludes se pueden echar; y cuando se alcancen los taludes finales, ellos pueden ser empinados nuevamente trayendo consigo dos tipos de beneficios económicos. Primero, en el desbroce inicial, la salida de flujo de caja acumulado no es tan alto como en el caso de taludes más echados. Segundo, durante el desbroce, es común diferir una cantidad de desbroce para compensar en algo el mineral a ser minado en el futuro. Esto es caro, ya que el interés varía. Llevando taludes más empinados, se remueve menos desmonte y, por lo tanto, se reduce considerablemente la cantidad de desbroce diferido.



TABLA 1. Corrida del programa "WOR.BAS" para el tajo Raúl Rojas idealizado entre los bancos 4060 a 4280.

RELACION DE DESBROCE A MINERAL VS ANGULO DEL TALUD

SEMIEJES DE LA ELIPSE DE MINERAL 120 m, 290 m.

ALTURA DEL CUERPO MINERALIZADO 60 m.

DENSIDAD DEL MINERAL 3.3 gr/cc.

ALTURA DEL DESMONTE POR ENCIMA DEL MINERAL 160 m.

DENSIDAD DEL DESMONTE 2.87 gr/cc

TALUD (°)	MINERAL 1000'S TM	DESMONTE 1000'S TM	TOTAL MATER 1000'S TM	WOR FINAL	
30.0	11827.0	161714.1	173541.1	13.67	
31.0	12127.0	155962.5	168089.5	12.86	1
32.0	12416.4	150639.3	163055.7	12.13	1
33.0	12695.7	145697.9	158393.6	11.48	1
34.0	12965.4	141098.4	154063.8	10.88	1
35.0	13226.0	136805.7	150031.7	10.34	1
36.0	13478.1	132789.5	146267.6	9.85	1
37.0	13722.0	129023.2	142745.2	9.40	1
38.0	13958.3	125483.2	139441.5	8.99	1
39.0	14187.3	122149.2	136336.5	8.61	1
40.0	14409.6	119002.7	133412.3	8.26	1
41.0	14625.4	116027.5	130652.8	7.93	
42.0	14835.1	113209.0	128044.1	7.63	1
43.0	15039.0	110534.6	125573.6	7.35	1
44.0	15237.5	107992.5	123230.0	7.09	1
45.0	15430.9	105572.3	121003.2	6.84	1
46.0	15619.5	103264.6	118884.0	6.61	1
47.0	15803.4	101061.0	116864.4	6.39	1
48.0	15983.1	98953.8	114936.8	6.19	
49.0	16158.6	96936.0	113094.6	6.00	

TALUD (°)	MINERAL 1000'S TM	DESMONTE 1000'S TM	TOTAL MATER 1000'S TM	WOR	FINAL
50.0	16330.3	95001.3	111331.6	5.82	1
51.0	16498.3	93144.0	109642.3	5.65	
52.0	16662.9	91358.7	108021.5	5.48	1
53.0	16824.2	89640.6	106464.8	5.33	1
54.0	16982.4	87985.3	104967.7	5.18	
55.0	17137.7	86388.9	103526.6	5.04	1
56.0	17290.3	84847.4	102137.6	4.91	1
57.0	17440.2	83357.5	100797.7	4.78	1
58.0	17587.7	81916.0	99503.7	4.66	1
59.0	17732.9	80519.9	98252.8	4.54	1
60.0	17875.9	79166.6	97042.5	4.43	1
61.0	18016.9	77853.5	95870.4	4.32	1
62.0	18155.9	76578.2	94734.1	4.22	1
63.0	18293.1	75338.6	93631.8	4.12	1
64.0	18428.6	74132.8	92561.4	4.02	1
65.0	18562.5	72958.6	91521.1	3.93	1
66.0	18695.0	71814.4	90509.4	3.84	1
67.0	18826.0	70698.6	89524.5	3.76	1
68.0	18955.7	69609.5	88565.2	3.67	1
69.0	19084.2	68545.8	87630.0	3.59	1
70.0	19211.6	67506.1	86717.7	3.51	1

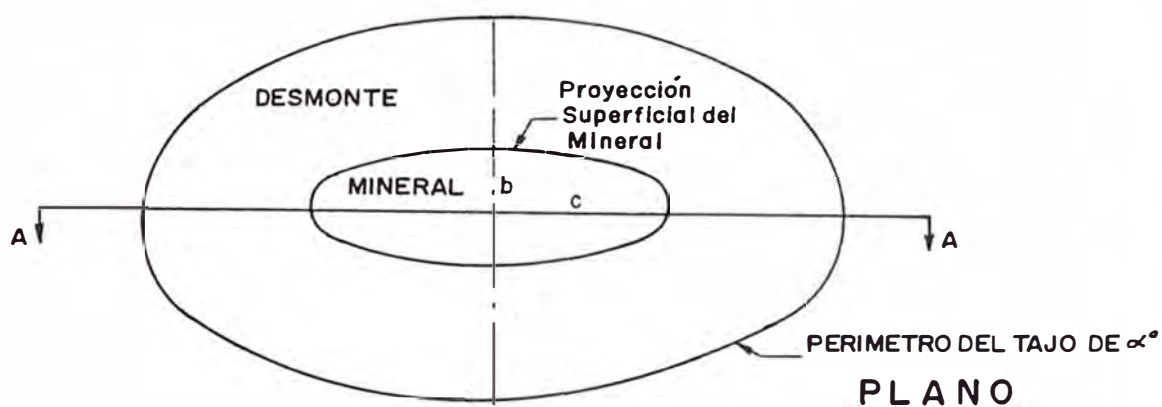
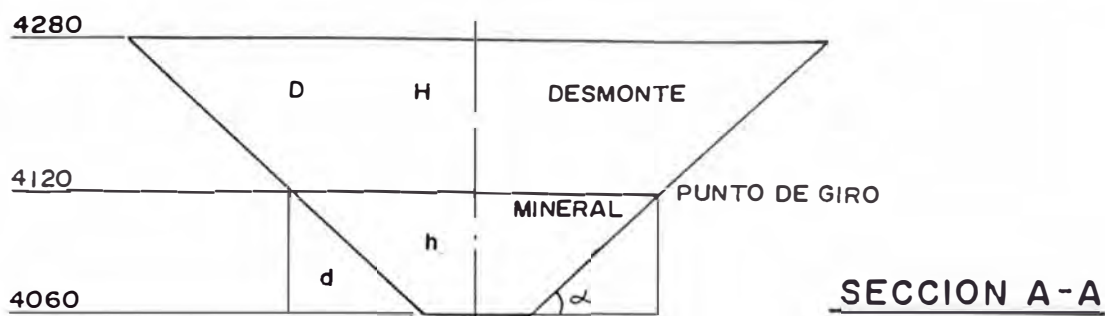
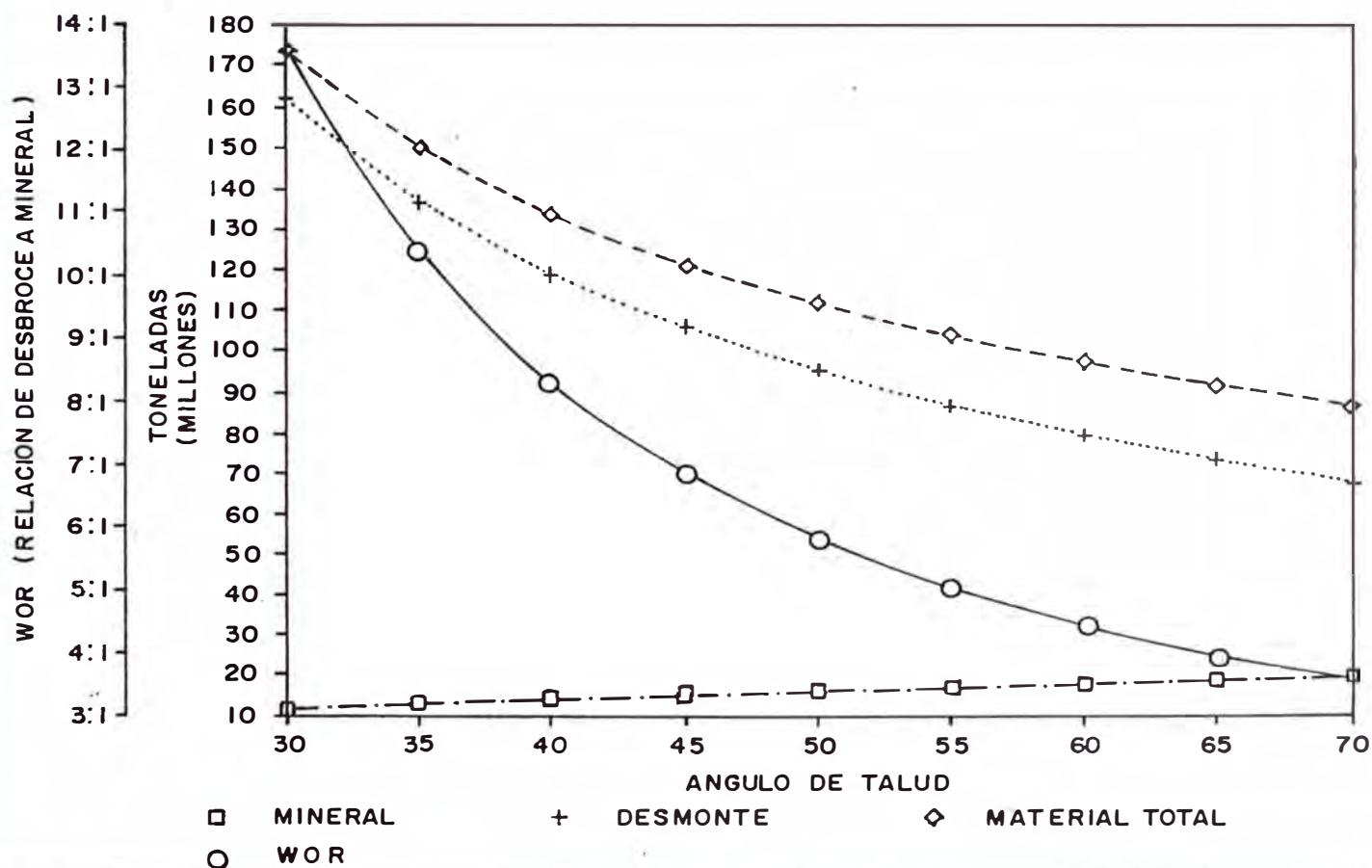


FIG. 1.- TAJO Y CUERPO MINERALIZADO IDEALIZADO.

FIG. 2.- MINERAL DESMONTE, MATERIAL TOTAL Y WOR VS ANGULO DE TALUD



Los beneficios económicos de operar taludes más parados son evidentes. Sin embargo, es necesario tener en cuenta los factores que prohíben trabajar taludes muy parados. El principal problema es la dificultad de operar equipos mineros de gran tamaño en taludes parados y en espacios reducidos. Los principales parámetros que se deben considerar son: la pendiente y el ancho de la carretera, el espacio de giro para la pala y el ancho de berma para las perforadoras. Si se maximiza el ancho de los bancos, los taludes son echados y consecuentemente el desbroce aumenta. Haciendo varios diseños del tajo inicial se logrará el óptimo con taludes razonablemente parados con suficiente espacio disponible. Es imprudente forzar al equipo que trabaje en espacio estrecho por el simple hecho de obtener taludes parados. Los costos por accidentes y por mantenimiento incrementan y la productividad disminuye. Para retener material suelto, es necesario dejar bermas de seguridad por lo menos dejando un banco.

## CAPITULO 2.

### FACTORES GEOLÓGICOS QUE CONTROLAN LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN UN TAJO ABIERTO.

#### 2.1. Tipos principales de problemas de estabilidad de taludes.

En lo que a operaciones se refiere sólo hay dos tipos de deslizamiento de taludes: deslizamiento catastrófico y deslizamiento progresivo. El primer tipo es el más peligroso; se advierte muy poco de su existencia y luego falla a gran velocidad. El segundo tipo, por otro lado, advierte lo suficiente y falla por decrepitación gradual de la cara del talud y de la cresta del tajo. Este tipo de falla, puede convertirse en catastrófico en las etapas finales. En los casos de deslizamientos mayores, la roca nos da algún tipo de advertencia. Actualmente, el tajo cuenta con un ingeniero de planeamiento o de operaciones que toma cierto tiempo cada semana patrullando la mina mirando signos de inestabilidad de los taludes. Ignorar un gran deslizamiento en sus etapas iniciales es peligroso, y de consecuencias económicas desfavorables en la operación misma.

Tecnológicamente hablando existen 4 tipos de deslizamientos de taludes:

Tipo 1. Deslizamiento local que compromete un solo banco.

Tipo 2. Deslizamiento planar o en cuña que compromete varios bancos.

Tipo 3. Deslizamiento en roca descompuesta y rota por esfuerzo cortante o circular que compromete varios bancos.

Tipo 4. Deslizamiento por volteo o "toppling".

Las fallas del Tipo 1 son casi imposibles de eliminar sin el uso de taludes muy echados o con un soporte costoso. En muchos casos, si no ocurren deslizamientos locales, uno puede concluir que el talud está sobredimensionado y probablemente está muy echado. Estos deslizamientos no interrumpen las operaciones por más de un día. El mayor problema es el peligro para el personal y los equipos. En general, un buen diseño de taludes minimiza los deslizamientos locales pero es improbable que se eliminen totalmente.

La presencia de dos o más discontinuidades de un lado a otro, tal como un fracturamiento en estrato combinado con una falla puede ocasionar la situación del Tipo 2. Es más peligroso porque es difícil de detectar y de predecir ya que dos estructuras geológicas adversas están separadas por decenas de metros en la superficie donde la influencia del material intemperizado u otro tipo de desmonte dificultan su detección. Para encontrar estas estructuras significativas es necesario un estudio de geología de campo muy cuidadoso. Las estructuras deberán proyectarse para anticipar su influencia en taludes futuros. Recién cuando se expone la intersección de las dos estructuras geológicas uno puede prever el deslizamiento de un talud. Un deslizamiento de esta naturaleza puede parar las operaciones por meses. El presente trabajo analiza al detalle este tipo de deslizamiento para el tajo Raúl Rojas.

El Tipo 3 ocurre cuando los taludes encuentran zonas de fallas anchas conteniendo roca descompuesta. El diseño del talud para la roca competente se tiene que modificar para considerar el material débil. Las evidencias geológicas de dichos materiales débiles son más fáciles de ver. Sin embargo, como en el Tipo 2, el talud es posible que no se deslice hasta que la excavación haya proseguido considerablemente debajo de la elevación donde está el material suelto.

El Tipo 4 ocurre cuando se originan bloques columnares de roca por varias familias de discontinuidades, particularmente fracturas. El volteo ocurre cuando el vector del peso de un bloque columnar no pasa a través de la base del bloque. La mayoría de los volteos solamente son problemas de limpieza a lo largo de los bancos y no afectan taludes finales mayores.

Los deslizamientos del Tipo 1, 2 y 4 se analizan mejor con la técnica desarrollada en mecánica de rocas, mientras que el Tipo 3 se puede analizar con técnicas de mecánica de suelos (con el método de Bishop o con el método de Jambu).

## 2.2. Importancia de la Geología en la estabilidad de taludes.

La estabilidad de taludes básicamente es un problema de Geología e Ingeniería. Geología porque involucra el entendimiento profundo de la estructura, del flujo de agua, del intemperismo y otras condiciones naturales relacionadas al ambiente geológico, e Ingeniería, porque involucra cálculos basados en mecánica y relacionados a la resistencia de los materiales y de las fuerzas que ocasionan inestabilidad. El Ingeniero Geólogo provee los datos básicos sobre los cuales se hacen los cálculos, y para un resultado satisfactorio, debe existir una coordinación muy estrecha entre el Geólogo y el Ingeniero de Minas. La precisión del cálculo final no puede ser más exacto que los datos geológicos a la mano y estos deben estar relacionados a las condiciones geológicas presentes y futuras.

La estabilidad de un talud depende de la diferencia entre las fuerzas que tienden a resistir el deslizamiento y las fuerzas que tienden a ocasionarlo. Este concepto origina el factor de seguridad, FS, para el talud, el cual se define como:

FS = Suma de las fuerzas que resisten el deslizamiento / Suma de las fuerzas que inducen el deslizamiento.

El problema de diseño es de mecánica aplicada en la cual el margen de seguridad a utilizarse en cualquier caso es cuestión de criterio. Normalmente se selecciona un FS promedio de 1.2 a 1.3 cuando se toman en cuenta todos los parámetros de resistencias y esfuerzos.

La estabilidad de los taludes depende significativamente de la presencia y naturaleza de planos de debilidad en la masa rocosa. En la mayoría de los casos, las propiedades físicas y mecánicas más importantes de las rocas están en función de la dirección, de la geometría y de la distribución espacial de estas discontinuidades. Por lo tanto, los principios básicos en los cuales descansan estos estudios son: 1) los sistemas de fracturamiento y otras discontinuidades, 2) su relación a superficies potenciales de deslizamiento y 3) los parámetros de resistencia de las fracturas los cuales incluyen una investigación de las propiedades tanto de los planos de fracturamiento como de cualquier material de relleno entre ellas. Además de estos tres factores que son propiedades de las rocas, un cuarto y un quinto y muy importantes factores deben considerarse, los cuales son la presión de agua en las fracturas y los esfuerzos ocasionados por la voladura.

Las discontinuidades en la roca se han medido sistemáticamente y analizadas estadísticamente para determinar sus naturaleza y distribución, y se han tomado datos de ensayos realizados en diferentes laboratorios para determinar la resistencia a lo largo de ellas. Estos factores se cuantificaron y luego se aplicaron teóricamente para determinar la resistencia a lo largo de cualquier plano potencial de deslizamiento.

### 2.3. Estructuras geológicas significativas.

El Profesor Terzaghi manifiesta que en una roca intacta, aún con una resistencia a la compresión baja, un talud vertical del orden de unos mil metros de altura es estable. Sin embargo, taludes



relativamente bajos con resistencia a la compresión considerable han fallado, indicando que la estabilidad de taludes en roca está determinada principalmente por discontinuidades estructurales en la masa rocosa y no por la resistencia de la propia roca.

### 2.3.1. Fallas y zonas de fallas.

Las fallas se pueden dividir en tres zonas principales, consistentes en una zona cizallada central o zona de gouge flanqueada por ambos lados por una zona triturada. El comportamiento de la zona triturada difiere mucho de la zona de "gouge", ya que la primera generalmente contiene menos finos y es altamente permeable, mientras que la última se caracteriza por los finos y es relativamente impermeable.

Una de las primeras cosas que se debe determinar cuando se encuentre una falla es si la zona central está rellena con material plástico o no cohesivo. El material es cohesivo si se puede enrollar en una hebra de 3 mm de diámetro, sino se puede, el material no es cohesivo. Si la zona de falla está rellena con material no cohesivo y contiene agua bajo presión, es posible que una excavación a través de dicha zona resulte en un corrimiento de la roca. Si el material es plástico, se puede ejercer grandes presiones sobre él.

El grado de cementación de la zona de falla debe determinarse. Por ejemplo, si las discontinuidades están rellenas con calcita, yeso o sílice es posible que no se establezca un plano de debilidad. Si el grado de cementación es incompleto, aún podría resistir debilitamiento y formar canales para el flujo de agua reduciendo la resistencia a lo largo de la discontinuidad. Se debe tener en cuenta los materiales que pueden disolverse, tales como la calcita y el yeso, ya que pueden conducir a una inestabilidad posterior a sus disolución.

El problema asociado con materiales de gouge ha sido estudiado por Brekke y Howard en 1972. La Tabla 2 resume algunas de sus conclusiones.

Otros factores que influyen en la estabilidad alrededor de las zonas de fallas son: 1) la orientación de la zona de falla relativa a la abertura futura, 2) otras discontinuidades que intersectan la zona de falla, 3) el agua subterránea y 4) la voladura.

### 2.3.2. Fracturamiento.

Las diferentes características que se deben determinar en un levantamiento de fracturas son:

- 1) La dirección de las fracturas.
- 2) La frecuencia, que es el espaciamiento perpendicular entre las fracturas de una misma familia.
- 3) La persistencia, que es la extensión o longitud de la fractura.
- 4) La rugosidad, que es una medida de la aspereza que hay en la superficie de la fractura. Las superficies de las fracturas raramente son absolutamente lisas, pero si lo son debe tomarse en cuenta. Las fracturas muy lisas tienen resistencias iguales al coeficiente de fricción y no ganan resistencia debido a las asperezas.
- 5) Las características del relleno, incluido el espesor y los tipos de materiales sobre las superficies de las fracturas.
- 6) La resistencia de las fracturas, tal como se determina con los ensayos de laboratorio.

Tabla 2. Clasificación del "gouge" en las fallas.

Material predominante	Comportamiento en la pared
Arcilla esponjosa	Esponjamiento; presión de esponjamiento.
Arcilla inactiva	Lodazal causado por compresión fuerte.
Clorita, talco, grafito y serpentina.	Se deshace.
Fragmentos de roca triturada y "gouge" tipo arena.	Se deshace; el tiempo de duración sin soporte después de excavado es muy corto.
Calcita porosa o escamosa y yeso.	Condiciones favorables.

La frecuencia de las fracturas de la roca se determina en términos de los parámetros listados en la Tabla 3.

Tabla 3. Características de las discontinuidades.

Descripción	Espaciamiento de discontinuidad
Masiva	Mayor de 2 m
Estratificación ancha	0.6 a 2 m
Estratificada	0.25 a 0.6 m
Estratificación angosta	60 a 250 mm
Estratificación muy delgada	20 a 60 mm
Laminada	6 a 20 mm
Laminada delgada	menor de 6 mm

La persistencia de las fracturas se puede medir en dos dimensiones. Por ejemplo, una fractura puede extenderse más allá de 1.0 m en una dirección y menos de 1.0 m en otra. Un sistema apropiado es clasificar la persistencia en rangos de 1.0 m, 3.0 m, 30.0 m y mayores de 30.0 m. En muchos casos, la persistencia no se puede ver debido al límite de la exposición; por lo tanto sólo se utiliza la persistencia que se observe. También es muy importante obtener la longitud máxima de las fracturas para el cálculo de la estabilidad.

Las características del relleno se analizan igual que el método descrito en la sección de fallas.

## CAPITULO 3.

### PROCEDIMIENTO EMPLEADO EN EL MAPEO DE LAS DISCONTINUIDADES DEL TAJO RAUL ROJAS.

Antes de proceder con el análisis de estabilidad de taludes, se realizó el mapeo geológico detallado del fracturamiento a lo largo de la roca por debajo de la concentradora, (pirita y volcánico). El fracturamiento se estudió estadísticamente con sesgo de muestreo al mínimo. El mejor método de medir sin sesgo es usando tres líneas de detalle mutuamente perpendiculares pero es muy difícil de lograrlo. La línea de detalle consistió en estirar una wincha preferentemente de 50 m de longitud y haciendo las medidas apropiadas por cada fractura que intersecta la línea, ver Fig 3 y Fig 4. Se tomaron 691 fracturas a través de 32 líneas de detalle dibujadas en las caras de los taludes (1450 m de mapeo total) y midiendo la longitud, la orientación y otros datos geológicos como se muestra en el formato de la Fig 5. En este trabajo por simplicidad y espacio sólo se muestra el análisis de estabilidad para la zona volcánica debajo de la concentradora Paragsha donde se tomaron 162 discontinuidades a través de cinco líneas de detalle (aproximadamente 244 m de longitud).

El logro de los datos se basa en el siguiente esquema:

#### 3.1. Inferencia estadística.

En la población de las fracturas se hicieron 3 inferencias: espaciamiento (o intensidad), longitud (tamaño o persistencia) y orientación. Las fracturas que cruzan las líneas de detalle son un grupo especial debido a que no todas las fracturas en la población tienen igual probabilidad de aflorar, y de aquellas que aparecen, no todas tienen la misma probabilidad de aparecer en la muestra. En realidad, sólo un subgrupo de la población está disponible para el



FIG. 3.- PLANO DEL TAJO RAUL ROJAS MOSTRANDO TODAS LAS LINEAS DE DETALLE Y 6 CORTES PARA SECCIONES TRANSVERSALES.

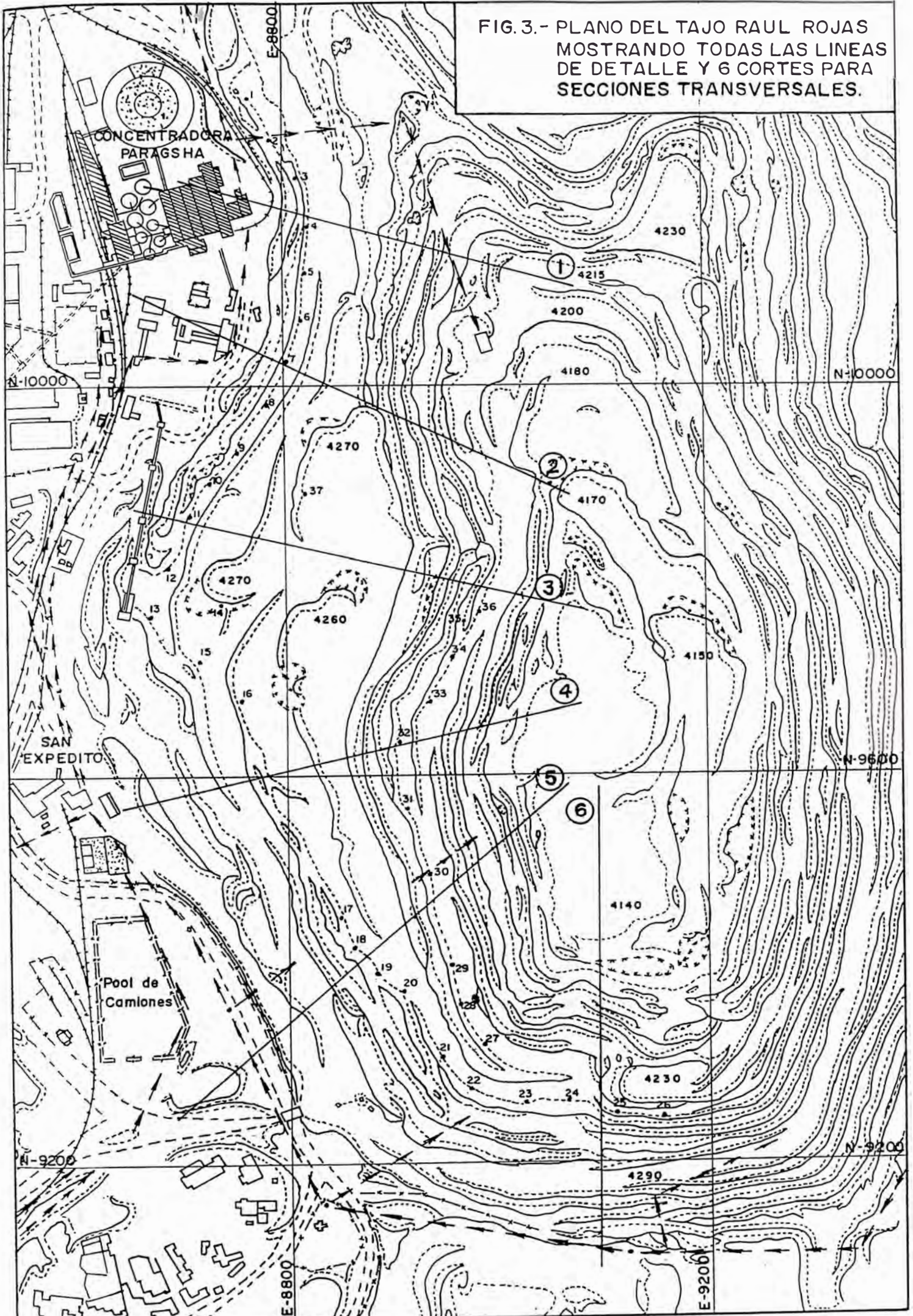
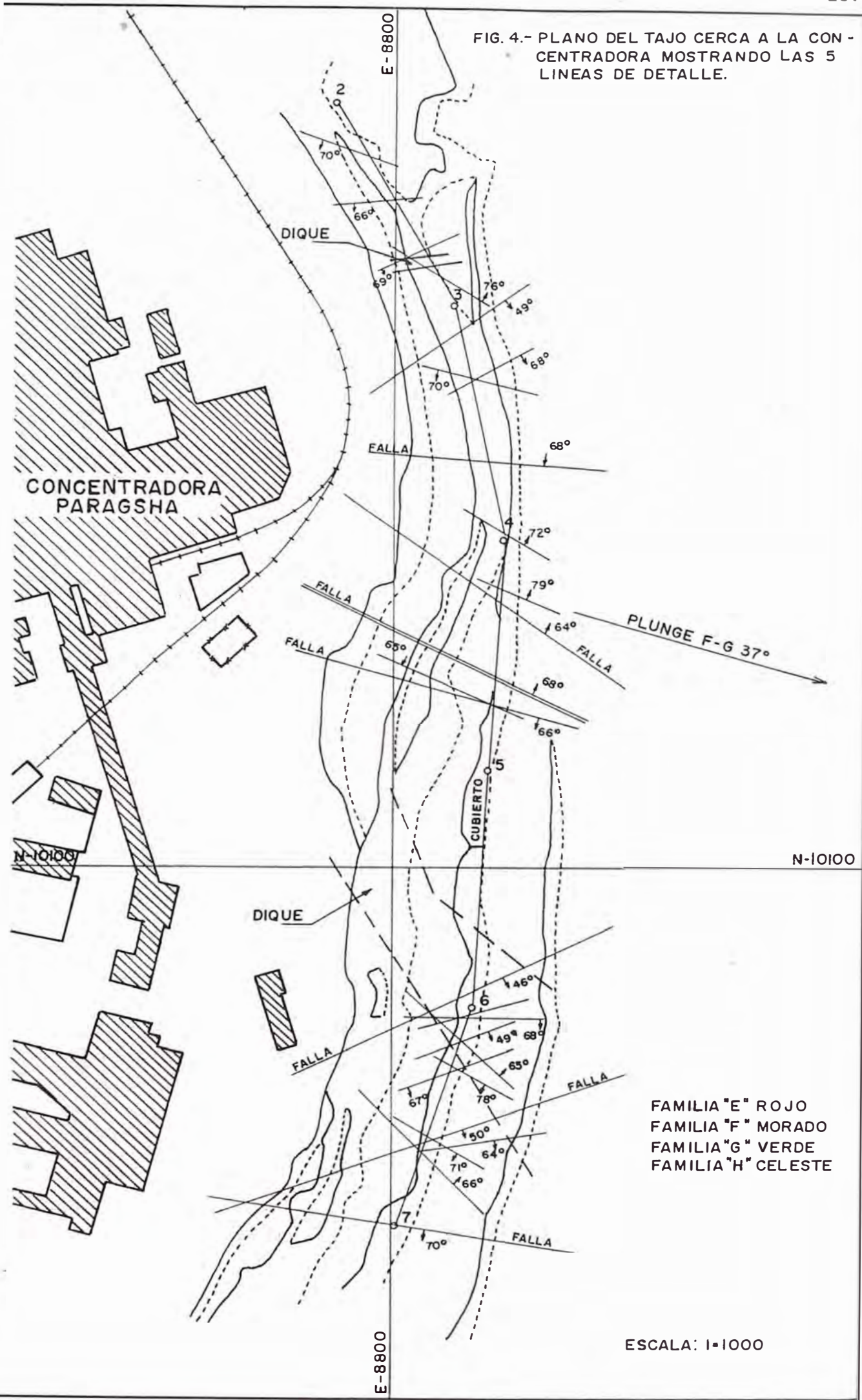




FIG. 4.- PLANO DEL TAJO CERCA A LA CONCENTRADORA MOSTRANDO LAS 5 LINEAS DE DETALLE.



FAMILIA "E" ROJO  
 FAMILIA "F" MORADO  
 FAMILIA "G" VERDE  
 FAMILIA "H" CELESTE

ESCALA: 1:1000

muestreo, el cual se denomina la muestra de la población que conforman todas las fracturas en la masa rocosa. La correspondencia entre muestras y poblaciones es un problema geológico y no estadístico, por ejemplo la inferencia de las características de las fracturas en profundidad. Las discrepancias entre las características de la muestra y las características de la población se han atribuido a tres fuentes: primero, error de muestreo el cual se origina por procedimientos que no son representativos. Segundo, error en las mediciones el cual se origina por la inexactitud de los instrumentos o en el operador. Finalmente, error de estimación originado por diferencias "random" en estadística muestral de una muestra a otra.

### 3.1.1. Longitud de las fracturas.

En el muestreo de la longitud existen tres sesgos (preferencias) importantes:

- a) Sesgo por tamaño. Este sesgo se da en dos formas. Primero, las fracturas más grandes tienen mayor probabilidad de aflorar que las más pequeñas. Segundo, las longitudes más grandes en el afloramiento, las cuales correlacionan con el tamaño del fracturamiento, tienen mayor probabilidad de intersectar a una línea de detalle que las fracturas de menor tamaño.
- b) Sesgo por truncamiento. Las longitudes debajo de un límite conocido no son registradas por razones operacionales.
- c) Las fracturas que se ven en un sólo extremo proveen un sólo límite inferior en la longitud.



### 3.1.2. Espaciamiento (frecuencia) de las fracturas.

Se ha considerado como espaciamiento verdadero ya que fue medido perpendicularmente entre dos fracturas más próximas que pertenecen a una misma familia, es decir con buzamientos y rumbos similares. Después de medir el rumbo y buzamiento y saber a que familia pertenece, las familias fueron graficadas en un plano como muestra la Fig 4; a cada familia de fracturas se le asignó un color diferente de donde se midieron los espaciamientos verdaderos.

### 3.1.3. Orientación de las fracturas.

El rumbo y buzamiento se midió para todas las fracturas que cruzan la línea de detalle, excepto en áreas cubiertas con desmonte. En algunos casos es apropiado un muestreo al azar.

Para hacer inferencias en las orientaciones de las fracturas se utilizó la técnica estadística de la distribución hemisférica de Arnold que se describe en el siguiente capítulo.

El paso siguiente a la toma de datos es graficarlos en una proyección de igual área.

El análisis comienza midiendo la densidad de polos por unidad de área y construyendo contornos. Los contornos indican la densidad relativa de los polos.

El método más común de medir la densidad utiliza una plantilla de área igual al 1% del área de la red proyectada. Las densidades se generan colocando el centro del círculo sucesivamente en la intersección de un cuadrículado y contando el número de polos dentro del círculo. Normalizando este número por la cantidad total de polos da una red del porcentaje del total de polos por 1% de área. Estos porcentajes se utilizan como medidas de la densidad.

El programa "PATCH.FOR" (ver siguiente capítulo) realiza este procedimiento con áreas cuadriláteras en vez de circulares obteniéndose resultados similares; ver Fig 10.

Generalmente, las orientaciones más densas se infieren por inspección en los datos. Aunque nunca se puede concluir definitivamente que un grupo de observaciones se ha tomado de una población "random", se puede analizar si se comporta como tal cuando se sujeta a ciertas pruebas estadísticas. Esto se obtiene comparando estadísticas de una muestra con su distribución teórica para poblaciones "random".

Si denotamos la probabilidad de un polo de estar localizado en un área unitaria dada por  $P$ , la probabilidad de que exactamente  $j_0$  polos estén localizados en una unidad de área es:

$$P_j(j_0) = \binom{n}{j_0} P^{j_0} (1-P)^{n-j_0} \quad (4)$$

donde  $n$  es el número total de polos, y  $\binom{n}{j_0}$  es el número de combinaciones en  $n$  eventos tomados  $j_0$  al mismo tiempo. Esta distribución se denomina Binomial. Dividiendo el área unitaria en subáreas iguales, de tal manera que la probabilidad de dos polos que caigan en la misma subárea es despreciable, el número de polos esperado por subárea,  $np$  es pequeño y la distribución Binomial (4) se puede aproximar con la distribución de Poisson cuando  $n \rightarrow \infty$ ,

$$P_j(j_0) = e^{-\tau} \tau^{j_0} / j_0! \quad (5)$$

donde  $\tau = np$ . La ventaja de la ecuación (5) es la facilidad de cálculo. El límite de Poisson Exponencial Binomial se muestra en la Fig 6.

FIG.5.- FORMATO DE LA TOMA DE DATOS DE LA LINEA DE DETALLE

### REGISTRO LINEAL

PROYECTO ..... CONDICION DE LA EXPOSICION .....  
 UBICACION ..... DIMENSION DE LA EXPOSICION .....  
 ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL ..... GEOLOGO ..... HOJA ..... DE .....

D Nº	DISTANCIA	Orientacion de la			Terminación	Tipo de dis-continuidad	Abertura (cm)	Relleno	Rugosidad	Ondulación
		RUMBO	AZIMUTH DEL BUZAMIENTO	BUZAMIENTO						
	PUNTO DE REFERENCIA Nº			TIPO DE ROCA	1.- Oscura 2.- en roca 3.- en otra discontinuidad	1.- falla 2.-Estratificación 3.- diaclasa 4.-corte o cizalla 5.- otros (Indicar)	1.- cerrada 2.- muy ongado 3.- ongado 0.1 - 1.0 4.- abierta 1.0 - 5.0 5.- muy abierta 5.0 (dar dimensiones)	1.- limpia 2.- carbonatos 3.- sulfuros 4.- panizo 5.- limonita 6.- otros	1.- con espejos de falla. 2.- ligeramente rugoso 3.- medianamente rugosa 4.- rugosa 5.- muy rugosa	1.- plana 2.- poco ondulante. 3.- ondulante

TIPO DE ROCA

- 1.- Volcánico
- 2.- Dique intrusivo
- 3.- Cuerpo de sílica pirita
- 4.- Cuerpos de Pb-Zn

Observaciones: \_\_\_\_\_

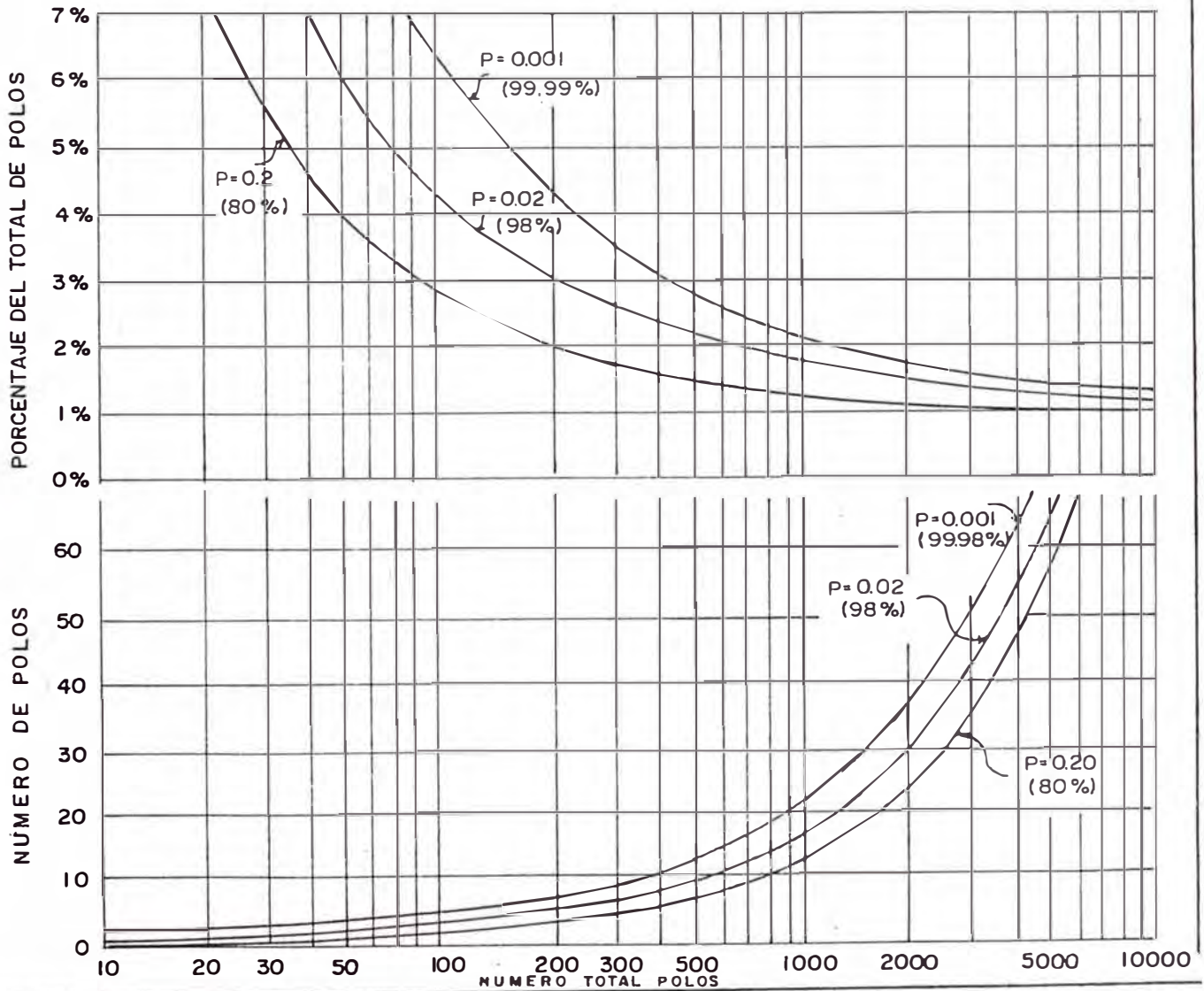
\_\_\_\_\_

\_\_\_\_\_

\_\_\_\_\_

\_\_\_\_\_

FIG.6.- LIMITE POISSON EXPONENCIAL BINOMIAL



## CAPITULO 4.

### ANÁLISIS DE LA ORIENTACIÓN DE LAS FRACTURAS DEL TAJO RAUL ROJAS POR PROYECCIONES ESTEREOGRAFICAS.

#### 4.1. Programa para computadoras "PATCH.FOR".

Este programa ejecuta un procedimiento de análisis de orientaciones de fracturas en roca. Este procedimiento identifica familias o grupos entre las orientaciones de fracturas y calcula 1) la orientación promedio de las fracturas de una misma familia y 2) la dispersión entre estas orientaciones. Este procedimiento, inicialmente ha sido codificado en Fortran IV para una computadora CDC 6400 por el Bureau de Minas de U.S.A. teniendo en cuenta el hemisferio superior. El autor del presente trabajo ha modificado este programa al lenguaje Fortran 77 para ser utilizado en las microcomputadoras IBM-PC o compatibles teniendo en cuenta el hemisferio inferior. Las orientaciones (rumbo y buzamiento) se transformaron en azimuth del buzamiento mediante el siguiente método.

Inclinación hacia el Cálculo del azimuth

NE	$90^\circ - R$
SE	$90^\circ + R$
SW	$270^\circ - R$
NW	$270^\circ + R$

-----  
 R= rumbo de las discontinuidades.

Los datos se presentan por intersecciones de normales con el hemisferio inferior, el cual es dividido en 100 áreas cuadriláteras iguales. Los puntos en áreas adyacentes donde la prueba de la distribución de Poisson (al 95% de confianza) muestra concentra-

ciones significativas se asignan a una familia. Las familias opuestas (antípodas) con buzamiento cerca a  $90^\circ$  se combinan en familias simples. Para las familias cuyas orientaciones siguen la distribución Normal Hemisférica de Arnold, se calcula un intervalo de confianza para el promedio de la orientación aplicando la estimación de Fisher. Las familias son comparadas con la distribución Normal Hemisférica aplicando la prueba de Chi-Cuadrado.

Para el modelo matemático de los problemas en roca fracturada, las orientaciones de las discontinuidades son datos de entrada (input) importantes. Cuando se construyen modelos en roca discontinua que contienen familias de fracturas, es esencial estimar una dirección única de cada familia para obtener una medida de precisión de esta estimación de tal manera que se pueda calcular la precisión correspondiente en el análisis estructural que utilizan estos modelos. El intervalo de confianza (alrededor del promedio muestral) es asignado de tal manera que para un nivel de confianza dado, el promedio de la población no caerá fuera de este intervalo. De esta manera el ingeniero puede proyectar estos intervalos de confianza en intervalos de confianza alrededor de los resultados de los análisis estructurales.

#### 4.2. Resultados del programa "PATCH.FOR" para el Tajo R. Rojas.

En el apéndice se muestra una corrida completa de las 162 observaciones. Esta corrida se resume en la Tabla 4. La Tabla 5 resume los espaciamientos y las longitudes de las fracturas de cada familia. La Fig 9 muestra la proyección estereográfica de las 162 observaciones debajo de la concentradora en proyección superior. Las Figs 10 y 11 muestran la concentración de polos de las 162 observaciones en proyección superior e inferior respectivamente.

### 4.3 Análisis estereográfico.

El uso de redes estereográficas es un método conveniente para encontrar la información necesaria de las cuñas que están formadas por los planos de intersección. Básicamente, las soluciones con los estereogramas se obtienen de la siguiente manera:

- 1) Los centros de dos concentraciones de discontinuidades se grafican en una proyección estereográfica polar (Fig 7). Los puntos central y Norte también se marcan en la proyección.
- 2) Superponiendo el gráfico de las concentraciones sobre una red estereográfica meridional (Fig 8), se trazan los círculos máximos representados por los centros de las concentraciones (polos). Esto se logra alineando cada polo sobre el eje horizontal de la red estereográfica meridional y contando desde afuera hacia el centro de la red el buzamiento correspondiente.
- 3) La posición de la línea de intersección de dos planos está dada por la intersección de los dos círculos máximos.
- 4) Una medida directa del buzamiento de la línea de intersección ( $\theta$ ) se logra rotando el punto de intersección hasta que caiga sobre el eje horizontal de la red meridional, y luego contando desde el punto hasta el extremo de la red.
- 5) El azimuth de la dirección del "plunge" de la línea de intersección, se obtiene haciendo una marca en la circunferencia de la red donde interseccione el eje horizontal de la red meridional. El trazo de la proyección polar se rota para alinear los puntos Norte, y el azimuth del "plunge" se lee como el ángulo medido desde el Norte en dirección horaria.
- 6) El ángulo diedro  $\beta$  se encuentra alineando nuevamente el punto de intersección de los círculos máximos sobre el eje horizontal de la red meridional. El círculo máximo se



**TABLA 4.- ANALISIS ESTADISTICO DE FAMILIAS DE FRACTURAS DE LA ZONA DE LA CONCENTRADORA, LADO OESTE DEL TAJO 162 OBSERVACIONES EN ROCA VOLCANICA. HECHO POR EL PROGRAMA DE COMPUTADORAS PATCH.**

FAMILIAS DE FRACTURAS	A	B	C	D	E	F	G	H
N° DE PUNTOS EN LA FAMILIA	4	15	5	43	5	5	4	13
AZIMUTH DEL BUZAMIENTO PROMEDIO (°)	237.54	273.03	299.64	351.67	31.01	35.92	154.27	179.03
BUZAMIENTO PROMEDIO (°)	74.68	86.86	67.39	89.68	75.15	65.92	48.31	66.27
MEDIDA DE DISPERSION K	203.64	20.71	106.15	14.92	199.49	88.87	251.40	25.55
RADIO DEL CONO DE CONFIDENCIA (°)	7.44	8.71	8.31	5.71	6.06	9.08	6.70	8.54
VALOR DE CH I - CUADRADO	22.075	35.740	17.207	41.649	21.382	31.548	20.153	17.978
VALOR TEORICO DE CH I - CUADRADO 95	22.351	22.351	22.351	22.351	22.351	22.351	22.351	22.351
GRADOS DE LIBERTAD	13	13	13	13	13	13	13	13
INTERVALOS DE CONFIDENCIA (PARA UNA DISTRIBUCION NORMAL HEMISFERICA).								
AZIMUTH DEL BUZAMIENTO	± 7.44	± 8.71	± 8.31	± 5.71	± 6.06	± 9.08	± 6.70	± 8.54
BUZAMIENTO	± 7.72	± 8.72	± 9.01	± 5.71	± 6.27	± 9.96	± 8.98	± 9.34
DISTRIBUCION NORMAL HEMISFERICA	SI	* NO	SI	* NO	SI	* NO	SI	SI

\* LOS VALORES DE  $\chi^2$  INDICAN QUE LA DISTRIBUCION NO SIGUE LA DISTRIBUCION NORMAL HEMISFERICA. EL OUTPUT DEL PROGRAMA PATCH EN ESTOS CASOS TAMBIEN DARA VALORES DE LA MEDIDA DE DISPERSION K, Y EL RADIO DEL CONO DE CONFIDENCIA C, PERO ESTOS VALORES NO SON ACEPTADOS DEBIDO A QUE APARENTEMENTE LA DISTRIBUCION NO SIGUE LA DISTRIBUCION NORMAL HEMISFERICA DE ARNOLD.

**TABLA 5.- DATOS DEL REGISTRO LINEAL PARA LAS FAMILIAS DE FRACTURAS DE LA ZONA VOLCANICA.**

FAMILIAS DE FRACTURAS	N° DE PUNTOS	N° DE FALLAS EN FAMILIAS	ESPACIAMIENTO DE FRACTURAS (m)			LONGITUD DE FRACTURAS (m)		
			MAXIMO	PROMEDIO	MINIMO	MAXIMO	PROMEDIO	MINIMO
A	4	1	57	19.60	0.80	+ 5.0	3.75	1.0
B	15	0	28	10.12	0.5	+ 10.0	3.80	1.0
C	5	0	25	6.90	0.40	2.0	1.40	1.0
D	43	4	20	4.77	0.15	+ 10.0	4.44	2.0
E	5	0	38	21	10	+ 6	4.6	3.0
F	5	3	22	11.73	0.20	+ 10.0	6.8	1.0
G	4	2	17	13.0	9.0	+ 5.0	3.25	1.0
H	13	3	47.0	14.80	0.80	+ 12.0	5.92	1.0

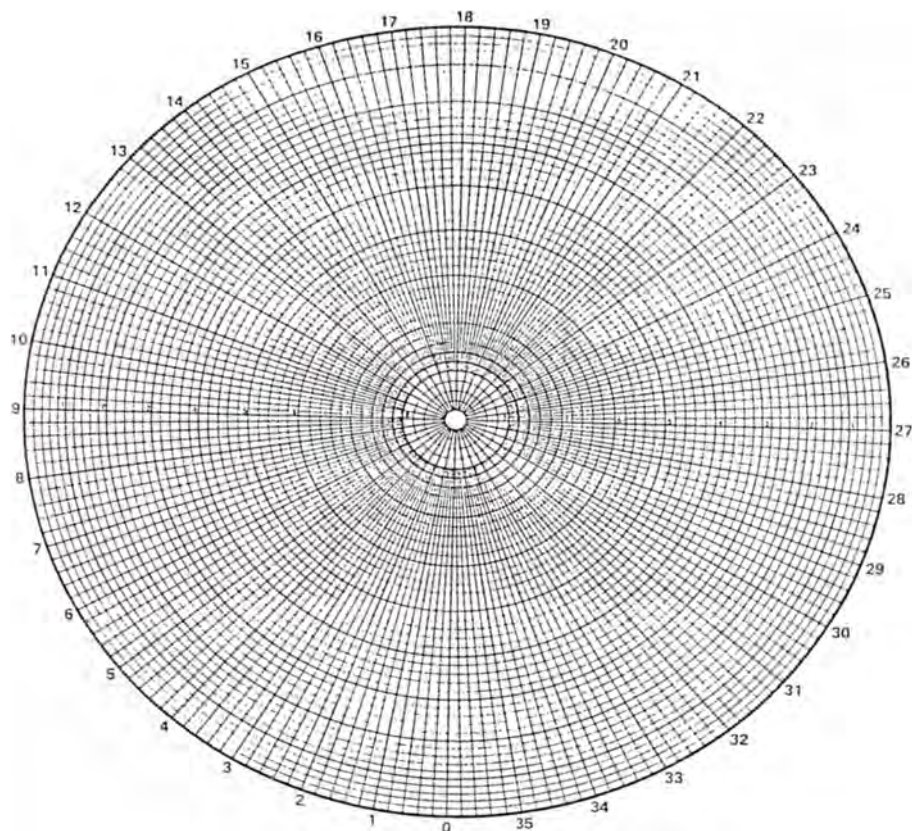


FIG 7. Red polar de igual área.

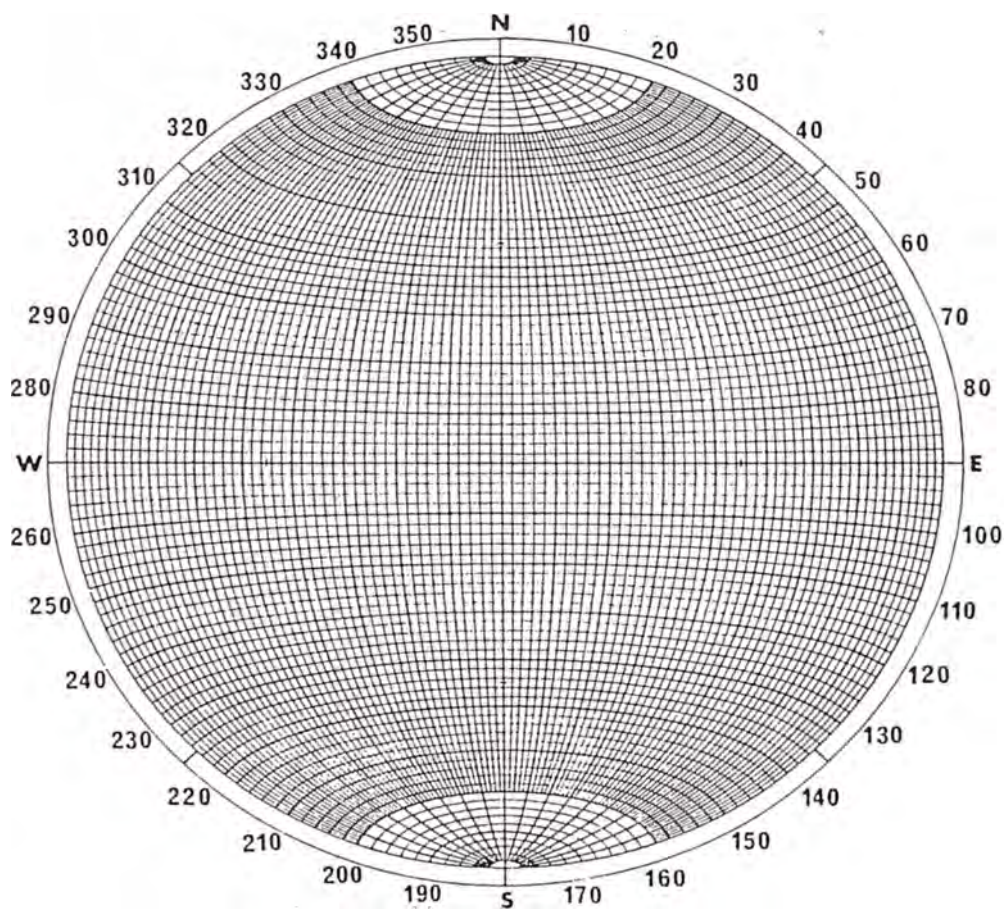
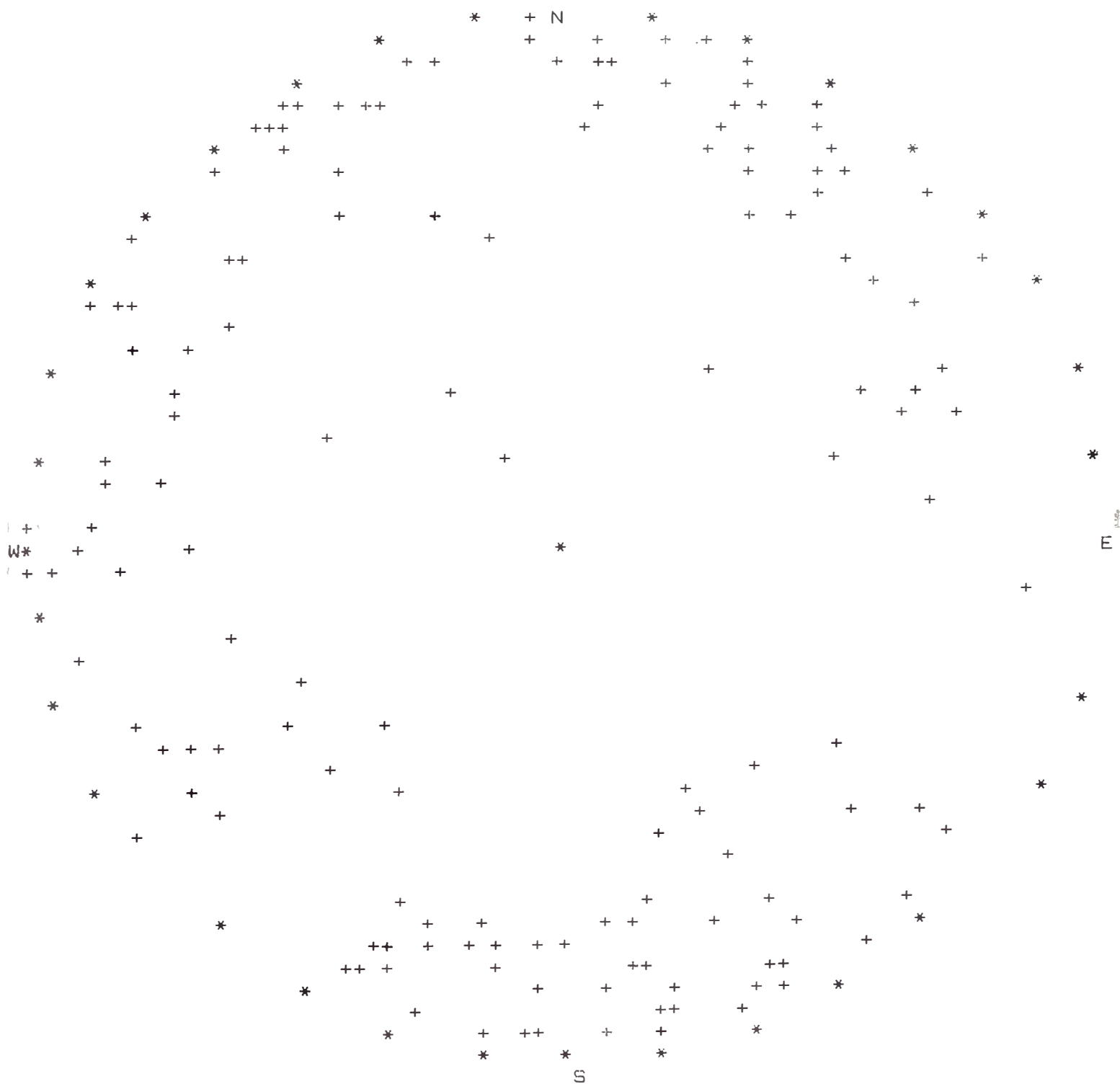


FIG 8. Red estereográfica meridional.



FIG 9. PROYECCION EQUIAREAL DE LAS OBSERVACIONES. HEMISFERIO SUPERIOR. FRACTURAS EN ROCA VOLCANICA BAJO LA CONCENTRADORA PUNTOS 2-6. POISSON RANDOM CUT-OFF ES 2.47 %. EXISTEN 162 PUNTOS EN LA MUESTRA.





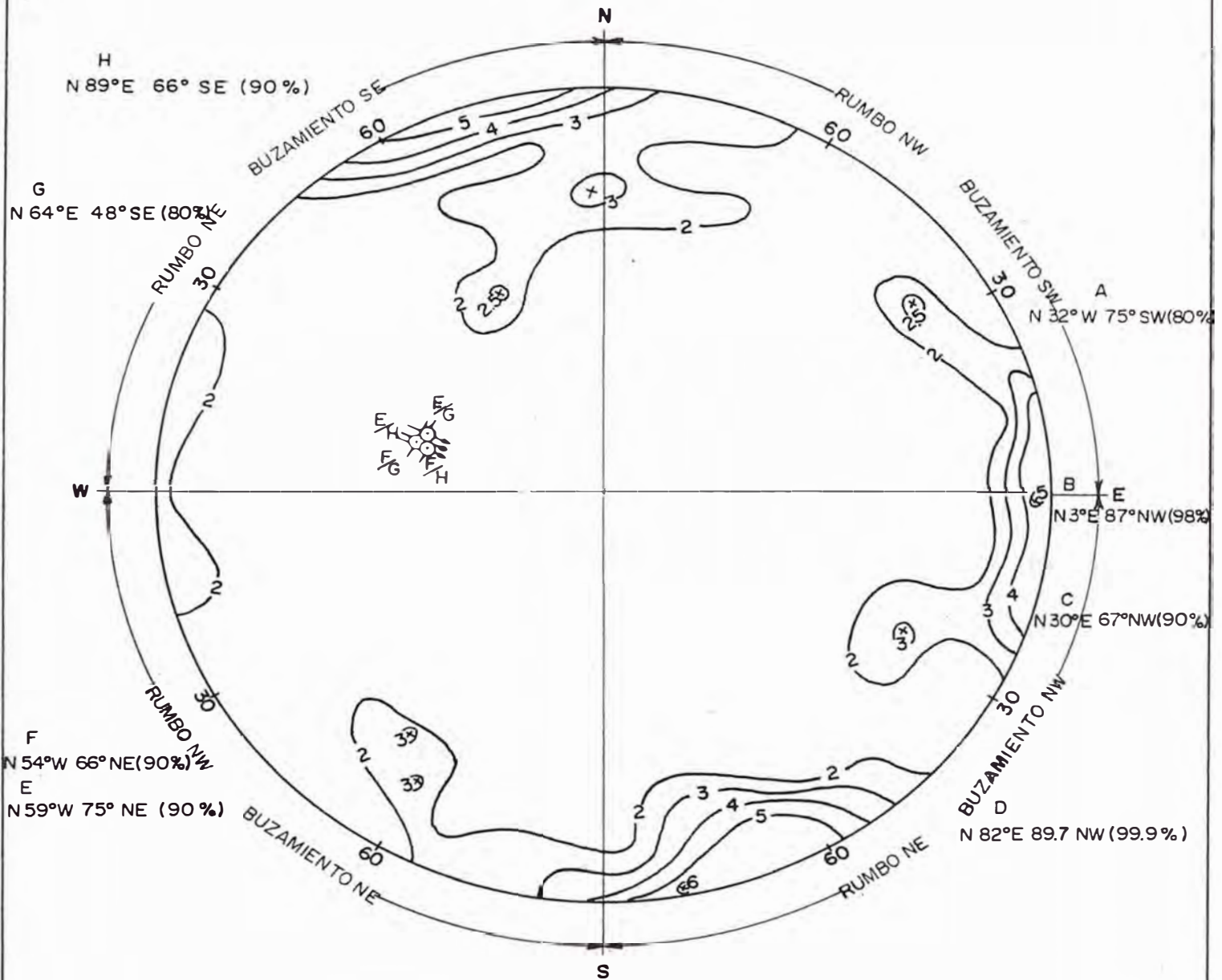


FIG. II.- PROYECCION ESTEREOGRAFICA POLAR EQUIAREAL HEMISFERIO INFERIOR 162 OBSERVACIONES EN ROCA VOLCANICA DEBAJO LA CONCENTRADORA.

dibuja a través del centro de la red. El ángulo  $\beta$  es aquel a lo largo de este círculo máximo entre los círculos de los planos de discontinuidad.

7) Los ángulos  $\alpha_1$  y  $\alpha_2$  son los ángulos a lo largo de estos mismos círculos máximos entre los planos 1 y 2 y la circunferencia de la red respectivamente.

Los valores obtenidos de este análisis (Fig 12) se utilizan para determinar la estabilidad de los bloques de roca, tal como se describe en la sección de deslizamiento tridimensional en cuña. Para propósitos de análisis por computadora, los ángulos  $\alpha_1$  y  $\alpha_2$  se calculan analíticamente.

La Fig 11 muestra las diferentes familias en proyección inferior. La Fig 12 muestra las principales cuñas formadas por estas familias que pueden originar un deslizamiento.

Teniendo en cuenta la dirección del talud NW y la información de la Tablas 4 y 5 y de las Figs 9, 10, 11 y 12 se obtiene un estimado de la peligrosidad de las familias de fracturas. Se nota claramente que la familia "F" podría ocasionar un deslizamiento planar de riesgo ya que está casi paralela a la cara del talud en las líneas 2 y 3.

Los factores que intervienen para seleccionar las cuñas más peligrosas son:

- 1) Angulo diedro. A mayor ángulo diedro mayor riesgo.
- 2) Inclinación ("plunge"). Si el "plunge" es  $< \alpha$ , la cuña aflora y entonces es peligrosa.
- 3) Espaciamiento entre fracturas. A menor espaciamiento menor cantidad de roca intacta.
- 4) Longitud máxima. A mayor longitud máxima de fracturas menor cantidad de roca intacta.
- 5) Dirección de la línea de intersección.

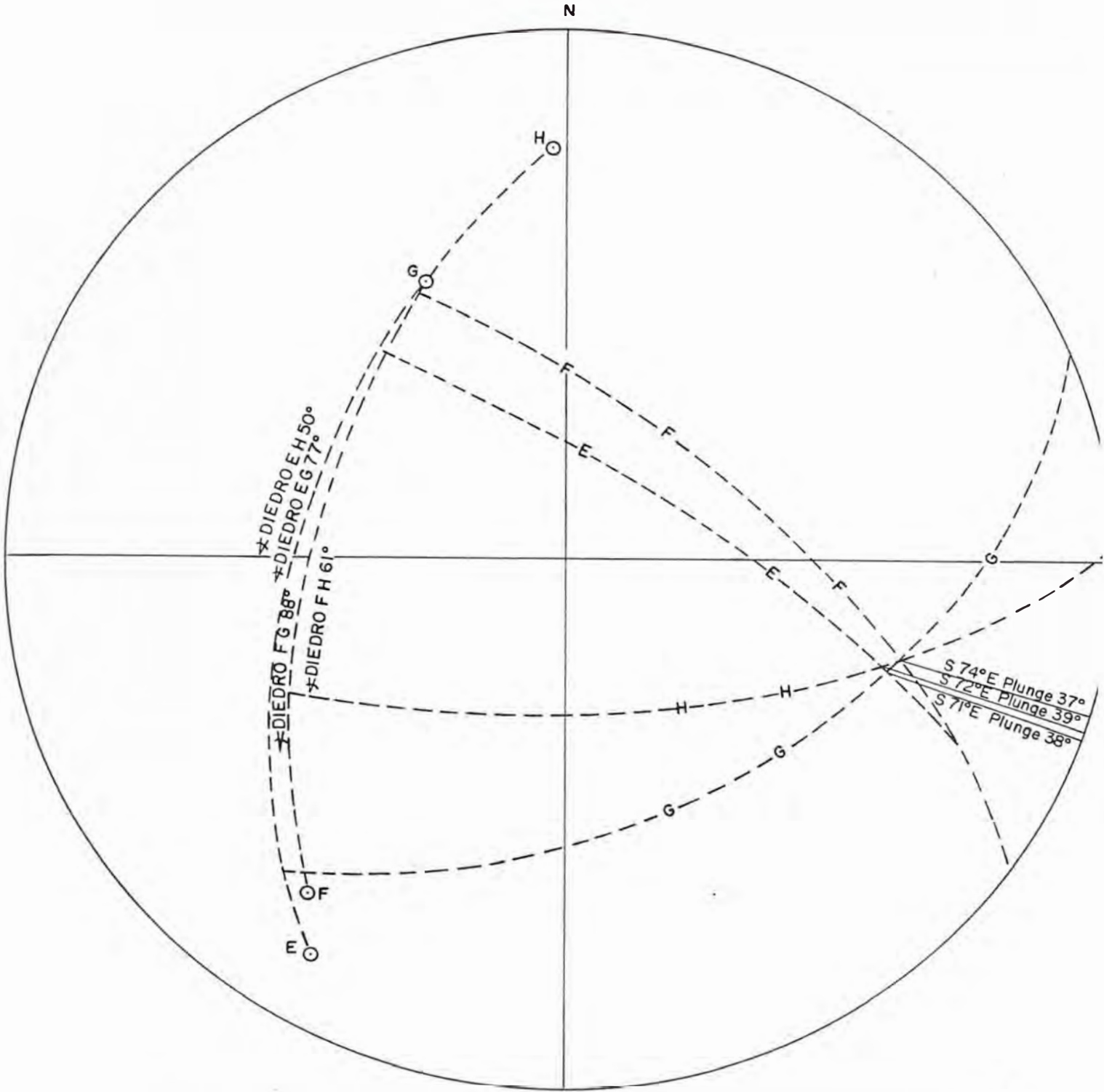


FIG. 12.- PROYECCION ESTEREOGRAFICA DE LAS CUÑAS MAS IMPORTANTES.

La Tabla 6 resume todos estos conceptos. Las Tablas 7 y 8 muestran las características de las familias "F" y "G" que forman la cuña "FG" más peligrosa.

Para proyectar los intervalos de confianza para el factor de seguridad al 95% es necesario hacer los análisis estructurales de acuerdo a sus respectivos intervalos de confianza. Para el caso de la familia "F" que no sigue la Distribución Hemisférica, los intervalos de confianza se obtienen de la Fig 11. Para el caso de la familia "G" se obtiene de la Tabla 4. La Tabla 9 muestra los intervalos de confianza para el buzamiento y el azimuth del buzamiento de las familias de fallas "F" y "G". De esta Tabla se obtiene la Tabla 10 con los azimuths y buzamientos límites. De la Tabla 10 se genera la Tabla 11 con el mayor intervalo posible al 95% de confianza.

**TABLA 6.- RANKING DE LAS CUÑAS MAS PELIGROSAS.**

FAMILIAS INVOLUCRADAS	ANGULO DIEDRO (°)	RUMBO (°)	AZIMUTH LINEA INTERSECCION (°)	INCLINACION (°)	AFLORAMIENTO SI O NO $\theta \leq 45^\circ$	RANKING DE PELIGROSIDAD
EG	77	S 71°E	109°	38°	SI	2
EH	50	S 72°E	108°	39°	SI	4
FG	88	S 74°E	106°	37°	SI	1
FH	61	S 74°E	106°	37°	SI	3

**TABLA 7.- CARACTERISTICAS DE LA FAMILIA "F" QUE FORMA LA CUÑA "FG" DE MAYOR RIESGO.**

N°	AZIMUTH	INCLINACION	LONGITUD (m)	TERMINACION	TIPO	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
1	26	68	+ 10	OSCURA	FALLA	1.0 - 5.0	PANIZO	LIGERA	POCO
2	26	68	+ 10	OSCURA	FALLA	1.0 - 5.0	PANIZO	LIGERA	POCO
3	35	64	+ 8	OSCURA	FALLA	1.0 - 5.0	PANIZO	LIGERA	PLANA
4	45	65	1	OSCURA	DIACLASA	0.1 - 1.0	* R.T.	MEDIANA	POCO
5	48	66	+ 5	OSCURA	CIZALLA	1.0 - 5.0	* R.T.	LIGERA	PLANA

**TABLA 8.- CARACTERISTICAS DE LA FAMILIA "G" QUE FORMA LA CUÑA "FG" DE MAYOR RIESGO**

N°	AZIMUTH	INCLINACION	LONGITUD (m)	TERMINACION	TIPO	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
1	144	49	1	OSCURA	CIZALLA	0.1 - 1.0	* R.T.	MEDIANA	POCO
2	155	49	3	EN OTRA	DIACLASA	0.1 - 1.0	LIMPIO	LIGERA	PLANA
3	156	46	+ 4	OSCURA	FALLA	1.0 - 5.0	PANIZO	LIGERA	POCO
4	162	50	+ 5	OSCURA	FALLA	1.0 - 5.0	PANIZO	LIGERA	POCO

\* R.T. - ROCA TRITURADA.

TABLA 9. Intervalos de confianza para la cuña "FG".

FAMILIA	AZIMUTH DEL BUZAMIENTO			BUZAMIENTO		
	máximo	promedio	mínimo	máximo	promedio	mínimo
F	46	36	26	70 NE	66 NE	64 NE
G	163	154	145	55 SE	48 SE	41 SE

TABLA 10. Valores extremos de los intervalos de confianza para las familias "F" y "G".

	PUNTOS DEL INTERVALO							
	F1	F2	F3	F4	G1	G2	G3	G4
AZIMUTH DEL BUZ	46	26	46	26	163	145	163	145
BUZAMIENTO	70NE	70NE	64NE	64NE	55SE	55SE	41SE	41SE

TABLA 11. Angulos diedros y "plunges" de las cuñas menos peligrosa, promedio y más peligrosa obtenidas a partir de las TABLAS 6 y 10.

CUÑA	LINEA INTERSECCION RUMBO	INTERSECCION AZIMUTH	DIEDRO (°)	PLUNGE (°)	FS SEMISAT NF=100m H=270m $\alpha=55$ $\Omega=0.05$
F1G2	S68E	112	95	50	2.52
FG	S74E	106	88	37	1.12
F4G4	S80E	100	92	31	1.00



## CAPITULO 5.

### DETERMINACION DE LOS PARÁMETROS DE RESISTENCIA AL CORTE.

#### 5.1. Resistencia en fallas y fracturas. Ensayos de corte directo y ensayos triaxiales.

La característica que distingue a los problemas de estabilidad es que los planos de deslizamiento son muy parecidos a los planos de debilidad. En taludes en suelos, aunque no en todos, se asume que la resistencia es igual en todas las direcciones. Sin embargo, la resistencia de una roca a lo largo de una discontinuidad puede ser sólo una fracción de la resistencia del material intacto. Por lo tanto, es obvia la necesidad de localizar y establecer la orientación y las propiedades de resistencia de las discontinuidades críticas en la roca.

Además de los cambios en resistencia, las discontinuidades y el intemperismo ocasionan cambios significativos en el módulo de deformación y la permeabilidad. Estos cambios son posibles en el mismo tipo de roca resultando grandes variaciones o anisotropía en la resistencia.

Las discontinuidades deben ser observadas con respecto a su posición, geometría y distribución espacial. Se debe dar especial atención a la relación entre la dirección e inclinación del talud y a cualquier otro factor que influencie cualquier plano potencial o combinación de planos potenciales de deslizamiento. Estos postulados se aplican principalmente a las fallas no importa cuan grandes o pequeñas hayan sido los desplazamientos.

Se debe medir la resistencia de la zona de falla. La resistencia de esta zona está caracterizada por la resistencia a la fricción de la roca (intervienen la cohesión y el ángulo de fricción), o, si la zona de "gouge" es muy gruesa, la resistencia

se caracteriza por la resistencia del relleno. La resistencia al corte se puede obtener ensayando un espécimen en un aparato de corte directo. Estos ensayos podrían incluir la obtención de las resistencias picos y residuales bajo condiciones de carga que se esperan durante la operación de la mina. Se puede determinar la cohesión y el ángulo de fricción interna para ambas resistencias pico y residual.

Dependiendo de sus orígenes, las características de las familias de fracturas pueden variar considerablemente. Una familia de fracturas puede tener efectos en el corte muy diferentes que otras. Por lo tanto, para cada familia se tendrá que considerar sus propiedades individualmente.

Las resistencias a lo largo de las fracturas se determinan en un aparato triaxial o en un aparato de corte. Los métodos triaxiales son más difíciles, ya que las fracturas ensayadas en el programa de perforación deberán estar orientadas cerca de  $30^\circ$  de la dirección de la carga axial. Si este es el caso, las muestras se pueden cortar a una longitud apropiada, los extremos se pueden preparar convenientemente para luego colocarlas en una celda triaxial y aplicar presión de confinamiento. Después se aplica la carga axial y se mide la resistencia.

Una prueba de campo fácil consiste en tomar una muestra de roca con una fractura y simplemente se lleva el plano de fractura hasta que la mitad superior resbale de la otra mitad. Se mide el ángulo, el cual es una indicación aproximada del ángulo de fricción para la superficie de fracturamiento.

En el ensayo de corte directo, los dos lados de la roca que contienen el plano de fracturamiento están fijos, de tal manera que se puedan aplicar cargas normales y paralelas a la superficie del fracturamiento. Se aplica una fuerza normal a la roca y la fractura es cizallada; este proceso se repite con diferentes valores de

fuerzas normales. De los datos resultantes se determina el ángulo de fricción. La Fig 13 ilustra el ensayo de corte directo.

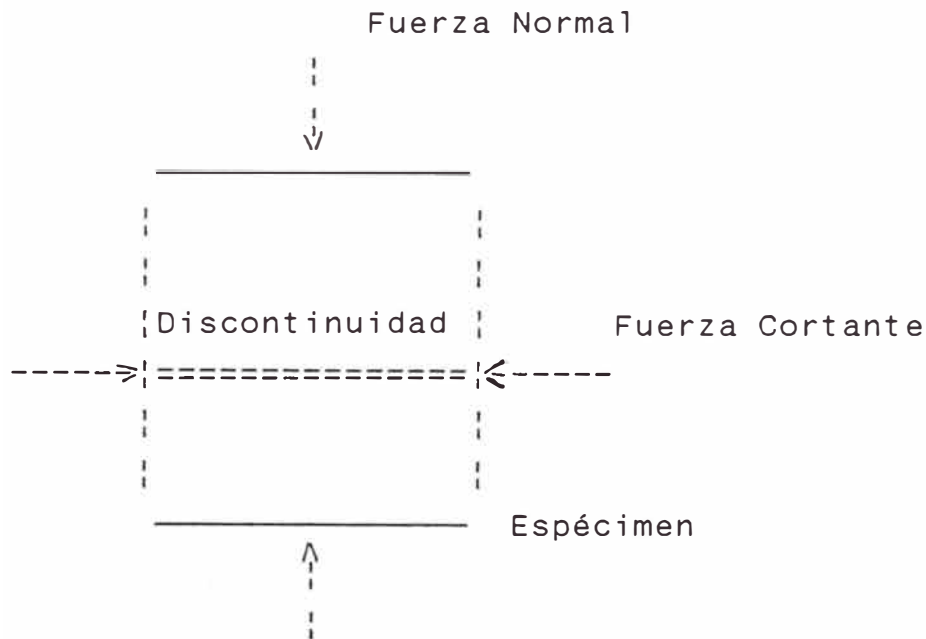


FIG 13. Ensayo de corte directo.

Para el presente análisis, la obtención de los valores de la cohesión y el ángulo de fricción en el laboratorio, no se justifican en términos de costos y tiempo ya que la roca volcánica varía tremendamente de un lugar a otro y en la literatura disponible acerca de este tema existen datos obtenidos por muchos investigadores. La Tabla 12a muestra las propiedades físicas de las rocas intactas (frescas); la Tabla 12b muestra las resistencias uniaxiales a la compresión de las rocas del Tajo Raúl Rojas. La Tabla 13 muestra las propiedades de las rocas fracturadas donde ocurre contacto roca a roca a lo largo de la superficie de una discontinuidad.

TABLA 12a. Compresión uniaxial, cohesión ( $c_I$ ) y ángulos de fricción interna para rocas intactas típicas. (Farmer 1968, Jaeger & Cook 1969 y Wilson 1972).

Roca	Resistencia a la compresión (PSI)	$c_I$ (PSI)	$\phi_I$ (°)
Granito	14000 - 36000	2000 - 7000	45 - 55
Basalto	21000 - 43000	1100 - 5700	50 - 55
Caliza	4300 - 36000	1400 - 7000	35 - 58
Cuarcita	21000 - 67000	2800 - 8500	50 - 60
Gneiss	7000 - 28000		- 56

TABLA 12b. Resistencia uniaxial a la compresión de las rocas del Tajo Raúl Rojas. (Según Seltrust).

Roca	Resist Uniaxial (PSI)	Desviación Std
Caliza fresca	14690	4890
Caliza rota	11250	8990
Aglomerado Rumiallana	10980	4710
Fragmental Lourdes	9830	5900
Piritas	22430	12340

TABLA 13. Cohesión ( $c_R$ ) y ángulos de fricción interna para rocas fracturadas (superficies ásperas) típicas. (Jaeger & Cook 1969 y Metcalf 1965).

Roca	$c_R$ (PSI)	$\Phi_R$ (°)
Granito	45	30 - 35
Caliza		33 - 40
Traquita	60	29 - 35
Gneiss		23 - 29

TABLA 14. Resistencia al corte de materiales de relleno de las discontinuidades.

Roca	Descripción	Resist Pico		Resist Resid	
		$c_R$	$\Phi_R$	$c_R$	$\Phi_R$
Bentonita	Capas delgadas	13-17	12-17		
Arcilla	Consolidada	0-26	12-19	0	11-16
Dolomita	Estrato 15 cm espesor	6	15	3	17
Diorita,	"Gouge" arcilloso	0	27		
Caliza	Estrato arcilloso	7-28	17-21	0	13

Cuando se encuentra una discontinuidad mayor tal como una falla con un relleno que puede ser "gouge" o material detrítico en la masa rocosa en la cual se va a excavar un talud, es prudente asumir que el deslizamiento ocurrirá a través del material de relleno. Por lo tanto por lo menos en el análisis preliminar se debe ignorar la influencia de la rugosidad de la superficie y la resistencia al corte de la discontinuidad se debe tomar como aquel

del material de relleno. Este es el caso de las familias de fallas "F" y "G" en la roca volcánica. La Tabla 14 lista las propiedades físicas de algunos materiales de relleno en fallas. Conservadoramente se han tomado datos de un ensayo de corte directo y de un ensayo triaxial, para una roca similar al volcánico del presente análisis, realizado en los laboratorios de la Escuela de Minas de Colorado en U.S.A. Los resultados se muestran en las Tablas 15 y 16 y en las Figs 14 y 15.

## 5.2. Efectos de superficies rugosas.

Los diferentes tipos de superficies irregulares están asociadas con familias de diaclasas y fallas diferentes. Además, la naturaleza y efecto de las irregularidades pueden ser diferentes en direcciones diferentes en la misma superficie rocosa debido a una estructura orientada desarrollada en esta superficie. Estas diferencias pueden tener el efecto de cambiar el ángulo de resistencia al corte de una superficie rocosa hasta en 15° o más. Por lo tanto, la orientación de las irregularidades es importante en el campo, en el laboratorio y en los ensayos "in situ".

Las discontinuidades raramente son superficies lisas. La Fig 16 muestra el efecto de la rugosidad en el deslizamiento. La diferencia angular entre la orientación del plano promedio y las irregularidades más echadas se denomina el valor "i" el cual incrementa la resistencia de la discontinuidad. Esto se expresa por el criterio de Mohr- Coulomb como:

$$\tau = c + N \tan(\phi+i) \quad (6)$$

Los diagramas de concentración de polos proveen una lectura directa del valor de "i" para familias de discontinuidades independientes. El centro de la concentración representa la dirección de una familia y el valor de "i" es la diferencia entre el buzamiento de las discontinuidades más echadas de una familia y el centro de la concentración.

Los ángulos de irregularidad "i" se miden de la Fig 11 ayudado de la Fig 6. Ejemplo: para la familia "E" al 80% hay 2% del total de polos ...  $i=10^\circ$ . La Tabla 17 muestra los ángulos de irregularidad "i" para las familias de fracturas de mayor riesgo. Para el presente estudio, se está considerando conservadoramente "i" al 99%, es decir  $i_f=i_g=0$ .

TABLA 15. Ensayos de compresión para roca volcánica.

# Espécim	Longit (")	Diám (")	Carga Conf, PSI	Resis, PSI
1	3.922	2.132	0	1250
2	4.185	2.150	0	2100
3	3.580	2.130	0	1950
4	4.339	2.130	0	2000
5	3.779	2.155	5000	18000
6	4.064	2.158	4600	10420
7	3.576	2.130	4400	14520
8	3.576	2.131	4100	15900
9	4.712	2.127	3700	14700
10	2.932	2.150	3500	13820
11	4.008	2.139	3300	12950
12	4.023	2.138	2990	12500
13	4.122	2.139	2550	12550
14	2.970	2.120	2280	10750
15	3.400	2.120	2000	10990
16	4.123	2.115	1700	10900
17	3.552	2.126	1300	9210
18	3.779	2.155	1150	8250
19	3.015	2.153	850	7550
20	3.197	2.143	500	6850

TABLA 16. Ensayos de corte directo para relleno panizado.

# Espécim	Esfuerzo normal, PSI	Esfuerzo cortante, PSI
1	59.8	11.7
	119.7	25.1
	119.5	38.4
2	59.5	12.6
	119.1	23.4
	178.7	37.2
3	60.7	9.8
	121.5	20.6
	182.2	27.1
4	59.7	18.6
	119.5	26.6
	179.2	66.6
5	59.2	11.6
	118.6	20.6
	177.8	45.5
6	65.6	28.7
	131.4	35.8
	197.1	47.5
7	60.5	11.3
	121.2	15.7
	181.7	76.2
8	60.1	18.8
	120.3	35.9
	180.3	56.8



FIG. 14.- RESULTADOS DEL ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL EN ROCA VOLCANICA INTACTA.

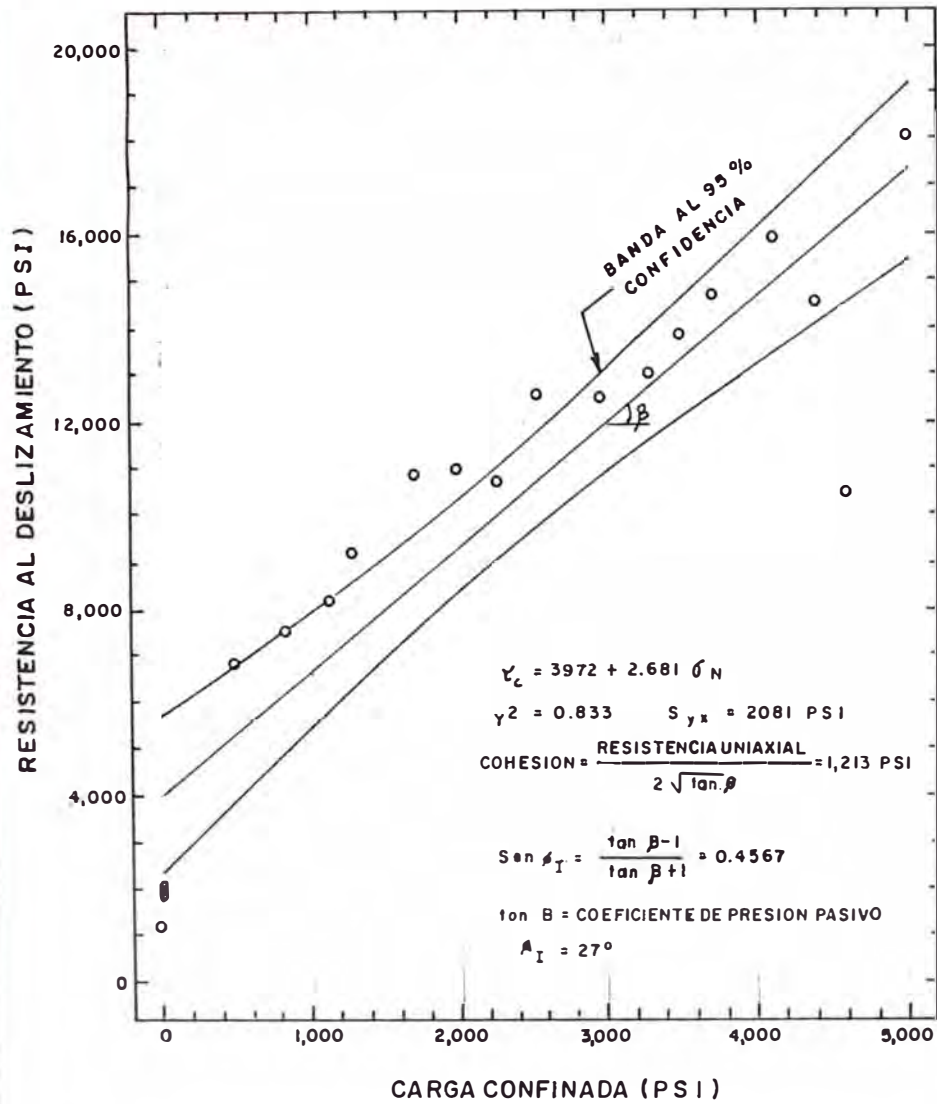


FIG. 15.- RESULTADOS DEL ENSAYO DE CORTE DIRECTO EN ROCA VOLCANICA CON FALLAS RELLENADAS CON PANIZO.

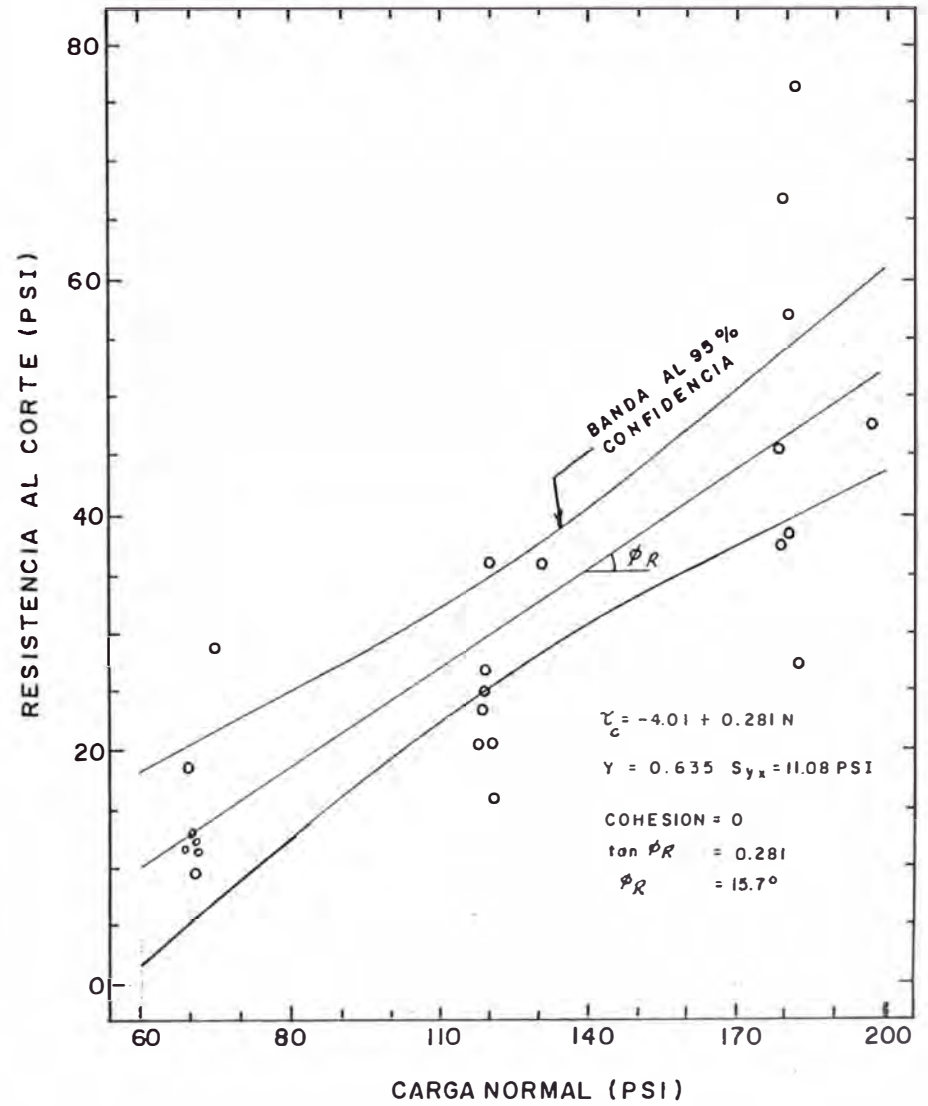


TABLA 17. Angulos de irregularidad "i" para las familias de fracturas de mayor riesgo.

% Confianza	Angulos de irregularidad			
	$i_E$	$i_F$	$i_G$	$i_H$
80 %	10°	2°	8°	4°
98 %	1°	0°	0°	2°
99.9 %	0°	0°	0°	0°

### 5.3 Influencia de desplazamientos en la resistencia al corte.

La resistencia al corte de una roca es mucho mayor que la resistencia intacta de un suelo teniendo ambos la misma composición. Sin embargo, la resistencia al corte residual o la resistencia obtenida después de grandes desplazamientos es aproximadamente igual que para superficies de fallas relativamente echadas en roca equivalente. Por lo tanto, la pérdida de resistencia debido a desplazamientos puede ser varios órdenes de magnitud mayores para rocas que para suelos. La gran pérdida de resistencia con pequeños desplazamientos característico de muchas discontinuidades en roca es una de las razones del porqué las observaciones de pequeños desplazamientos son tan significativas en estudios de estabilidad de taludes. También es el porqué de los deslizamientos en roca generalmente previenen menos que la mayoría de taludes en suelos. Por lo tanto, es recomendable realizar continuos monitoreos de los desplazamientos con respecto al tiempo de las familias de fracturas o fallas que forman cuñas peligrosas para predecir deslizamientos de taludes y retirar las instalaciones y equipos a tiempo.

Las bajas resistencias residuales a lo largo de superficies rocosas, las cuales han sufrido desplazamiento es una de las razones del porqué las fallas no cementadas son muy importantes en problemas de estabilidad.

El Geólogo deberá buscar fallas o zonas de cizallamiento que tienen bajas resistencias al corte debido a desplazamientos previos. Esta búsqueda es ayudada por el conocimiento de que las fallas o zonas de cizallamiento están asociadas con ambientes geológicos característicos; estos comprenden:

- a) Fallas subparalelas o en alineamiento conjugado o secundario a fallas regionales;
- b) Fallas de estratificación en pizarras donde están interestratificadas con otros tipos de roca;
- c) Foliación en esquisto y pizarra, y
- d) Foliación a lo largo de bandas micáceas en gneiss.

Las fallas descritas en b) y c) son comunes en sedimentos inclinados o foliados y adyacentes a estratos gruesos de roca menos deformable como calizas, basalto, cuarcita o amfibolita.

#### 5.4. Influencia del tamaño del espécimen en la resistencia al corte

El efecto del tamaño de los especímenes en la resistencia a la compresión y en la resistencia a la fricción de las rocas es muy importante. Bieniawski (1968) encontró que la resistencia a la compresión del carbón disminuye en 85% con un incremento del tamaño del espécimen en 80 veces. Es decir, la resistencia disminuye 7.4 veces (para un espécimen de 1" la resistencia es 4760 PSI y para un espécimen de 60" la resistencia es 644 PSI).

Pratt y otros (1971) encontraron que la resistencia a la compresión del cuarzo-diorita masivo disminuye en 78% con un incremento del tamaño del espécimen en 34 veces. Es decir, la

resistencia disminuye 4.5 veces (para un espécimen de 3.18" la resistencia a la compresión es 4420 PSI y para un espécimen de 108" la resistencia es 990 PSI). Pratt demostró que la resistencia a la compresión disminuye considerablemente cuando este excede de 1 m. Pratt también demostró que la resistencia al corte de las fracturas disminuyen con el incremento de la longitud, pero este efecto disminuye para longitudes mayores de 2 a 3 m. Por estos motivos es necesario disminuir la cohesión de la roca por un factor; para nuestro caso asumimos el valor de 5.

#### 5.5. Influencia del agua en la resistencia al corte.

Mientras que las discontinuidades son el factor unitario más importante en la estabilidad de taludes, la presencia de agua es el segundo factor más importante. El agua reduce el ángulo de fricción y la cohesión, excepto en superficies pulidas. El efecto más adverso del agua es la reducción de la resistencia al corte de las discontinuidades debido al incremento de la presión de poro en la roca. En términos analíticos la ecuación de la resistencia al corte de una discontinuidad seca se puede reescribir considerando la presencia de agua de la siguiente manera:

$$\tau = c + (N-U) \tan (\phi+i) \quad (7)$$

Donde U es la fuerza normal de levantamiento originada por la presión de agua que actúa sobre el plano de discontinuidad; si se conoce, use área debajo del nivel freático (suposición conservadora: talud saturado). U está en función de la densidad y cabeza de agua en el punto de estudio de la discontinuidad y se calcula de la siguiente manera (ver Fig 16):

- $\theta$  = Buzamiento del plano de deslizamiento potencial.  
 $\epsilon$  = Buzamiento aparente del plano por donde correrá el agua.  
 $L$  = Longitud de la superficie de deslizamiento potencial.  
 $\hat{u}$  = Pies de cabeza promedio.  
 $U_{max}$  = Pies de cabeza máximo. Presión de poro máxima que actúa a través de la superficie de deslizamiento. Varía debido a la orientación de las fracturas.

$$\begin{aligned}
 U_{max} &= (1/2) \text{ sen } 2\theta = 1 \text{ sen } \theta \text{ cos } \theta \\
 \hat{u} &= (1/4) \text{ sen } \theta = U_{max}/2 \\
 U &= \hat{u} L (62.4) \text{ lbs o tons/pie de cara} \quad (8)
 \end{aligned}$$

Si existe una grieta de tensión abierta en el talud, la cual está saturada por agua, se ejerce un efecto posterior de fuerza horizontal que también está en función de la densidad y cabeza de agua, que induce el deslizamiento.

Para el caso de este estudio se considera que los taludes pueden estar secos, semisaturados o saturados.

#### 5.6. Influencia de los sismos y microsismos en la resistencia al corte.

El peso de un bloque de roca es proporcional a su masa y aceleración (aceleración de la gravedad). Supongamos que la aceleración del terreno cambia, es decir que no sólo actúa la gravedad entonces la estabilidad varía grandemente. Esto sucede durante la superimposición del pulso de aceleración debido a la voladura o a un terremoto. Se asume que la aceleración inducida por un sismo se puede reemplazar por una fuerza estática equivalente  $\Omega W$ . Por lo tanto la fuerza normal  $N$  sobre el plano de discontinuidad y la fuerza impulsora  $T$  se calcula de la siguiente manera (ver Fig 16):

$$N = (W+P) (\text{sen } \theta - \Omega \text{ sen } \theta) \quad (9)$$

$$T = (W+P) (\text{sen } \theta + \Omega \text{ sen } \theta) \quad (10)$$

P = Peso de las instalaciones por encima del talud.

En un estudio realizado en Canadá los valores de  $\Omega$  relacionados a la intensidad en la escala de Mercalli modificado (MM) fue como sigue:

Aceleración ( $\Omega$ )	Intensidad MM	Aceleración	Intensidad MM
0.03 g	VI	0.10 g	VII a VIII
0.06 g	VII	0.20 g	VIII a IX

Para el caso de un microsismo debido a la voladura los valores de  $\Omega$  dependen de la distancia escalada y del tipo de material, ver Fig 17. Por ejemplo, una carga de 500 lbs detonada en roca a 1000 pies de distancia ocasionará una aceleración de 4.4 g. Es obvio que pocos taludes soportarían una aceleración uniforme de ésta magnitud. Note también que para materiales de encape la aceleración máxima en las mismas condiciones sería 0.05 g valor que estamos asumiendo para nuestro estudio.



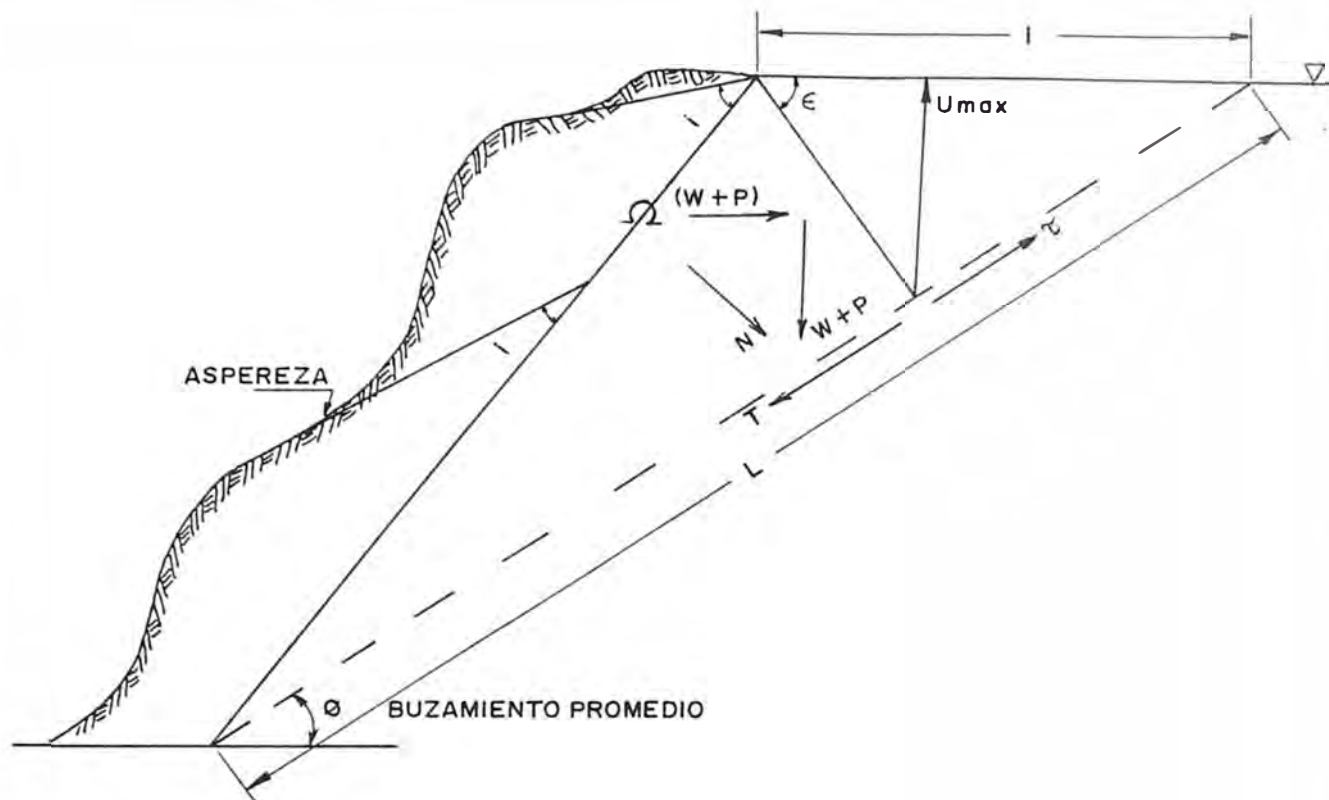


FIG. 16.- RUGOSIDAD DE LA DISCONTINUIDAD, EFECTOS DEL AGUA Y LAS VIBRACIONES EN LA RESISTENCIA AL CORTE.

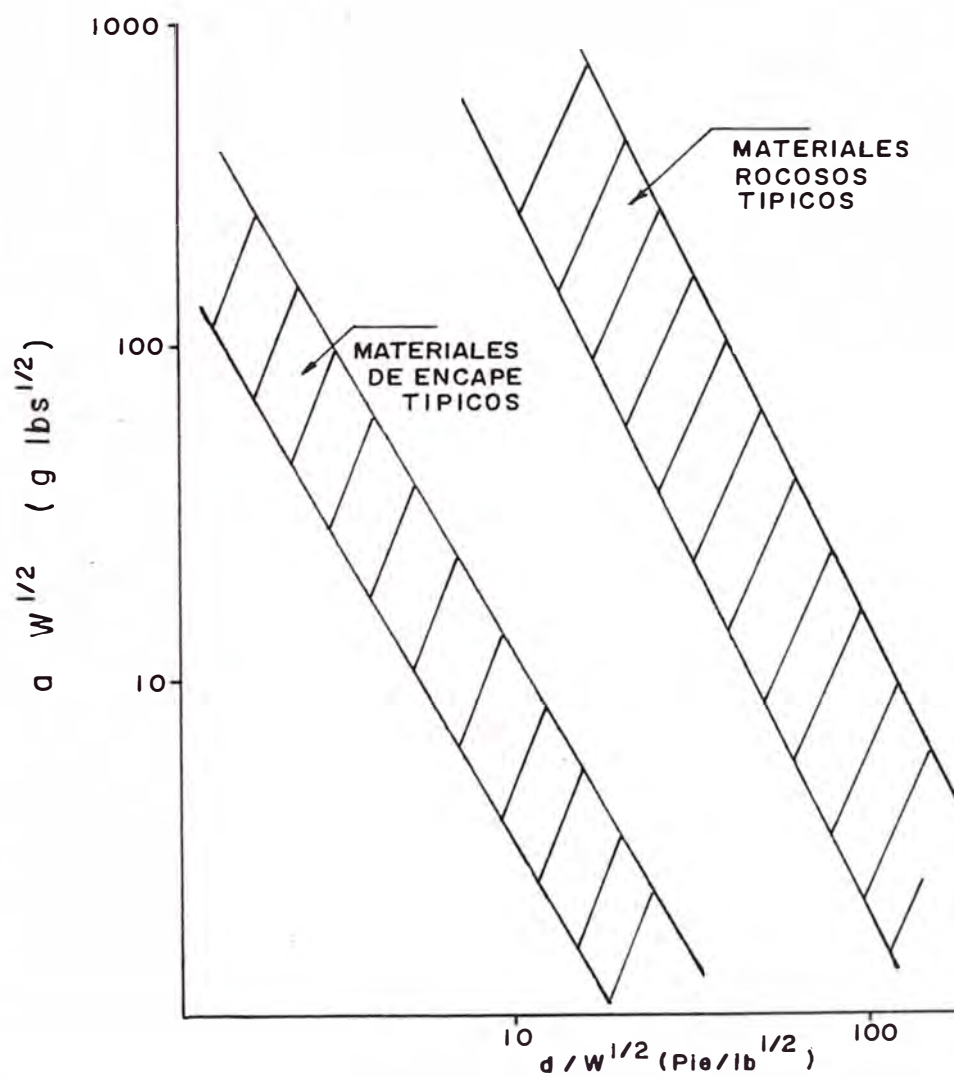


FIG. 17.- ACELERACION MAXIMA VS. DISTANCIA ESCALADA PARA MATERIALES TÍPICOS. (SEGUN A. BAUER Y P. CALDER)

## CAPITULO 6.

### DESLIZAMIENTO PLANAR POR ESFUERZO CORTANTE.

El análisis de deslizamiento planar requiere de ciertas suposiciones básicas que son:

- 1) Un deslizamiento planar es raramente visto debido a que ocasionalmente ocurren todas las condiciones geométricas necesarias para producirlo.
- 2) El deslizamiento es en una dirección perpendicular a la pared de excavación y más o menos paralela ( $\pm 20^\circ$ ) al buzamiento de la discontinuidad.
- 3) La cuña es 0.3 m ( 1 pie ) de espesor, con todas las resistencias desarrolladas en los bordes traseros. No se desarrolla ninguna restricción lateral en los límites del bloque perpendicular a la pared de la excavación. Se asume que existen superficies libres que no ejercen resistencia al deslizamiento en los límites laterales.
- 4) Todas las fuerzas actúan a través del centroide de la cuña; es decir, todos los momentos se descartan.
- 5) Toda la fuerza de empuje en exceso actúa paralela a la dirección del plano de discontinuidad.
- 6) El plano de deslizamiento deberá "aflorar" en el talud de la pared. Esto significa que su buzamiento debe ser menor que el talud de la pared.
- 7) El buzamiento del plano de deslizamiento debe ser mayor que el ángulo de fricción de este plano.

- 8) Las cargas debido a pilas de mineral o suelos y pesos de instalaciones como chancadoras, concentradoras, etc. se consideran que actúan verticalmente sobre la roca adicionando al peso de la cuña.
- 9) Para demostrar la necesidad de mantener el talud seco, se debe analizar la presencia de agua que fluye a través de una familia de fracturas de un buzamiento dado transversal al plano de deslizamiento.

Refiriendonos a la Fig 16:

- W es el peso del bloque,  
 P es el peso de las instalaciones,  
 $\theta$  es el buzamiento de la discontinuidad,  
 "i" es el cambio en el buzamiento debido a las irregularidades de la discontinuidad  
 T es la fuerza impulsora,  
 $\tau$  es la fuerza resistente,  
 U es la fuerza de levantamiento originada por la presión de agua que actúa sobre el plano de discontinuidad y  
 $\Omega$  es el factor sísmico.

Los ángulos de fricción de las discontinuidades,  $\phi$ , se obtienen de las FIG 15 y 14. Las relaciones aplicables y el FS se determinan de las siguientes ecuaciones:

$$N = (W+P)(\cos \theta - \Omega \sin \theta)$$

$$T = (W+P)(\sin \theta + \Omega \cos \theta)$$

$$\tau = (N-U) \tan (\phi+i) + c$$

$$FS = \tau/T$$

Generalizando el análisis para incluir los valores de las cohesiones de la roca intacta y rota  $c_I$  y  $c_R$  y los porcentajes de áreas intacta y rota,  $A_I$  y  $A_R$  del plano de discontinuidad, las nuevas relaciones se convierten:

$$\Sigma\tau = [(N-U)\tan(\phi_R + i)]A_R + c_R A_R L + [(N-U)\tan\phi_I]A_I + c_I A_I L \quad (11)$$

$$FS = \Sigma\tau / T$$

- $\phi_R$  Si el talud no se ha desplazado, utilice  $\phi_R$  pico. Suposición conservadora: utilice ángulo de fricción residual ya que  $\phi_R$  disminuye con el desplazamiento.
- $i$  Incrementa el nivel de confianza requerido para la mayoría de los taludes importantes. Suposición conservadora:  $i=0$ .
- $A_R$  Proporción de superficie de deslizamiento potencial que se presenta como fracturas preexistentes. Longitud máxima de una familia de fracturas observadas dividida por la suma de la longitud máxima más el espaciamento mínimo de todas las fracturas en la familia.
- $c_R$  Cohesión de la roca rota. Los ensayos de corte directo dan como resultado cohesión pico o residual, dependiendo de la exactitud del diseño.
- $\phi_I$  Angulo de fricción interna de la roca intacta obtenida de los ensayos de compresión triaxial. Suposición conservadora: no hay roca intacta!. Se entiende por roca intacta, la roca que puede tomarse como muestra para ensayos de laboratorio, sin diaclasas y fracturas de gran escala.
- $A_I$  Proporción de superficie de deslizamiento potencial que será a través de roca sólida (intacta); ejemplo: puentes de roca que deben ser rotos. Espaciamento mínimo de todas las fracturas de una familia dividido por la suma de la longitud máxima y el espaciamento mínimo. Suposición conservadora: no hay roca intacta!.
- $c_I$  Cohesión de la roca intacta. Estimada de los ensayos de compresión triaxial. Se ha corregido por el factor 5.

Para hacer el análisis planar el autor del presente trabajo ha escrito especialmente un programa en Basic (PLANAR.BAS). De la FIG 3 se han obtenido las Fig 18, 19, 20, 21, 22 y 23. La FIG 19 muestra la sección transversal correspondiente a la concentradora donde se aprecia que la altura máxima es de 250 metros. La roca de pirita actúa como un puente que debe romperse para que exista deslizamiento; sin embargo, conservadoramente se ha considerado que toda la roca es volcánica. Para el talud de 250 metros se ha estimado también conservadoramente que el peso de las instalaciones es de 50 TM/m de pared. La pirita presenta fallas menos intensas pero con buzamientos similares a la roca volcánica; además estas fallas están cementadas con sulfuros dándole mayor cohesión a la discontinuidad. Las fallas que no han sido consideradas dentro de las familias de mayor riesgo se han analizado una por una concluyéndose que ninguna de ellas son de riesgo para la estabilidad ya que están muy paradas o tienen direcciones muy alejadas de la dirección del talud.

Teniendo en cuenta la familia "F" con un buzamiento mínimo de  $64^\circ$  se hicieron diferentes corridas del programa PLANAR.BAS para taludes secos, semisaturados y completamente saturados, es decir con niveles freáticos de alturas cero, mitad y talud completo de agua para secciones de 30 y 250 metros (3 bancos de 10 metros y sección completa). La TABLA 18 es un ejemplo de estas corridas. Estas corridas se resumen en las TABLAS 19 y 20 y en las FIG 24 y 25. A taludes menores de  $64^\circ$  no habrá afloramiento de la familia "F".

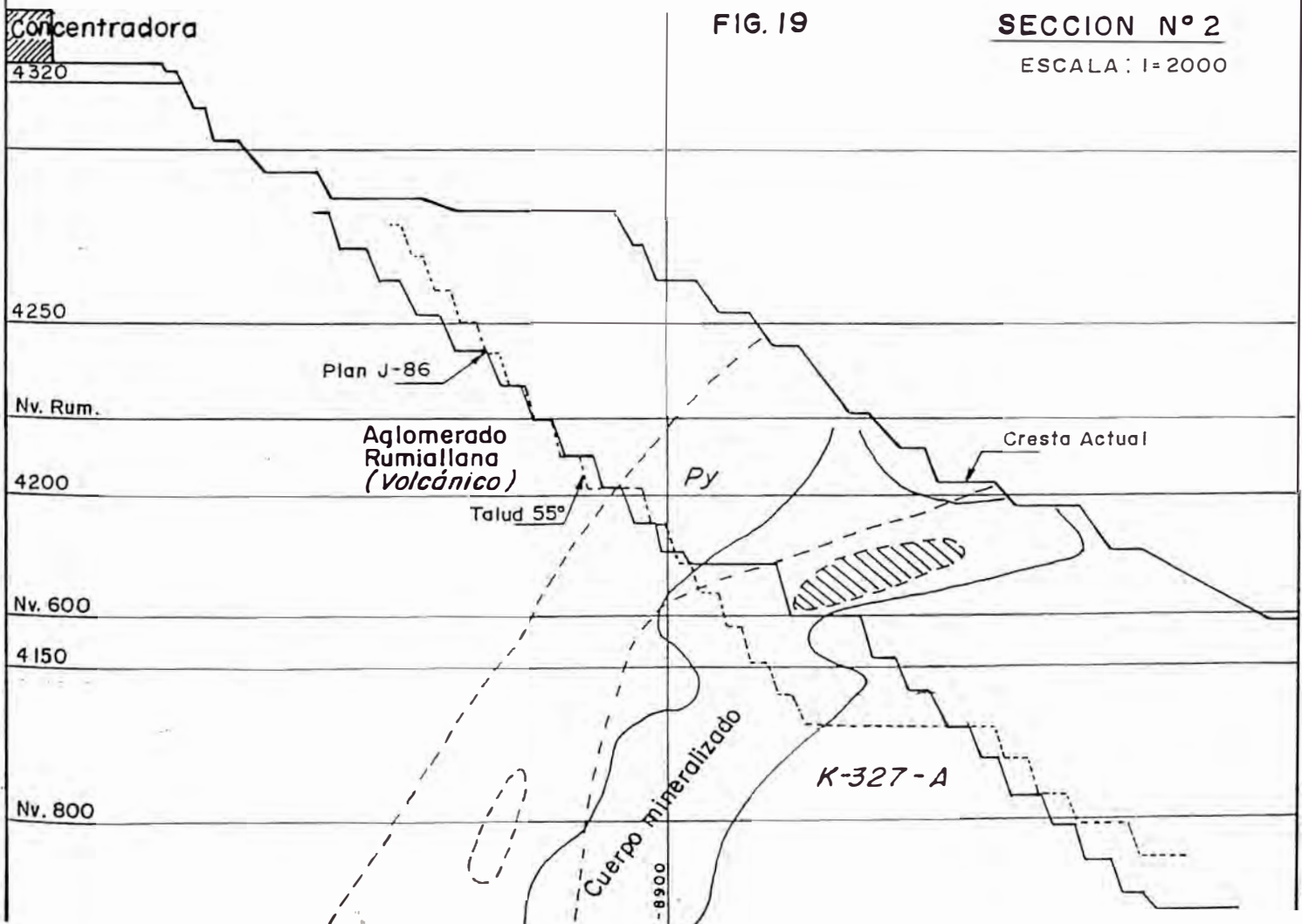
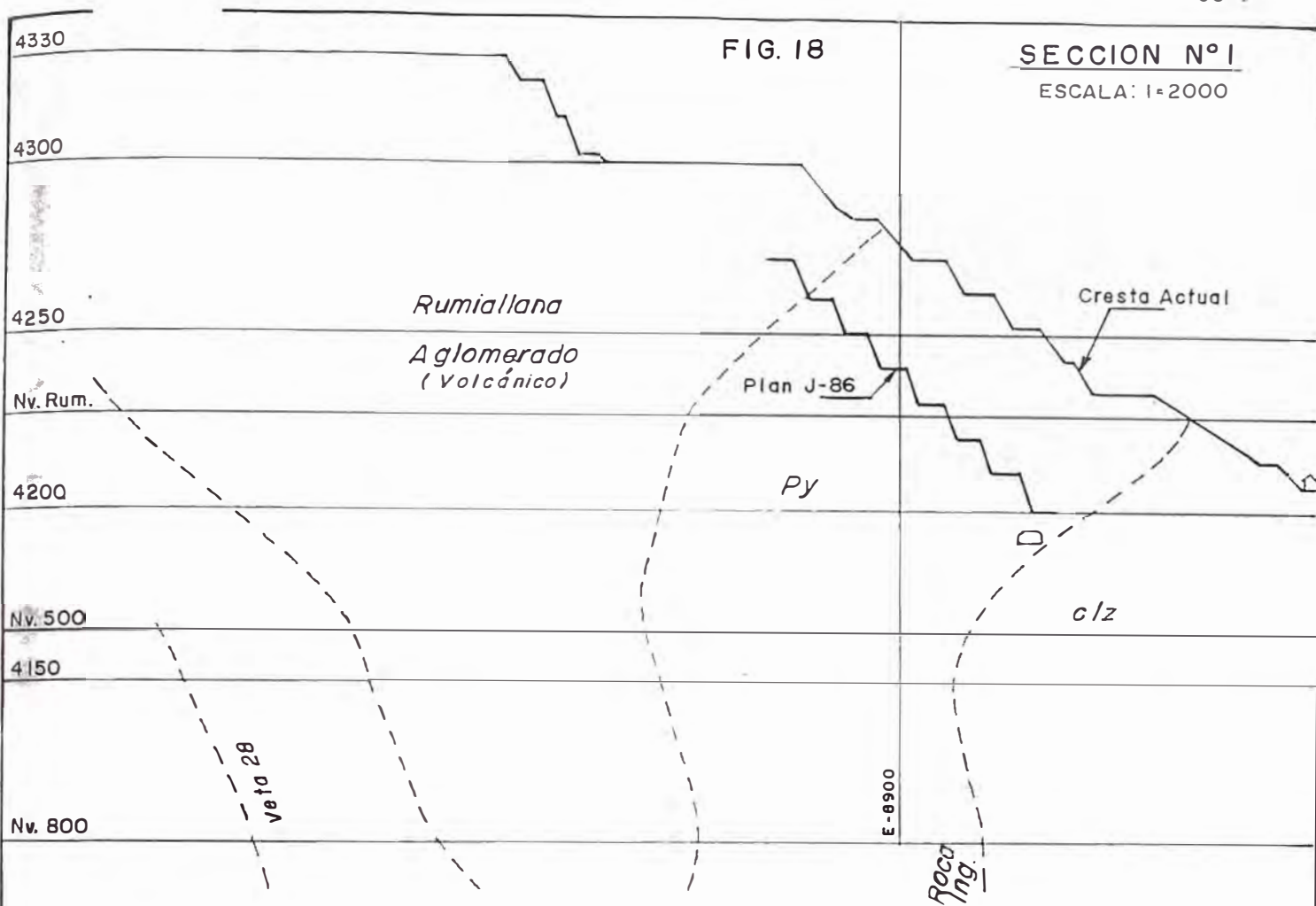




FIG. 20

SECCION N° 3

ESCALA: 1=2000

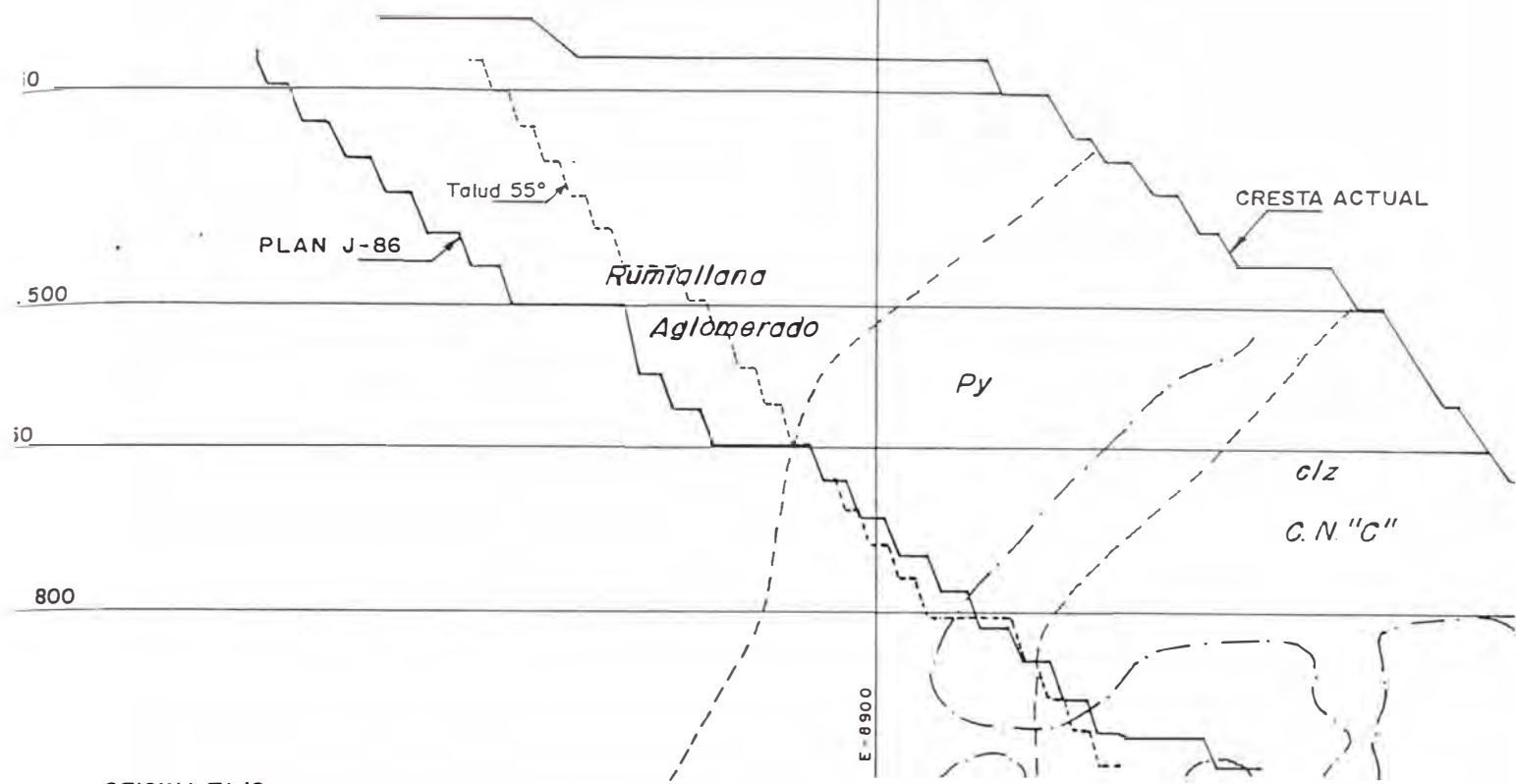


FIG. 21

SECCION N° 4

ESCALA: 1=2000

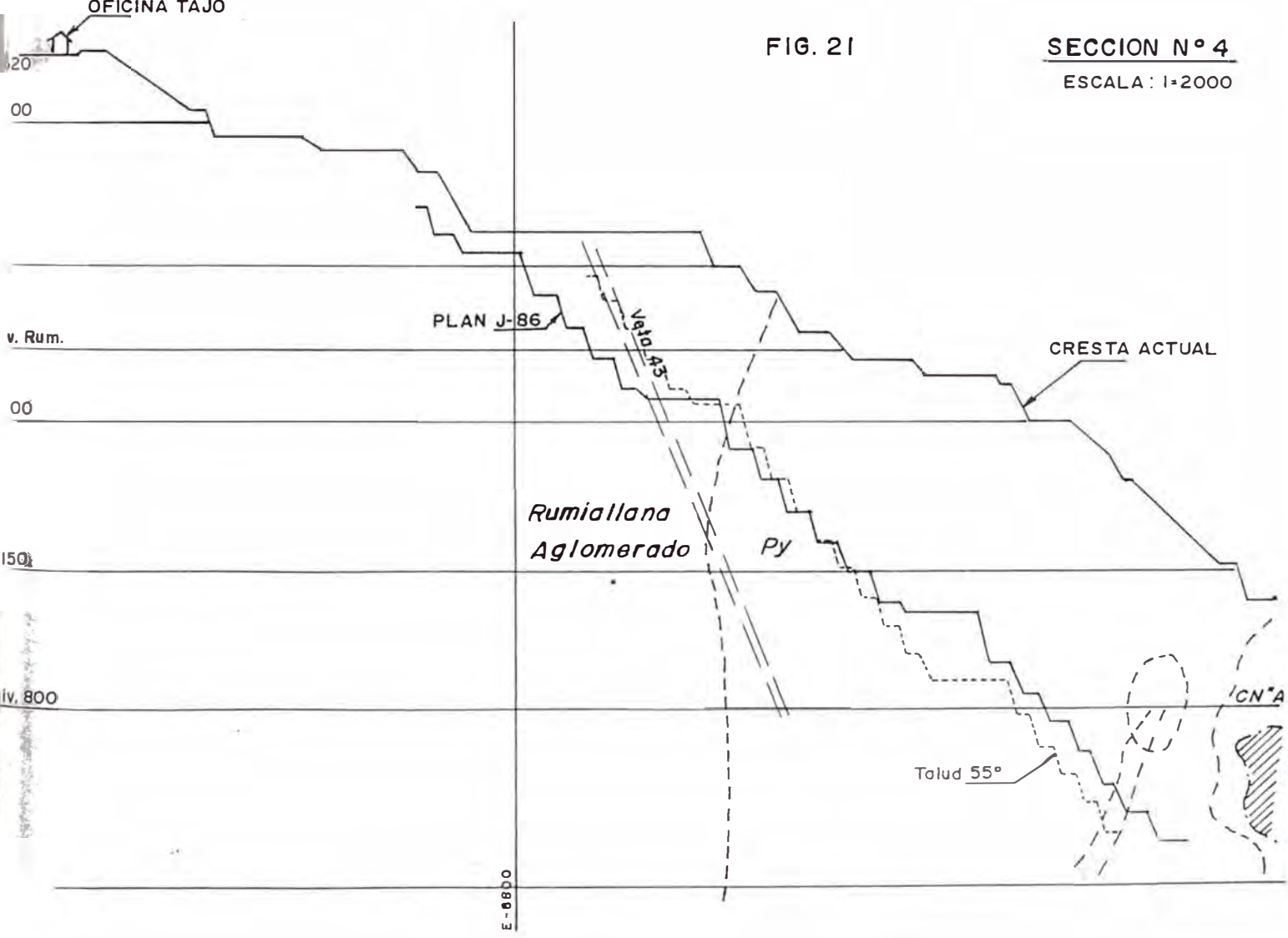


FIG. 22

SECCION N° 5

ESCALA: 1 = 2000

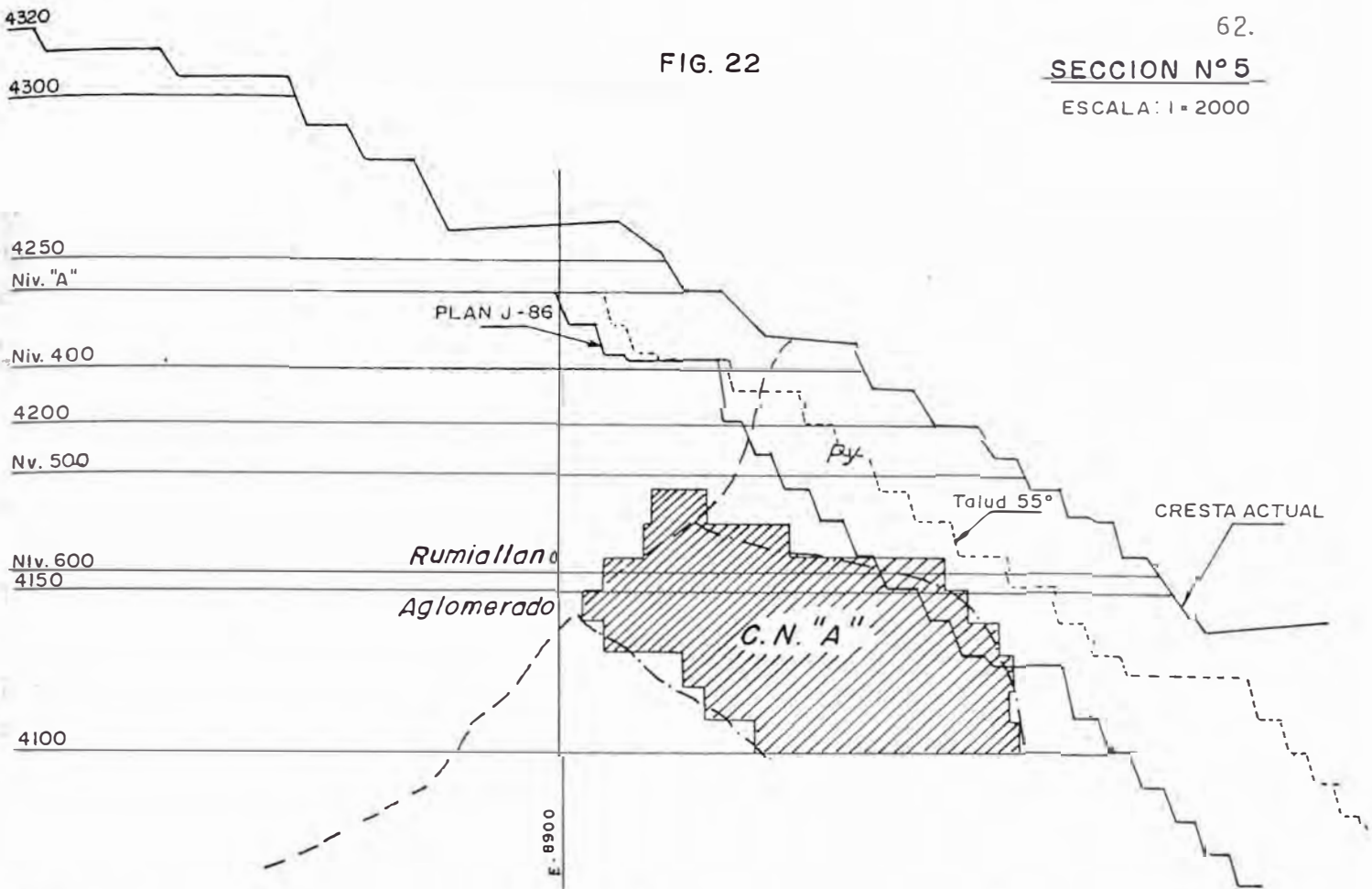


FIG. 23

SECCION N° 6

ESCALA: 1 = 2000

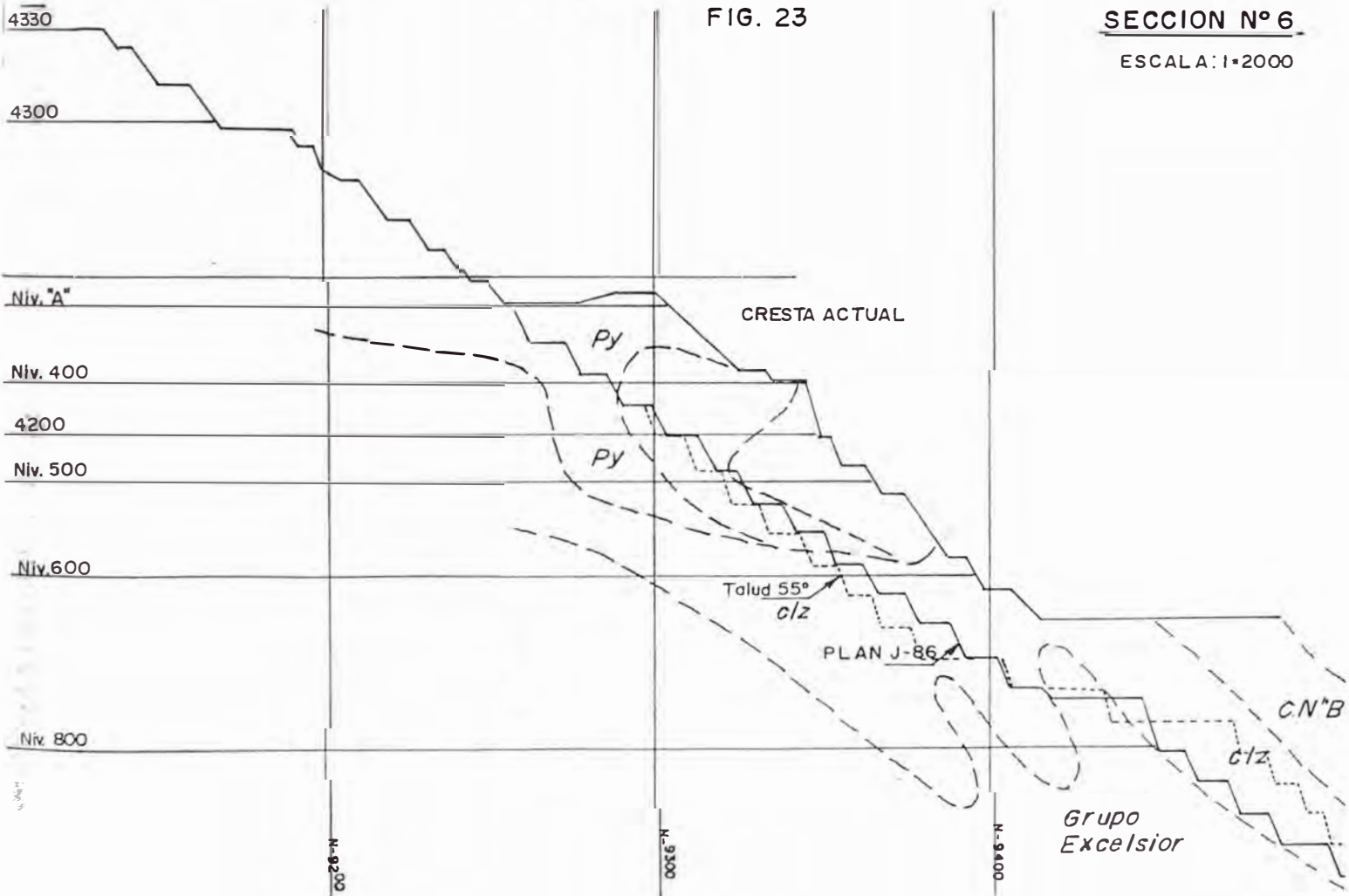


TABLA 18. ANALISIS DE ESTABILIDAD DE UN TALUD SATURADO POR FALLA PLANAR.

ALTURA DEL NIVEL FREATICO ES: 125.0 metros

LA DENSIDAD DE LA ROCA ES: 2.57 gr/cc

EL BUZAMIENTO DE LA FAMILIA DE FRACTURAS QUE FORMA EL PLANO ES: 64.0 GRAD

LA ALTURA DEL TALUD PLANEADO ES: 250.0 metros

EL PESO DE LAS INSTALACIONES ENCIMA DEL TALUD ES: 50.0 TM/m

EL FACTOR SÍSMICO ES: 0.05 g

ANGULO TALUD (°)	ANGULO IRREG I (°)	PESO W (TM/m)	FS
65.0	0.0	1723.53	0.65
70.0	0.0	9956.09	0.18
75.0	0.0	17680.52	0.13
80.0	0.0	25051.10	0.12
85.0	0.0	32197.71	0.11
90.0	0.0	39235.76	0.10

TABLA 19. FS vs talud a 30 m de altura en roca volcánica.  
Análisis planar considerando todos los factores.

ANGULO	FS SECO	FS SEMISATURADO	FS SATURADO
65°	5.02	4.97	4.84
0°	0.97	0.93	0.79
75°	0.60	0.55	0.42
80°	0.46	0.41	0.28
85°	0.38	0.34	0.21
90°	0.34	0.29	0.16

BLA 20. FS vs talud a 250 m de altura en roca volcánica.  
Análisis planar considerando todos los factores.

ANGULO	FS SECO	FS SEMISATURADO	FS SATURADO
65°	0.69	0.65	0.52
0°	0.22	0.18	0.05
75°	0.18	0.13	0.00
80°	0.16	0.12	0.00
85°	0.15	0.11	0.00
90°	0.15	0.10	0.00

FIG. 24.- FS vs TALUD A 30 m DE ALTURA

ANALISIS PLANAR CON TODOS LOS FACTORES

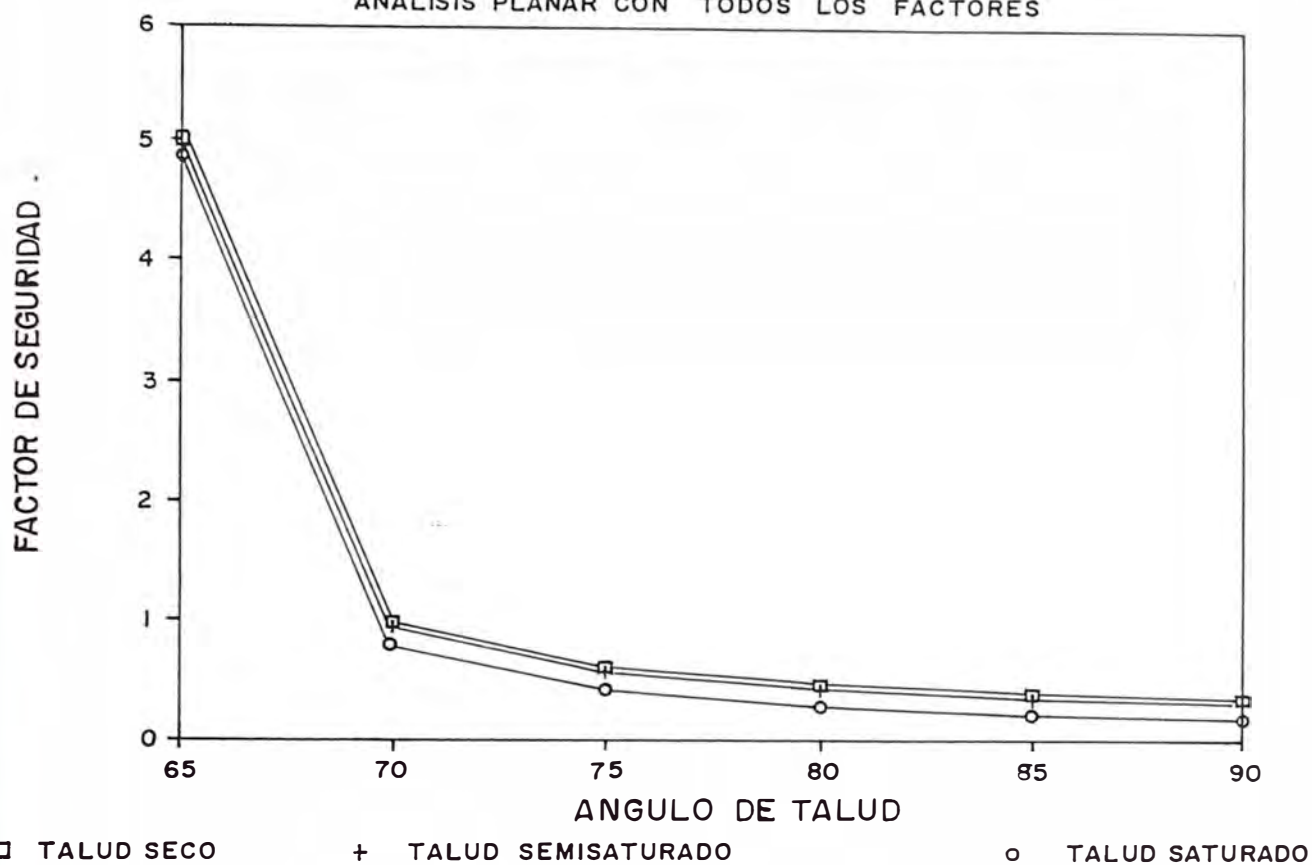
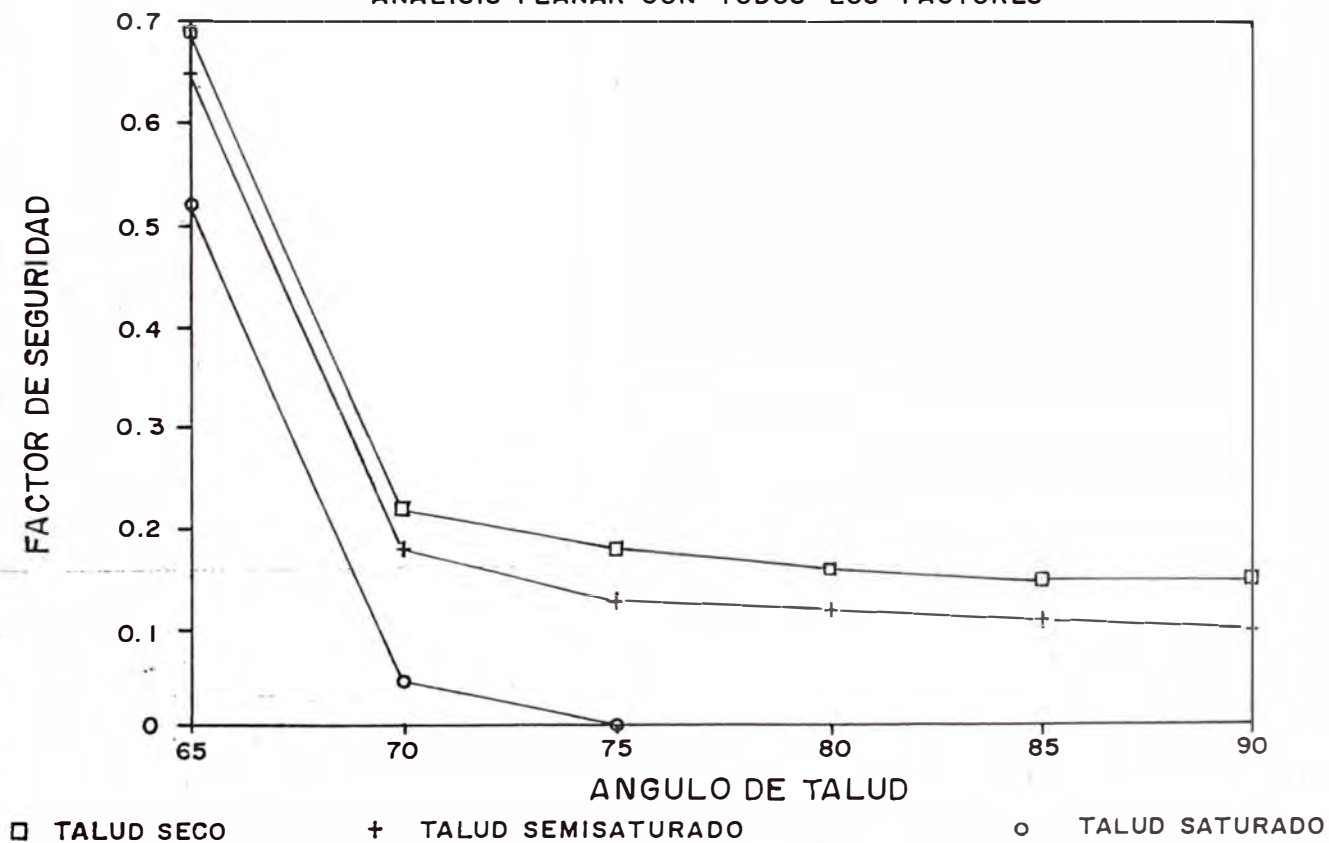


FIG. 25.- FS vs TALUD A 250m DE ALTURA

ANALISIS PLANAR CON TODOS LOS FACTORES



## CAPITULO 7. DESLIZAMIENTO TRIDIMENSIONAL EN CUÑA

Este tipo de deslizamiento es un caso mucho más general y complicado. Algunos ingenieros de estabilidad de taludes tratan al deslizamiento planar como un caso especial del análisis en cuña.

Con referencia a la FIG 26, en el desarrollo de un análisis tridimensional en cuña se hacen dos suposiciones básicas:

- 1) La cuña de roca está formada por dos discontinuidades que se intersectan (fallas, fracturas, estratificaciones, etc.) y la pared de la excavación.
- 2) El deslizamiento sucede en una dirección paralela a la dirección del "plunge" (buzamiento) de la línea de intersección de los dos planos.

En la FIG 26,  $W$  es el peso del bloque,  $P$  es el peso de las instalaciones,  $\theta$  es el "plunge" de la línea de intersección formada por los planos que se intersectan,  $\beta$  y  $B$  son los ángulos diedro y "bearing" (rumbo) de la línea de intersección entre los planos de discontinuidad respectivamente.  $\alpha_1$  y  $\alpha_2$  son los ángulos del buzamiento de los planos de fracturamiento en una dirección perpendicular a la línea de intersección,  $\phi$  es el ángulo de fricción de las discontinuidades, e "i" es el cambio de ángulo debido a las irregularidades de la discontinuidad. Además,  $ST_1$ ,  $D_1$  son el rumbo y el buzamiento de la discontinuidad 1 respectivamente;  $ST_2$ ,  $D_2$  son el rumbo y el buzamiento de la discontinuidad 2. También,  $T$  es la fuerza impulsora,  $\tau$  es la fuerza resistente, y  $N$  es la fuerza normal. Las relaciones aplicables para  $T$ ,  $\tau$  y  $N$  son como sigue:



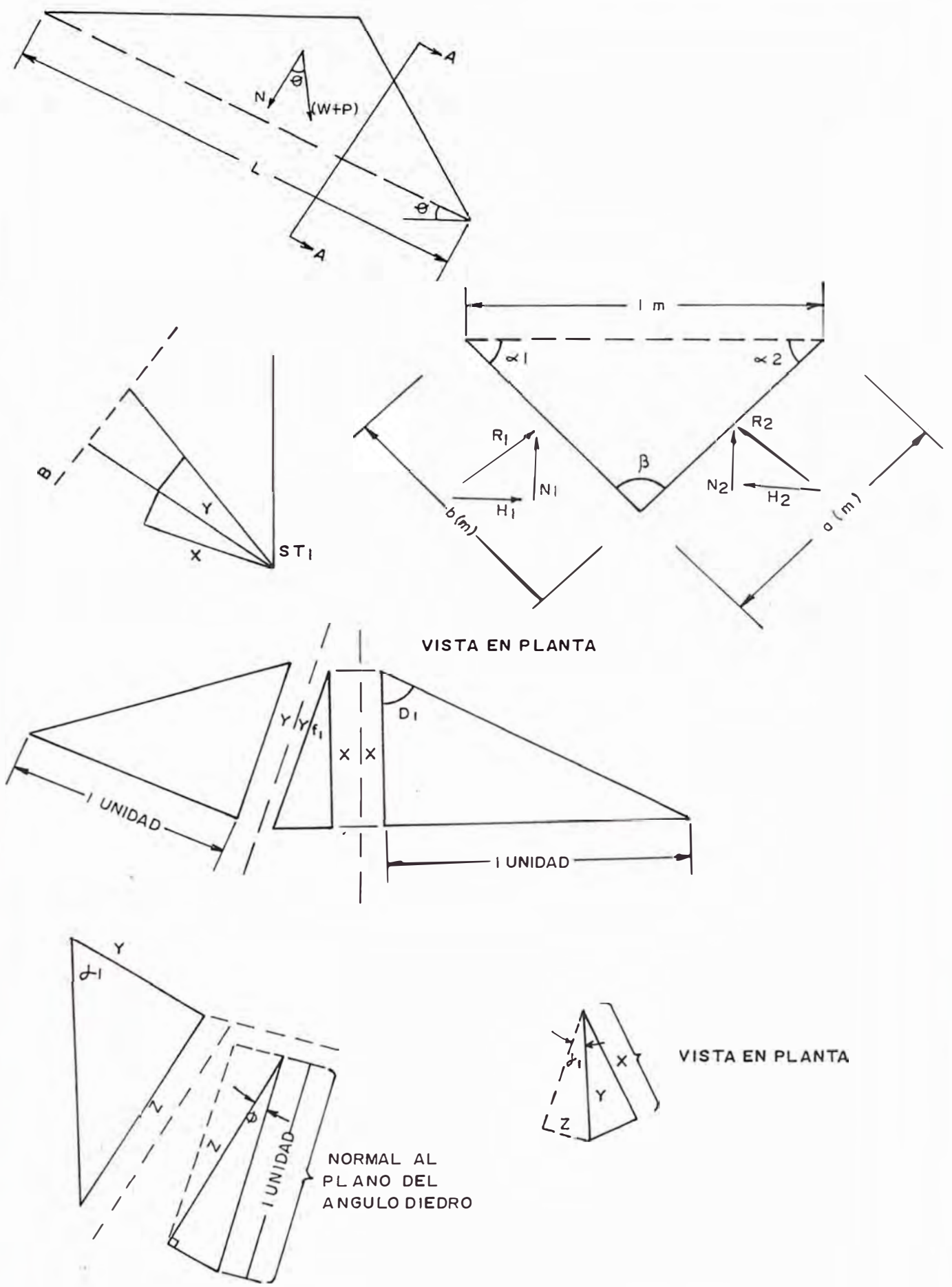


FIG. 26.- ANALISIS TRIDIMENSIONAL EN CUÑA MOSTRANDO UNA SECCION VERTICAL PARALELA A LA DIRECCION DEL DESLIZAMIENTO Y UNA SECCION PERPENDICULAR A LA LINEA DE INTERSECCION.

$$T=(W+P)\text{sen } \theta \quad a/\text{sen } \alpha_1=b/\text{sen } \alpha_2$$

$$a=\text{sen } \alpha_1/\text{sen } \beta \quad b= \text{sen } \alpha_2/\text{sen } \beta$$

$$\text{sen } \alpha_1=H1/R1 \quad \text{sen } \alpha_2=H2/R2$$

$$\Sigma H=0 \quad R1 \text{ sen } \alpha_1=R2 \text{ sen } \alpha_2 \quad (12)$$

$$\Sigma N=0 \quad N1+N2=(W+P) \cos \theta$$

$$N1=R1 \cos \alpha_1 \quad N2=R2 \cos \alpha_2$$

$$R2 \cos \alpha_2 + R1 \cos \alpha_1 = (W+P) \cos \theta \quad (13)$$

$$\text{de (12)} \quad R1 = R2 \text{ sen } \alpha_2/\text{sen } \alpha_1 \quad (14)$$

$$(14) \text{ en (13)} \quad R2 = (W+P)\cos \theta / [(\text{sen } \alpha_2/\tan \alpha_1)+\cos \alpha_2] \quad (15)$$

Teniendo en cuenta el factor sísmico:

$$R2 = (W+P)(\cos \theta - \Omega \text{sen } \theta) / [(\text{sen } \alpha_2/\tan \alpha_1)+\cos \alpha_2] \quad (16)$$

$$T = (W+P)(\text{sen } \theta + \Omega \cos \theta) \quad (17)$$

Los ángulos  $\alpha_1$  y  $\alpha_2$  entre la horizontal y perpendicular a la línea de intersección se determina como sigue:

#

X - sobre superficie horizontal y en el plano vertical que contiene D1.

Y - sobre superficie horizontal y en el plano vertical conteniendo la perpendicular al rumbo de la línea de intersección.

$$f_1 = ST1-B \quad f_2 = ST2-B$$

$$\tan D1 = 1/X \quad \cos f_1 = \cos (ST1-B) = X/Y$$

$$X = 1/\tan D1 \quad Y = X/\cos f_1 = 1/(\cos f_1 \tan D1)$$

$$\cos \theta = Z/1 \quad \tan \alpha_1 = Z/Y = \cos \theta / (1/\cos f_1 \tan D1)$$

$$\tan \alpha_1 = \cos \theta \cos f_1 \tan D1 \quad (18)$$

$$\tan \alpha_2 = \cos \theta \cos f_2 \tan D2$$

Generalizando el análisis para incluir los factores cohesión  $c_I$ ,  $c_R$  de la roca intacta y rota respectivamente; los porcentajes de áreas intacta y rota,  $A_I$ ,  $A_R$  de los planos de discontinuidad además de las presiones de levantamiento  $U_1$ ,  $U_2$  ocasionadas por el agua; el valor de  $\Sigma\tau$  se calcula de la siguiente manera:

$$\Sigma\tau = [(R1-U_1) \tan (\phi_{R1} + i_1)] A_{R1} \quad \text{roca rota a lo largo de la estructura \# 1}$$

$$+ c_{R1} \cdot A_{R1} \cdot L \cdot a$$

$$+ [(R1-U_1) \tan \phi_{I1}] A_{I1} \quad \text{roca intacta a lo largo de la estructura \# 1}$$

$$+ c_{I1} \cdot A_{I1} \cdot L \cdot a$$

$$+ [(R2-U_2) \tan (\phi_{R2} + i_2)] A_{R2} \quad \text{roca rota a lo largo de la estructura \# 2}$$

$$+ c_{R2} \cdot A_{R2} \cdot L \cdot b$$

$$+ [(R2-U_2) \tan \phi_{I2}] A_{I2} \quad \text{roca intacta a lo largo de la estructura \# 2}$$

$$+ c_{I2} \cdot A_{I2} \cdot L \cdot b$$

$$FS = \Sigma\tau/T$$

Para hacer el análisis en cuña el autor del presente trabajo también ha escrito especialmente un programa en Basic (CUÑA.BAS). Teniendo en cuenta las familias "F" y "G" para el caso más peligroso se han obtenido los datos de la Tabla 21 para hacer las corridas del programa. La Tabla 22 es un ejemplo de estas corridas. Estas corridas se suman en las Tablas 23, 24 y 25 y en las Figs 27, 28, y 29.

De los análisis planar y cuña se puede seleccionar el ángulo de  $55^\circ$  como un talud que tiene un factor de seguridad mínimo razonable que permite cierta cantidad de agua en el talud. Es por esto que se han hecho corridas para un ángulo de  $55^\circ$  a diferentes alturas cuyos resultados están tabulados en la Tabla 26 y graficados en la Fig 30. De estos datos, utilizando la técnica de regresión polinomial se han obtenido las siguientes ecuaciones:

TABLA 21. Datos de entrada para el programa CUÑA.BAS.

Altura de la sección planeada (variable)  
 Altura del nivel freático (variable)  
 Densidad de la roca = 2.57 gr/cc  
 Peso de las instalaciones por encima del talud= 50 TM/m  
 Factor sísmico = 0.05 g

	FAMILIA "F"	FAMILIA "G"
Azimuth	$26^\circ$	$145^\circ$
Buzamiento	$64^\circ$	$41^\circ$
Longitud máxima	+10	+5
Espaciamiento mínimo	0.2	9.0
$\phi_R$	$15.7^\circ$	$15.7^\circ$
$c_R$	0	0
$\phi_I$	27	27
$c_I$	1213	1213
Factor de espécimen	5	5
Angulo de irregularidad	$0^\circ$	$0^\circ$
Buzamiento aparente	$75^\circ$	$67^\circ$

Azimuth de la línea de intersección =  $100^\circ$

"Plunge" de la línea de intersección =  $31^\circ$

Angulo diedro =  $92^\circ$

TABLA 22. ANALISIS DE ESTABILIDAD DE UN TALUD SATURADO POR FALLA EN CUÑA

ALTURA DEL NIVEL FREATICO ES: 135.0 (Metros)

LA DENSIDAD DE LA ROCA ES: 2.57 (gr/cc)

LA ALTURA DEL TALUD PLANEADO ES: 270.0 (metros)

EL PESO DE LAS INSTALACIONES ENCIMA DEL TALUD ES:  
50.0 (TM/m DE PARED)

EL FACTOR SÍSMICO ES: 0.05 g

ANGULO TALUD (°)	ANGULO DIEDRO (°)	PLUNGE (°)	PESO W (TM/m)	FS
40.0	92.00	31.00	44337.70	1.45
45.0	92.00	31.00	62330.20	1.15
50.0	92.00	31.00	77427.67	1.00
55.0	92.00	31.00	90460.12	0.91
60.0	92.00	31.00	101987.98	0.86
65.0	92.00	31.00	112407.23	0.81
70.0	92.00	31.00	122009.70	0.78

Tabla 23. FS vs talud a 30 m de altura. Análisis en cuña considerando todos los factores.

Talud	FS Seco	FS Semisaturado	FS Saturado
60°	4.70	4.50	3.93
65°	4.32	4.12	3.55
70°	4.02	3.83	3.26
75°	3.79	3.60	3.02
80°	3.59	3.40	2.82
85°	3.42	3.23	2.66
90°	3.27	3.08	2.51

Tabla 24. FS vs talud a 250 m de altura. Análisis en cuña considerando todos los factores.

Talud	FS Seco	FS Semisaturado	FS Saturado
40°	1.72	1.53	0.96
45°	1.40	1.21	0.63
50°	1.24	1.05	0.48
55°	1.15	0.96	0.38
60°	1.08	0.89	0.32
65°	1.04	0.85	0.27
70°	1.00	0.81	0.24



FIG. 27.- FS vs TALUD A 30 m. DE ALTURA

ANALISIS EN CUÑA CON TODOS LOS FACTORES

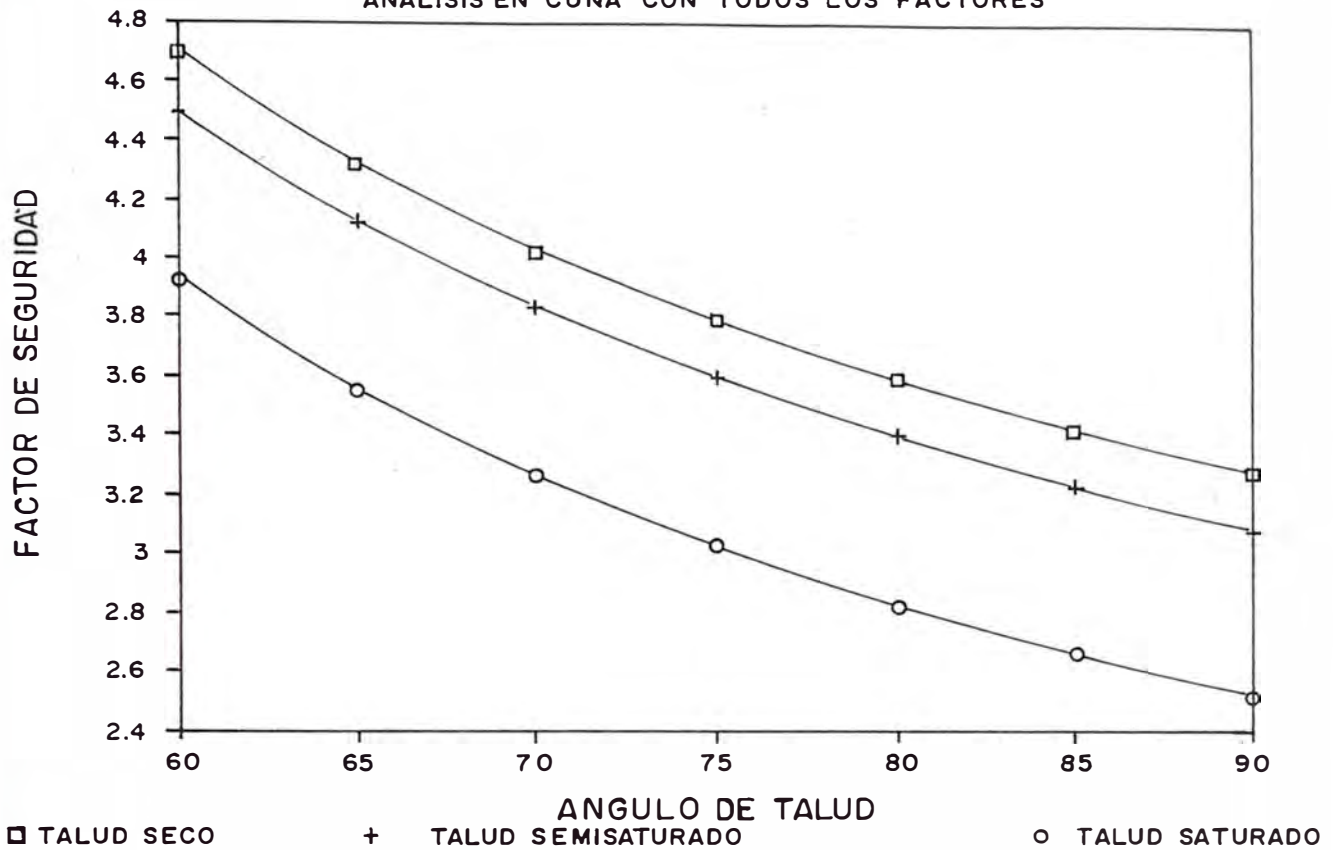


FIG. 28.- FS vs TALUD A 250 m. DE ALTURA

ANALISIS EN CUÑA CON TODOS LOS FACTORES

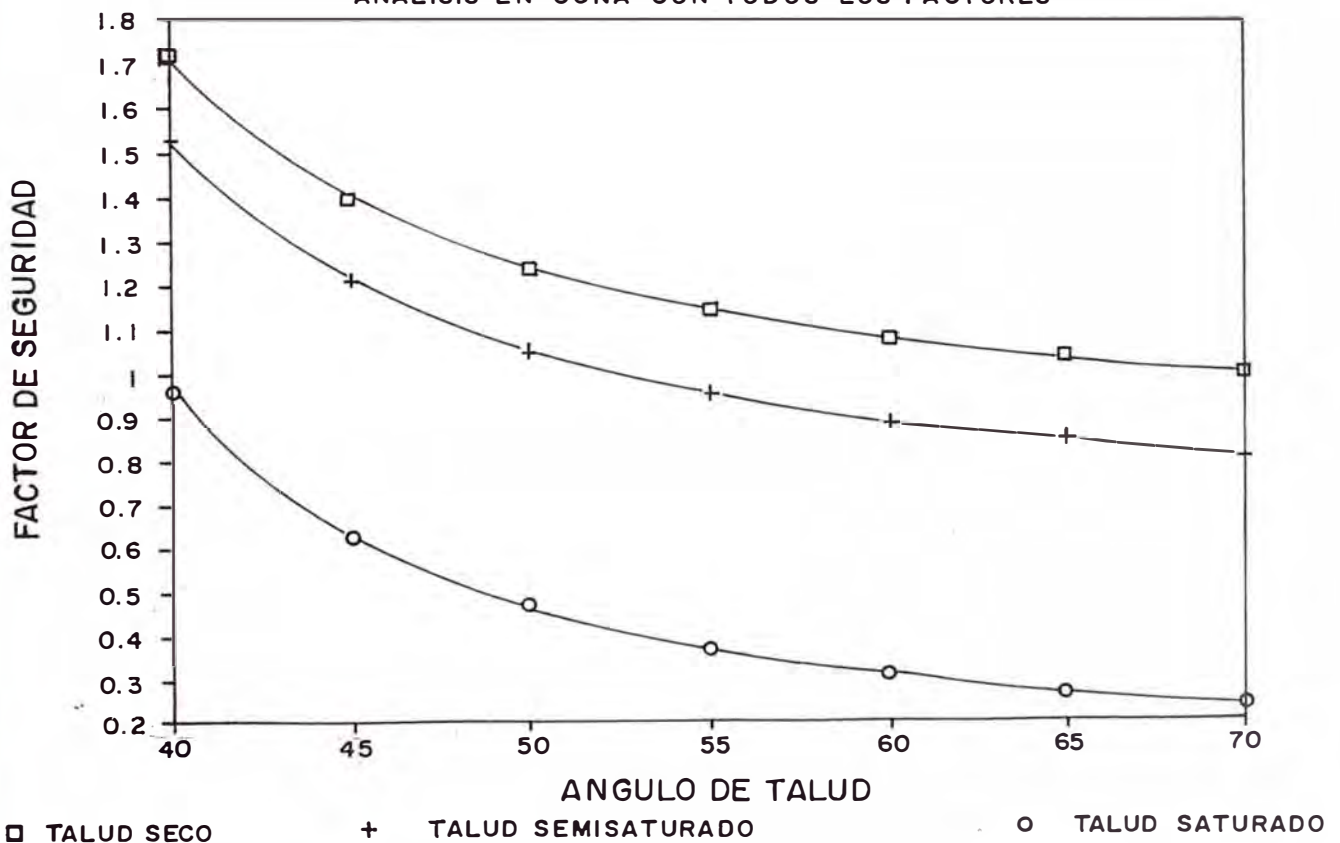


FIG. 29.- FS vs TALUD A 270 m DE ALTURA

ANALISIS EN CUÑA CON TODOS LOS FACTORES

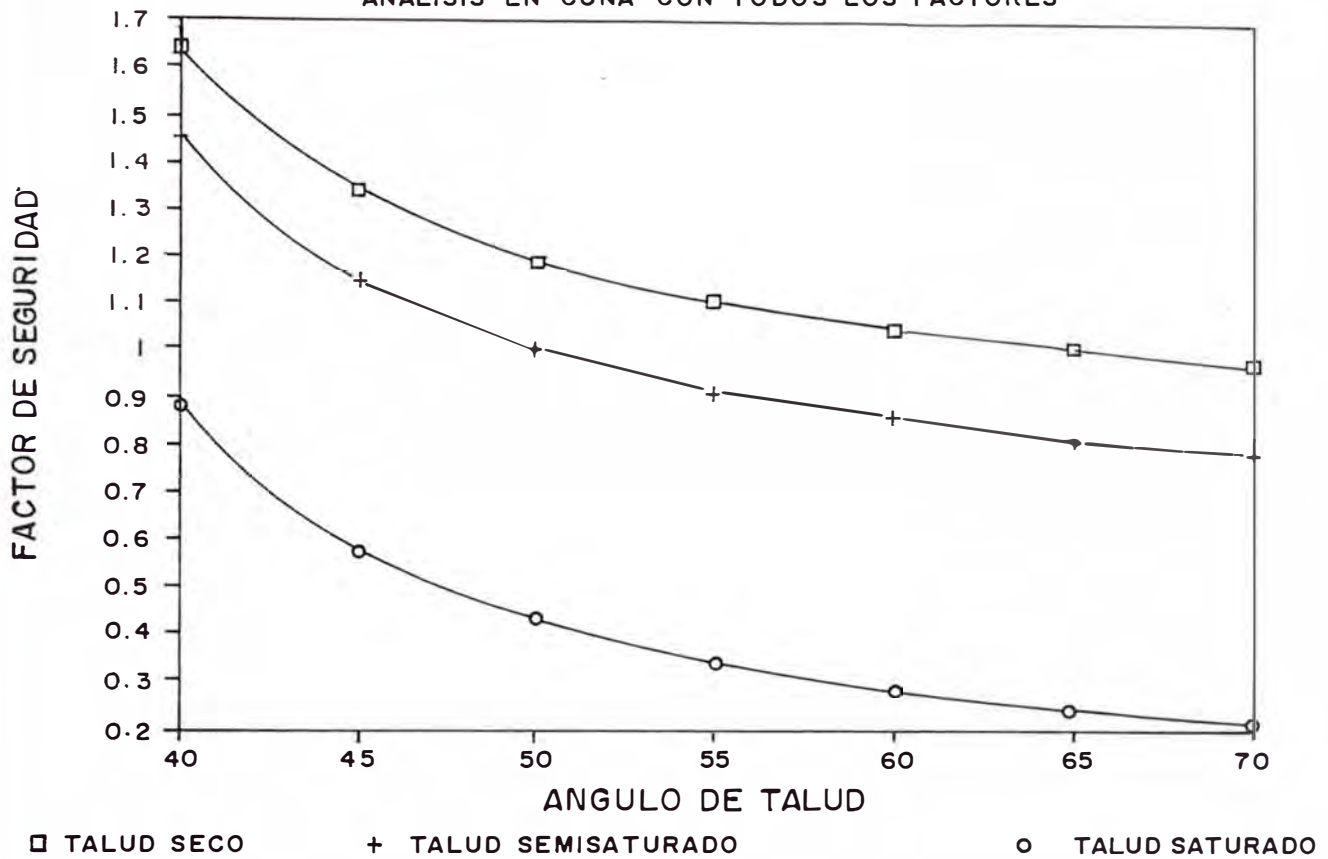


FIG. 30.- FS vs ALTURA PARA UN TALUD DE 55° EN VOLCANICO

ANALISIS EN CUÑA CON TODOS LOS FACTORES

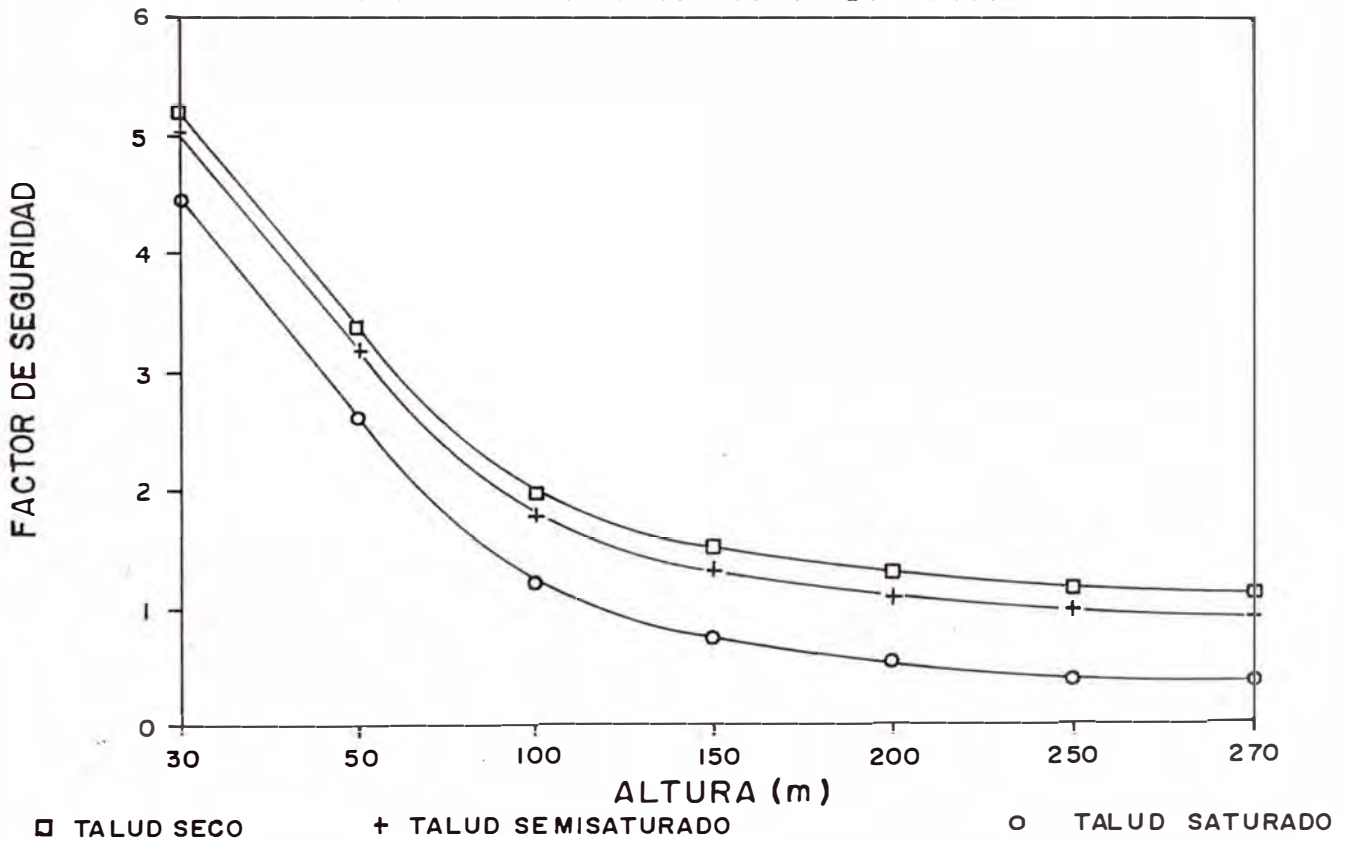


Tabla 25. FS vs talud a 270 m de altura. Análisis en cuña considerando todos los factores.

Talud	FS Seco	FS Semisaturado	FS Saturado
40°	1.64	1.45	0.88
45°	1.34	1.15	0.57
50°	1.19	1.00	0.43
55°	1.11	0.91	0.34
60°	1.05	0.86	0.28
65°	1.01	0.81	0.24
70°	0.97	0.78	0.21

Tabla 26. FS vs altura para un talud de 55 °. Análisis en cuña considerando todos los factores.

Altura	FS Seco	FS Semisaturado	FS Saturado
30	5.22	5.03	4.45
50	3.37	3.18	2.60
100	1.97	1.78	1.21
150	1.52	1.32	0.75
200	1.29	1.09	0.52
250	1.15	0.96	0.38
270	1.11	0.91	0.34

a) Talud seco:

$$FS = 7.6 - 0.1025H + 0.0005523H^2 - 0.000000974H^3$$

$$R = 0.9912 \quad (20)$$

b) Talud semisaturado:

$$\begin{aligned} FS &= 7.4 - 0.1025H + 0.0005518H^2 - 0.000000974H^3 \\ R &= 0.9913 \end{aligned} \quad (21)$$

c) Talud saturado:

$$\begin{aligned} FS &= 6.8 - 0.1021H + 0.0005491H^2 - 0.000000974H^3 \\ R &= 0.9911 \end{aligned} \quad (22)$$

FS= Factor de seguridad

H = Altura del talud

R = Coeficiente de correlación

De igual manera se hicieron corridas para correlacionar factor de seguridad con el nivel freático para un talud de 270 m de altura y 55° de inclinación y un factor sísmico de 0.05g obteniéndose la Tabla 27, la Fig 31 y la siguiente ecuación:

$$\begin{aligned} FS &= 1.109 - 0.0000106(NF)^2 \\ R &= 0.9999 \end{aligned} \quad (23)$$

NF = Altura del nivel freático

Finalmente, se hicieron corridas para correlacionar el factor de seguridad con el factor sísmico para taludes secos y taludes con nivel freático de 100 m, obteniéndose la Tabla 28, la Fig 32 y las siguientes ecuaciones:

a) Talud seco:

$$FS = 1.21 - 1.93\Omega \quad (24)$$

b) Talud con NF=100m:

$$FS = 1.09 - 1.76\Omega \quad (25)$$

De estas dos últimas ecuaciones es fácil obtener ecuaciones del FS en función de la distancia escalada obtenida de la Fig 17.

Tabla 27. FS vs nivel freático para un talud de 270 m de altura a 55°. Análisis en cuña considerando todos los factores.

Talud	FS Seco	FS Semisaturado	FS Saturado
40°	1.64	1.45	0.88
45°	1.34	1.15	0.57
50°	1.19	1.00	0.43
55°	1.11	0.91	0.34
60°	1.05	0.86	0.28
65°	1.01	0.81	0.24
70°	0.97	0.78	0.21

Tabla 28. FS vs factor sísmico para un talud a 270 m de altura a 55°. Nivel freático a 0 y 100 m de altura. Análisis en cuña.

Factor	FS Seco NF 0 m	FS Semisaturado NF 100 m
0.000	1.22	1.10
0.025	1.16	1.05
0.050	1.11	1.00
0.075	1.06	0.95
0.100	1.01	0.91
0.125	0.97	0.87
0.150	0.93	0.84

FIG. 31.- NIVEL FREATICO vs F S A 270 m DE ALTURA  
TALUD A 55° ANALISIS EN CUÑA

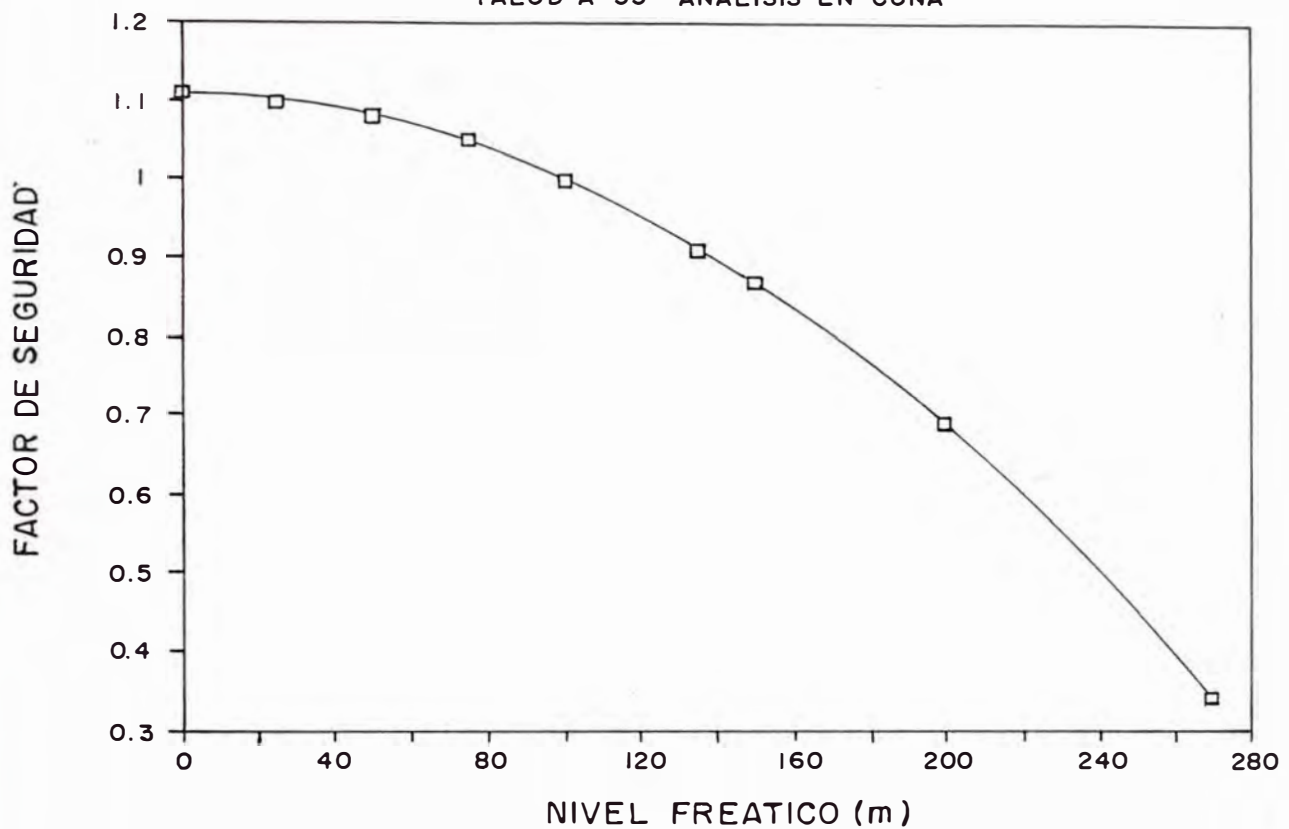
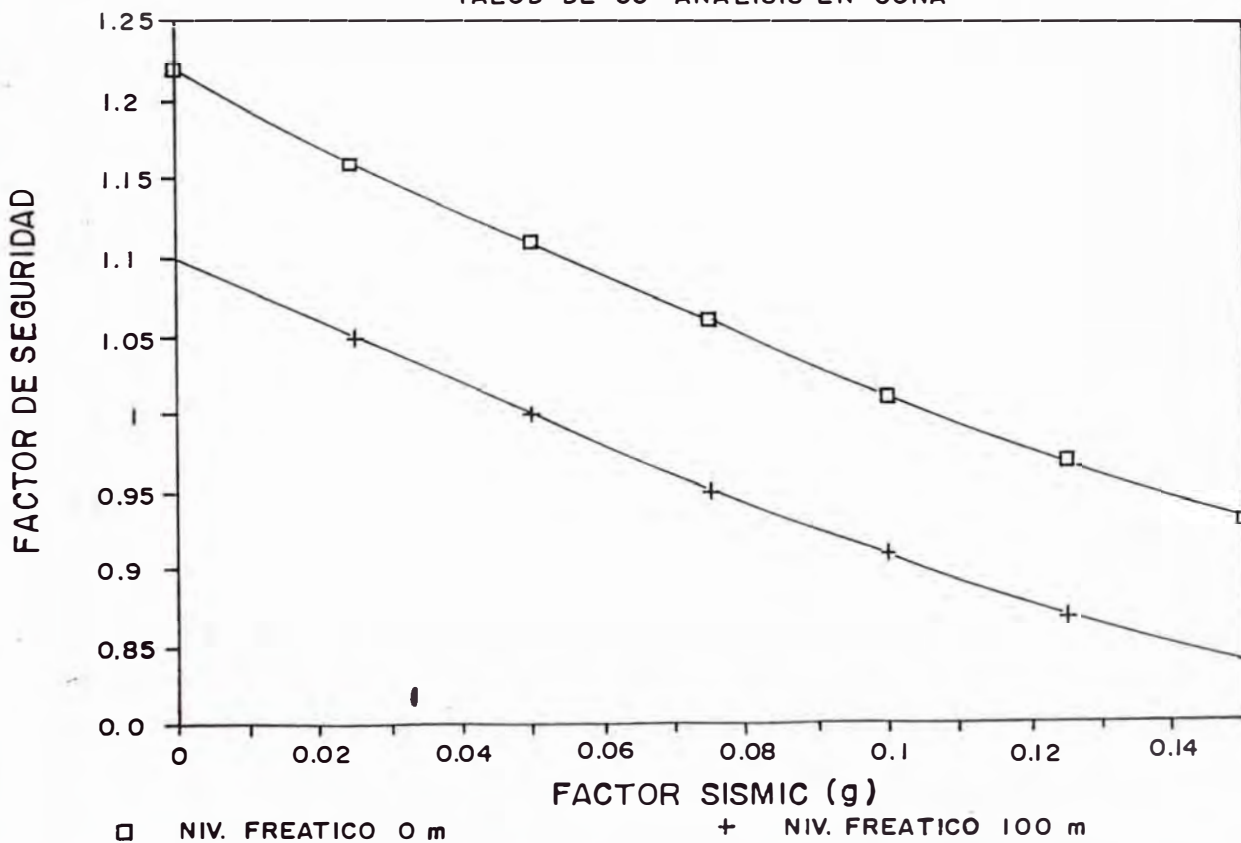


FIG. 32.- FS vs FACTOR SISMICO A 270 m DE ALTURA  
TALUD DE 55° ANALISIS EN CUÑA





## CAPITULO 8.

### CONTROL DE UN DESLIZAMIENTO

#### 8.1. Remoción, control o descarga de una zona de deslizamiento.

Cuando ocurre un deslizamiento mayor, es posible removerlo. Esta acción debe examinarse cuidadosamente bajo el punto de vista económico y operativo antes de llevarse a cabo. Primero, es indispensable que existan antecedentes para saber si hay tiempo suficiente para remover el deslizamiento. Luego, es necesario predecir el comportamiento del deslizamiento a largo alcance. Por supuesto que esto es difícil hacerlo, pero suponiendo que se ha implementado un sistema de monitoreo es posible obtener una fecha aproximada del deslizamiento. Si se piensa que queda muy poco tiempo antes del deslizamiento se debe tener en cuenta que este tiempo sea sólo de unos días, semanas o meses que nos permita remover algo de material. También, minar una zona de deslizamiento no es lo mismo que descargarla; en otras palabras, al remover una zona de deslizamiento, la secuencia de minado es tal que las áreas de deslizamiento que afectan más no necesariamente se remueven primero.

La supervisión debe tener en cuenta lo siguiente: el área tiene que desbrozarse de todas maneras? de ser así, esta operación distraerá equipo con una consiguiente caída de la producción y una disminución de desbroce en otras áreas más importantes? cómo afecta el flujo de caja del proyecto este desbroce adicional? incrementa la reserva de desbroce diferido? si el área no se tiene que desbrozar en los planes iniciales del tajo, mejor sería vivir con el deslizamiento de alguna manera.

Un deslizamiento también es posible controlarlo o descargarlo. Para esto, es necesario un buen sistema de monitoreo antes de tomar

la decisión de llevar controles durante la operación. Es importante tener buena información del comportamiento de la masa deslizante, su tamaño, su forma y su control estructural. También es esencial percibir las direcciones y magnitudes del movimiento para determinar que áreas del deslizamiento debe removerse, y que tonelajes implica. La supervisión debe tener certeza que sus esfuerzos para estabilizar la zona tendrán éxito.

### **8.2. Cómo vivir con un deslizamiento.**

Muchos tajos han tenido que enfrentar un deslizamiento de una zona que es considerada como límite final del tajo de tal manera que no se justifica económicamente minar ésta área. En éste caso es ventajoso hacer rampas alternativas para reemplazar las rampas existentes que se deslicen. Se recomienda un programa detallado de monitoreo para predecir la fecha del deslizamiento. Es probable que el deslizamiento cubra reservas de mineral o que amenace una área activa. Sin embargo, si no hay tiempo para remover el deslizamiento, y las medidas de control tengan éxito sólo parcialmente, se puede intentar minar el pie del talud antes que ocurra el deslizamiento. En caso que la roca sea muy incompetente, altamente fracturada y tapada por desmonte aluvional, se puede descargar un tonelaje dado de la parte superior del deslizamiento para luego ir al pie y remover aproximadamente el mismo tonelaje de mineral. Con éste método se puede mantener en equilibrio el deslizamiento.

### **8.3. Incremento de la estabilidad de los taludes.**

Las cuatro áreas más importantes que permiten mejorar la estabilidad de taludes son: 1) el reconocimiento de problemas de agua subterránea y el tratamiento efectivo de ellas, 2) Cambiar la forma del perfil del talud, 3) el reconocimiento de los daños causados a los taludes por la voladura y el diseño de voladuras para reducir estos daños, 4) el uso de estabilización artificial en áreas críticas.

### 8.3.1. Control del agua.

Una inversión muy valiosa es hacer un estudio hidrológico durante la fase de exploración de un tajo ya que describirá cualquier problema posible de los taludes en el futuro facilitando el diseño de sistemas de instrumentación y drenaje necesarios. Algunos de los métodos que se pueden usar para eliminar el agua de un talud son: túneles de drenaje, sistema de bombeo por pozos y drenajes horizontales con huecos diamantinos. Algunos taludes en vías de deslizarse han sido estabilizados solamente instalando tuberías de drenaje horizontal. El control de desagües superficiales por medio de cunetas de drenaje y sumideros también es importante. Cualquier grieta de tensión superficial en la parte superior del deslizamiento ya sea en suelo o en roca debe sellarse con arcilla u otro material impermeable como láminas de polietileno.

### 8.3.2. Cambio de la forma del perfil del talud.

Es obvio que un talud más echado es más estable que un talud más parado. Por el contrario, un talud con bermas no necesariamente es más estable que un talud plano. Se debe observar si la estabilidad de los taludes más parados pero más bajos formados con el talud reformado es adecuado.

Bajo este rubro se puede incluir también la remoción de la roca por encima de la superficie potencial de deslizamiento. Esto incrementa la estabilidad si la roca se remueve del lugar correcto.

### 8.3.3. Control de la voladura.

La voladura es uno de los mayores problemas de estabilidad de taludes debido a los fuertes choques sísmicos. Los operadores están familiarizados con la sobrerotura de los disparos pero la mayoría de ellos sólo consideran la rotura visible detrás de la última fila

de huecos del disparo. Los taludes de un tajo que necesitan más protección de los efectos de la voladura son los taludes finales ya que estos deben ser lo más parados posibles, por lo tanto se requieren las mejores condiciones de la roca.

Los tres métodos más conocidos de mejorar la voladura para disminuir daños en los taludes son: 1) reducir la cantidad de carga por retardo al mínimo, 2) utilizar precorte o recorte en los taludes finales y 3) utilizar una zona de amortiguación entre el precorte y los disparos principales.

Posiblemente el recorte es una de las mejores herramientas para mejorar la estabilidad de los taludes finales. Básicamente es la creación de una fractura entre la voladura y la pared final disparando una serie de cargas retardadas y desacopladas en espacios cerrados posterior a los taladros de producción. La desventaja del precorte con respecto al recorte es que el primero genera alta vibración ya que los taladros del precorte se disparan instantáneamente. Para el uso de estas técnicas se debe tener en cuenta que en roca fracturada hay fracturas preexistentes que no han sido formadas por el precorte y sin embargo las ondas sísmicas se reflejan y refractan generando de todas maneras vibración. La vibración es mayor en la dirección paralela a las fracturas.

Reduciendo la cantidad de carga por retardo, la amplitud de la onda sísmica se mantiene pequeña por lo tanto la velocidad de la partícula disminuye. En el Tajo Raúl Rojas los disparos se retardan hueco a hueco y en las filas de taludes finales se utilizan decks con retardo con el sistema Nonel y cargas desacopladas para disminuir la vibración y sobrerotura al máximo.

#### **8.3.4. Estabilización artificial.**

Otra de las áreas donde se puede mejorar la estabilidad de taludes es el uso de estabilización artificial en taludes donde hay

instalaciones críticas, tales como chancadoras, concentradoras, etc. Algunas de estas técnicas son:

- a) Sostenimiento del pie del talud con paredes de retención. Esto puede consistir de relleno de roca o sostenimiento de concreto reforzado al pie del talud deslizante para prevenir o limitar el movimiento. Este tipo de estabilización tiene mucho éxito en deslizamientos pequeños de suelos, pero no para controlar grandes deslizamientos de roca.
- b) Pernos o cables pretensionados de anclaje. Este sistema puede tener un éxito considerable, aunque se debe tener cuidado al colocarlo. Este sistema de estabilización puede ser muy caro de tal manera que algunas veces es más barato permitir que ocurra el deslizamiento y mover las instalaciones.
- c) Concretado de las paredes (Shot Crete). Este sistema se debe aplicar con extremo cuidado. Cuando la masa rocosa involucrada es muy grande, este sistema puede ser muy caro. Un segundo factor a considerar es que la inyección, que inicialmente es un fluido, al fraguar dentro de las fracturas puede inducir el deslizamiento.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

El diseño de taludes es una técnica que se utiliza en el planeamiento y operación de un tajo abierto generalmente con enormes beneficios económicos teniendo en cuenta la seguridad especialmente en rocas volcánicas fracturadas donde existen instalaciones de la concentradora, chancadora y el pique Lourdes.

Con el presente estudio se concluye que el talud actual de  $45^\circ$  es inadecuado; se recomienda pararlo a  $55^\circ$  desde el banco 4280 m hasta el banco final 4060 m como lo venimos haciendo desde hace **4** años. El incremento de reservas por parar el talud en  $10^\circ$  es de 560,000 TM de mineral y la disminución de desbroce alcanza a 2.2 millones de  $m^3$ ; resultando en una contribución para la empresa de 35 millones de US dólares aproximadamente.

Debido a la geología estructural de la roca, con taludes de  $55^\circ$  es improbable que ocurran deslizamientos planares y de volteo de gran magnitud. Sólo existe la posibilidad de pequeños deslizamientos planares y de volteo de uno o dos bancos de altura. Por lo tanto queda como posibilidad deslizamientos en cuña.

Los factores de seguridad mínimos con un talud de  $55^\circ$  y 220 m de altura considerando todos los factores y al 95% de confianza son como sigue:

Talud seco: 1.41

Talud semisaturado (100 m de nivel freático): 1.19

Talud saturado (220 m de nivel freático): 0.54



Los taludes del tajo Raúl Rojas generalmente son secos debido a que el nivel freático está debajo del nivel 4060 m. El agua es drenada por la mina subterránea por medio de bombeo manteniéndola en niveles bajos. Sin embargo, con un talud de  $55^\circ$  considerando conservadoramente el nivel freático a 100 m de altura desde el fondo final del tajo se obtiene un FS de 1.19 el cual es razonable.

Se ha reemplazado el planeamiento original del tajo a  $45^\circ$  con uno nuevo a  $55^\circ$  en la zona volcánica aislando la concentradora y con el beneficio adicional de no afectar las operaciones subterráneas del Plan J como lo hacíamos anteriormente.

Actualmente o al final de la vida del tajo (dentro de 5 años) es posible rellenar las áreas vacías que se originaron con taludes a  $45^\circ$  para disminuir la distancia a los botaderos. Entonces, la profundidad del talud a  $55^\circ$  será de 260 m y los nuevos factores de seguridad serán:

Talud seco: 1.17

Talud semisaturado (100 m de nivel freático): 0.93

Talud saturado (220 m de nivel freático): 0.25

De todos los factores que influyen en la estabilidad de taludes en roca, los más importantes son las fallas y fracturas y las intersecciones de éstas estructuras. A pesar de sus tamaño y continuidad, las fallas grandes y sus intersecciones no se ven a simple vista sino después que se desarrolla el deslizamiento. El éxito del diseño y control de los taludes dependen principalmente de la destreza de utilizar técnicas de mapeo estructural eficaces. En el tajo Raúl Rojas existen diques de cuarzo monzonita, vetas y cuerpos de cobre y pirita que actúan como puentes que resisten el deslizamiento.

La presencia de "gouge" y de roca triturada es común en fallas y fracturas debido al desplazamiento de ellas; disminuyendo la influencia del ángulo de irregularidad de sus superficies de tal manera que el material intacto se rompe fácilmente. Así mismo, en el diseño se utilizan las bajas resistencias de este material.

El segundo factor más importante y crítico en la estabilidad de taludes es el agua. Los deslizamientos de taludes generalmente van asociados con altos niveles de agua posteriores a deshielos y lluvias intensas. Las fallas y fracturas además de ser superficies por donde puede ocurrir el deslizamiento de un talud, también controlan el flujo de agua. La presión de agua reduce la resistencia al corte de la roca; es importante tener un buen sistema de drenaje. Se recomienda perforar huecos diamantinos y hacer cunetas cementadas e instalar piezómetros para éstos propósitos; también evitar verter agua al tajo para lixiviar cobre.

La voladura es el tercer factor más importante en la estabilidad de taludes. Las limitaciones de la voladura varían de acuerdo a criterios económicos. Para no contribuir con la inestabilidad de los taludes es conveniente reducir la vibración a niveles mínimos que no requieran reducir el diámetro del hueco o la cantidad de carga por hueco. Si aún persisten los problemas, se debe evaluar el costo de reducir diámetros y cantidad de carga por hueco con los costos y peligros de los deslizamientos de los taludes. Para el caso del tajo Raúl Rojas, la voladura se ha reducido a un hueco por retardo y en algunos casos se utilizan técnicas de voladura controlada para minimizar las fuerzas de aceleración debido a éste fenómeno.

La experiencia demuestra que es importante el monitoreo de los taludes durante la operación de un tajo abierto. El tajo en sí

es un modelo que proporciona información práctica valiosa. Los experimentos de laboratorio también son importantes, pero lo que realmente se requiere para medir la estabilidad de taludes reales es sus comportamiento "in situ". En muchos tajos ocurren deslizamientos de taludes de diferentes magnitudes. Estos casos son mucho mejores que cualquier experimento de laboratorio si es que se tiene cuidado en medir el desplazamiento de la roca en un período de tiempo.

El "análisis posterior" ("back analysis") de un deslizamiento ayuda a comprender significativamente el comportamiento futuro de los taludes. "Análisis posterior" significa el análisis que mide los parámetros de resistencia al corte que han prevalecido durante un deslizamiento. Para llevarlo a cabo se requiere de: a) la geología del terreno, particularmente del plano de deslizamiento, b) la presión de agua presente, c) el nivel de vibración del terreno y d) el desplazamiento vs tiempo.

Se recomienda excavar ocasionalmente taludes bien parados en los taludes de trabajo tres o cuatro bancos de altura de tal manera que fallen y usando la técnica del "análisis posterior" calcular los parámetros de corte promedio. Utilizar éstos valores para seguir revisando el talud final. Para el caso del tajo Raúl Rojas, se han colgado bancos de 30 m y 40 m de altura y a  $60^\circ$  y  $63^\circ$  de inclinación. Estos taludes han sido sometidos a vibraciones de operaciones normales y a filtraciones de agua y deshielos durante el invierno sin notarse síntomas de inestabilidad por mucho tiempo. Esto nos indica que nuestras suposiciones para el cálculo de taludes a  $55^\circ$  están conservadoramente por el lado de la seguridad.

En caso de ser necesario, se recomienda tener en cuenta la estabilización artificial.

## REFERENCIAS

1. Abel J.F. "Rock Mechanics Handouts". Colorado School of Mines. Rock mechanics course, 1983.
2. Barron K. et al. "Field Instrumentation for Rock Slopes"\*
3. Barron K., Coates D.F. and Gyenge M. "Support for Pit Slopes". CIM Bulletin, March 1971.
4. Bauer A. and Calder P. "The Influence and Evaluation of Blasting on Stability".\*
5. Brawner C.O. "Case Studies of Stability on Mining Projects".\*
6. Broadbent C.D. "The Practical Side of Mining Research at Kennecott Copper Corporation".\*\*
7. Coates D.F. "Rock Mechanics Principles". Energy, Mines and Resources, Canada. Monograph 874, 1981.
8. Coates D.F. and Gyenge M. "Incremental Design in Rock Mechanics", 1973.
9. Dowrick D.J. "Earthquake Resistant Design". A Manual for Engineers and Architects. Wiley & Sons 1978.
10. Eigenbrod K. and Mongestern N.R. "A Slide in Cretaceous Bedrock Devon, Alberta".\*
11. Einstein H., Baecher G. and Veneziano D. "Risk Analysis for Rock Slopes in Open Pit Mines". Department of Civil Engineering MIT. Cambridge, 1979.
12. Garg O. and Devon J. "Practical Applications of Recently Improved Pit Slope Design Procedure at Schefferville". CIM Bulletin, September 1978.
13. Golder H.Q. "The Stabilization of Slopes in Open Pit Mining".\*
14. Goodman R. "Introduction to Rock Mechanics". University of California at Berkeley. Wiley & Sons 1980.
15. Goodman R. E. "Geological Investigations to Evaluate Stability".\*

16. Hansen D.E. and Lachel D. "Ore Body Ground Conditions".  
Underground Mining Methods Handbook, W. A. Hustrulid Editors.  
SME AIME, 1982.
17. Herget G. "Recent Research on Rock Slope Stability by  
the Mining Research Center, Canada".\*\*
18. Hoek E. "Recent Rock Slope Stability Research at The  
/Royal School of Mines, London".\*\*
19. Hoek E. and Bray J. W. "Rock Slope Engineering".  
Institution of Mining and Metallurgy, London 1977.
20. Hoek E. "Influence of Rock Structure on the Stability of  
Rock Slopes".\*
21. Incitemi. "Estudio de Estabilidad de Taludes en las  
Minas de Marcona". Lima, 1976.
22. Jaeger J. and Cook N. "Fundamentals of Rock Mechanics".  
Science Paper Backs. London 1977 .
23. Krynine D.P. and Jud W.R. "Principios de Geologia y  
Geotecnia para Ingenieros". España 1972.
24. Lahee F.H. "Geologia Práctica". España 1962.
25. Mahtab M.A. and Yegulap T.M. "A Rejection Criterion for  
Definition of Clusters in Orientation Data". 23rd Symposium on  
Rock Mechanics. Berkeley 1982.
26. Mahtab M. et al. "Análisis of Fracture Orientations for  
Input to Structural Models of Discontinuous Rock". Report of  
Investigations 7669 US Dpt of Interior.
27. Marreros, O. "Effect of Propagation Direction on  
Particle Velocity". Master of Science Thesis in Mining  
Engineering. Colorado School of Mines, 1984.
28. Martin D.C. and Piteau D.R. "Select Berm Width to  
Contain Local Failures". E/MJ June 1977.
29. Melnikov N. and Chesnokov M. "Safety in Open Cast  
Mining". MIR Publishers-Moscow 1969.  
Michaelson S. "Wanted: New Systems for Surface Mining".  
Selected Readings. Surface Mine Design. W. Hustrulid, CSM  
1983.

31. Mining Tech. "Rock Mechanics". University of Lulea, Sweden 1985.
32. Moffitt R.B. et al. "Pit Slopes-Their Influence on the design and Economics of Open Pit Mines".\*\*
33. Morgenstern, N.R. "The Influence of Groundwater on Stability".\*
34. Oriard L.L. "Influence of Blasting on Slope Stability; State of the Art". Stability in Surface Mining. Volume 3. C.O. Brawner, Editor.
35. Oriard L.L. "Blasting Effects and their Control in Open Pit Mining".\*
36. Patton F. and Deere D.U. "Geological Factors Controlling Slope Stability in Open Pit Mines".\*
37. Pentz D.L. "Methods of Analysis of Stability of Rock Slopes".\*
38. Phillips F.C. "The Use of Stereographic Projection in Structural Geology". London 1972.
39. Piteu D.R. "Engineering Geology Considerations and Approach in Assessing the Stability of Rock Slopes " CIM Bulletin May 1972.
40. Roberts D. and Hoek E. "A Study of the Stability of a disused Limestone Quarry Face in The Mendip Hills, England".\*
41. Rosengren K.J. "Rock Mechanics and Slope Stability at Mount Isa, Australia".\*
42. Seegmiller B.L. "How to Cut Risk of Slope in Designing Optimum Pit Slopes". E/MJ December 1976.
43. Seegmiller B.L. and Ross-Brown D.M. "Pit Limit Slope Design". Open Pit Mine Planning and Design. Crawford, Hustrulid Editors. SME AIME 1979.
44. Seltrust Engineering Limited. "Analysis of the Slopes of The Cerro de Pasco Open Pit". Empresa Minera del Centro del Perú, 1981.
45. Soderberg A. and Rausch D.O. "Pit Planning and Layout". Surface Mining. E.P. Pfleider Editor, 1972.

46. Stagg-Zienkiewics. "Mecánica de Rocas en la Ingeniería Práctica". Editorial Blume 1970.
47. Steffen O.K.H., Holt W. and Symons V.R. "Optimizing Open Pit Geometry and Operational Procedure". Selected Readings. Surface Mine Design. W. Hustrulid CSM 1983.
48. Stewart R.M. and Kennedy B.A. "The Role of Stability in the Economics, Design and Operation of Open Pit Mines".\*
49. Terzaghi K. and Peck R.B. "Soil Mechanics in Engineering Practice". J. Wiley & Sons, INC, 1967.
50. Whitman R.V. "Influence of Earthquakes on Stability".\*

\* Stability in Open Pit Mining SME 1971. C.O. Brawner and V. Milligan Editors. Proceedings of the First International Conference on Stability in Open Pit Mining.

\*\* Geotechnical Practice for Stability in Open Pit Mining. SME 1972. C.O. Brawner y V. Milligan Editors. Second International Conference on Stability in Open Pit Mining.



## APENDICES

## A. LISTADO DEL PROGRAMA WOR.BAS

```

10 KEY OFF
20 DIM ALFA(90), A(90), B(90), TONMIN(90), TONDES(90), WOR(90),
TONTOT(90)
30 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT " ELIPTICO = 1          CIRCULAR = 2";
ISO
40 IF ISO = 1 THEN CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "SEMIEJES DE LA
ELIPSE  a, b"; A, B
50 IF ISO = 2 THEN : CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "DIAMETRO DEL
CUERPO MINERALIZADO (m)"; DIA
60 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ALTURA DEL CUERPO MINERALIZADO (m)";
H2
70 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "DENSIDAD DEL MINERAL (gr/cc)";
DENMIN
80 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ALTURA DEL DESMONTE POR ENCIMA DEL
MINERAL (m)"; H3
90 CLS   LOCATE 15, 10: INPUT "DENSIDAD DEL DESMONTE (gr/cc)";
DENDES
100 CLS   LOCATE 15, 10: INPUT "CUANTOS TALUDES DESEA ANALIZAR?";
NTAL
110 FOR I = 1 TO NTAL
120 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "ANGULO DEL TALUD PLANEADO "; I:
INPUT ALFA(I)
130 NEXT I
140 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "Tipee el FILE de salida y
extension"; M$
150 OPEN M$ FOR OUTPUT AS #2
160 PI = 3.141593
170 RAD = PI / 180
180 IF ISO = 1 THEN R = (A * B) ^ .5
190 IF ISO = 2 THEN R = DIA / 2
200 FOR K = 1 TO NTAL
210 A(K) = TAN(ALFA(K) * RAD)
220 B(K) = A(K) * R ^ 3 - (R * A(K) - H2) ^ 3 / A(K) ^ 2
230 TONMIN(K) = (PI * DENMIN * B(K) / 3) / 1000
240 TONDES(K) = (PI * DENDES * ((R * A(K) + H3) ^ 3 / A(K) ^ 2 -
A(K) * R ^ 3) / 3) / 1000
250 TONTOT(K) = TONMIN(K) + TONDES(K)
260 WOR(K) = TONDES(K) / TONMIN(K)
270 NEXT K
280 CLS
290 PRINT #2, "RELACION DE DESBROCE A MINERAL VS ANGULO DEL TALUD
"
300 PRINT #2,
310 IF ISO = 1 THEN PRINT #2, "SEMIEJES DE LA ELIPSE DE MINERAL";
A; " m, "; B; " m"

```

```
320 IF ISO = 2 THEN PRINT #2, "DIAMETRO DEL CUERPO MINERALIZADO";  
DIA; " m"  
330 PRINT #2, "ALTURA DEL CUERPO MINERALIZADO"; H2; " m"  
340 PRINT #2, "DENSIDAD DEL MINERAL"; DENMIN; " gr/cc"  
350 PRINT #2, "ALTURA DEL DESMONTE POR ENCIMA DEL MINERAL"; H3; "  
  
360 PRINT #2, "DENSIDAD DEL DESMONTE"; DENDES; " gr/cc"  
370 PRINT #2, : PRINT #2, "TALUD      MINERAL      DESMONTE      TOTAL  
MATER      WOR FINAL"  
380 PRINT #2, "          1000'S TM      1000'S TM      1000'S TM"  
390 PRINT #2,  
400 FOR J = 1 TO NTAL  
410 PRINT #2, USING "  ##.##"; ALFA(J);      PRINT #2, USING  
#####.##"; TONMIN(J); TONDES(J); TONTOT(J); : PRINT #2, USING "  
  ##.##"; WOR(J); : PRINT #2, " : 1"  
420 NEXT J  
430 CLOSE 2  
440 END
```

## B. LISTADO DEL PROGRAMA PATCH.FOR

```

PROGRAM PATCH
  COMMON /BLOK1/AZ(1000),DIP(1000),CU1(900),CU2(900),SL(1000)
  COMMON /BLOK2/SM(1000),SN(1000)
  COMMON /BLOK3/LPATCH(100),LEVEL(100),IPTH(100),CLUSTR(50,10)
  COMMON /BLOK4/NX,NY,NYMID,NXMID,DEGRAD,RADEG
  COMMON /BLOK5/Q90,XPINCH,YPINCH,RADIUS,IJ
  COMMON /BLOK6/IJPR,P,T,KOU,R,XCONV,YCONV,XK,PCT,LCOM,KJ
  DIMENSION IBND(9),KBAND(100),POS(100)
  INTEGER CLUSTR
  CHARACTER HED*60,LPAGE(121,73),LBLANK,ASTR,LPLUS,F1*9,F2*9
  REAL KANG,K1ANG,LEVEL
  DATA IBND/18,16,15,14,13,10,8,5,1/
    DATA KBAND/18*1,16*2,15*3,14*4,13*5,10*6,8*7,5*8,1*9/
    DATA LPLUS/'+'/,LBLANK/' '/,ASTR/'*'/
  DATA NB/9/,PI/3.14159265/
  DATA POS/1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,11.,12.,13.,14.,15.,
    16.,17.,18.,1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,11.,12.,13.,14.,15.,
    16.,1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,11.,12.,13.,14.,15.,1.,2.,3.,
    4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,11.,12.,13.,14.,1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,
    9.,10.,11.,12.,13.,1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,1.,2.,3.,4.,
    1 5.,6.,7.,8.,1.,2.,3.,4.,5.,1.0/

  DEGRAD=PI/180.
  RADEG=1.0/DEGRAD
  XPINCH=10.
  YPINCH=6.
  Q90=90.
  RADIUS=4.
  NT=RADIUS*XPINCH+0.5
  NX=2*NT+1
  NT=RADIUS*YPINCH+0.5
  NY=2*NT+1
  NYMID=NY/2+1
  NXMID=NX/2+1
  NXMID1=NXMID-1
  NYMID1=NYMID-1
  XCON=Q90/NXMID1
  XCONV=1.0/XCON
  YCON=Q90/NYMID1
  YCONV=1.0/YCON
  WRITE(*,30)

```

```

30  FORMAT('  INPUT FILE NAME  ...'\)
    READ(*,31) F1
31  FORMAT(A)
    OPEN(10,FILE=F1)
    WRITE(*,32)
32  FORMAT('  OUTPUT FILE NAME  ...'\)
    READ(*,33) F2
33  FORMAT(A)
    OPEN(12,FILE=F2,STATUS='NEW')
8000 READ (10,3333) HED
3333 FORMAT(A60)
    IF(HED.EQ.'ABCDEF')THEN
    CLOSE(10)
    STOP
    ENDIF
    READ (10,*)NOBS
    READ (10,*)(AZ(I),DIP(I),I=1,NOBS)
    DO 6000 J=1,50
    J50=J+50
    IPTH(J)=0
    IPTH(J50)=0
    DO 6000 K=1,10
    CLUSTR(J,K)=0
6000 CONTINUE
    FN=FLOAT(NOBS)
    A=FN*0.01
    EFAC=EXP(-A)
    SUM=EFAC
    FAC=1
    DO 876 N=1,1000
    FIN=N
    FAC=FAC*A/FIN
    PROB=EFAC*FAC
    SUM=SUM+PROB
    TEST=1.-SUM
    IF(TEST-0.05)875,876,876
876  CONTINUE
875  PCT=FIN/FN
    CALL SORTA(NOBS,AZ,DIP,LPATCH)
    LEVEL(1)=FLOAT(LPATCH(1))/FN
    DO 8764 KUK=2,100
    LEVEL(KUK)=FLOAT(LPATCH(KUK)-LPATCH(KUK-1))/FN
8764 CONTINUE
    FPCT=100.*PCT
    WRITE(12,3681)HED,FPCT,NOBS
3681 FORMAT(30X,A60,//,2X,'POISSON RANDOM CUT-OFF IS',F7.3,1X,
1      ' PERCENT ',18X,' LEVEL  ARRAY ',/,2X,' THERE
ARE ',I5,1X,' POINTS
1  IN THE SAMPLE.'/)
    DO 3683 J49=1,50
    J50=J49+50

```

```

3683 WRITE(12,3682)J49,LEVEL(J49),J50,LEVEL(J50)
3682 FORMAT(52X,2(I3,F9.5,2X))
      DO 209 KL=1,73
      DO 209 JL=1,121
209   LPAGE(JL,KL)=LBLANK
      DO 200 J=1,NOBS
      CALL SPRPAG(IX,IY,DIP(J),AZ(J))
200   LPAGE(IX,IY)=LPLUS
      WRITE(12,212)
212   FORMAT(///,46X,'EQUAL AREA PROJECTION OF OBSERVATIONS
TO',/,58X,
      1 'UPPER HEMISPHERE',///)
      CALL POLARC(LPAGE)
      WRITE(12,4000)NOBS
4000  FORMAT(//45X,'THERE ARE',I5,1X,'OBSERVATIONS IN THE SAMPLE.')
```

```

      CALL PCTPLT(LEVEL,LPAGE)
      WRITE(12,213)
213   FORMAT(///,63X,'LEVEL PLOT',///)
      CALL POLARC(LPAGE)
      WRITE(12,4001)
4001  FORMAT(/,36X,'THE UPPER HEMISPHERE IS DEVIDED INTO 100
PATCHES',
      1 /,36X,'OF EQUAL AREA. THE DENSITY OF EACH PATCH IS
PRINTED',
      1 /,36X,'AT THE PROJECTED MIDPOINT OF THE PATCH.')
```

```

      KJ=1
      JQ=1
      I=1
      IJ=1
      LCOM=1
      IJPR=0
      DO 101 N=1,100
      IF(IPTH(N).NE.0)GO TO 101
      IF(LEVEL(N)-PCT)101,102,102
102   IF(N-1)103,103,104
104   JQ=N-1
      IF(LEVEL(JQ)-PCT)105,106,106
105   IF(IJPR.NE.0)GO TO 777
      IF(CLUSTR(1,1).NE.0) IJ=IJ+1
      GO TO 778
777   IJ=IJPR
      IJPR=0
778   CONTINUE
      KJ=1
      GO TO 103
106   IF(LCOM.EQ.0)GO TO 107
      GO TO 103
107   KJ=MJ
```

```
103  LCOM=1
      I=KBAND(N)
      KSUM=0
      DO 7001 LIJ=1,I
7001  KSUM=KSUM+IBND(LIJ)
      CLUSTR(KJ,IJ)=N
      IPTH(N)=IJ
      KJ=KJ+1
      IF(N.EQ.100)GO TO 101
      K2=KSUM-IBND(I)+1
      IQQA=IPTH(K2)
      IF(N.EQ.KSUM.AND.IQQA.NE.0.AND.IQQA.NE.IJ) CALL COMBIN(IQQA)
      IF(LEVEL(N+1).GT.PCT.AND.IPTH(N+1).NE.0.AND.IPTH(N+1).NE.IJ)
1     CALL COMBIN(IPTH(N+1))
      IF(I.EQ.8)GO TO 3698
      I1=I+1
      IQRS=POS(N)
      CALL CLUP(I,IQRS,I1)
      KJ1=KJ-1
      DO 70 IPP=1,KJ1
      K2=CLUSTR(IPP,IJ)
      IBC=KBAND(K2)
      IF(IBC.EQ.8)GO TO 3698
      IBC1=IBC+1
      IQRC=POS(K2)
      CALL CLUP(IBC,IQRC,IBC1)
70   CONTINUE
      MJ=KJ
      GO TO 101
3698  IF(LEVEL(100).LT.PCT)GO TO 101
      IF(IPTH(100).NE.0)GO TO 9000
      CLUSTR(KJ,IJ)=100
      IPTH(100)=IJ
      KJ=KJ+1
      MJ=KJ
      GO TO 101
9000  IF(IPTH(100).NE.IJ)GO TO 3697
      GO TO 101
3697  CALL COMBIN(IPTH(100))
      MJ=KJ
101   CONTINUE
      DO 8762 K=1,9
      J=K+9
      IJ=IPTH(J)
      IF(IPTH(K).EQ.0.OR.IPTH(J).EQ.IPTH(K))GO TO 8762
      IF(IPTH(J).NE.0)CALL COMBIN(IPTH(K))
```



```

8762 CONTINUE
CALL KLUSTR(LPAGE)
GO TO 8000
END
SUBROUTINE KLUSTR(LPAGE)
CHARACTER LPAGE(121,73),LPLUS,PLSMS*2,BLANK
INTEGER CLUSTR
COMMON /BLOK1/AZ(1000),DIP(1000),CU1(900),CU2(900),SL(1000)
COMMON /BLOK2/SM(1000),SN(1000)
COMMON /BLOK3/LPATCH(100),LEVEL(100),IPATH(100),CLUSTR(50,10)
COMMON /BLOK4/NX,NY,NYMID,NXMID,DEGRAD,RADEG
COMMON /BLOK6/IJPR,P,T,KOU,R,XCONV,YCONV,XK,PCT,LCOM,KJ
DATA LPLUS/'+' /
DATA PLSMS/'+-' /
DATA BLANK/' '/
KOUNT=1
DO 92 JS=1,10
IF(CLUSTR(1,JS).EQ.0)GO TO 92
JR=1
SXL=0.
SXM=0.
SXN=0.
CL=0.05
KOU=0
DO 677 IK=1,100
IF(CLUSTR(IK,JS).EQ.0)GO TO 678
N=CLUSTR(IK,JS)
N1=LPATCH(N)
IF(N.EQ.1)KS=1
IF(N.GT.1.AND.LPATCH(N-1).EQ.0)KS=1
IF(N.GT.1.AND.LPATCH(N-1).NE.0)KS=LPATCH(N-1)+1
DO 26 III=KS,N1
KOU=KOU+1
CU1(JR)=AZ(III)
CU2(JR)=DIP(III)
CALL SPRPAG(IX,IY,CU2(JR),CU1(JR))
LPAGE (IX,IY)=LPLUS
JR=JR+1
26 CONTINUE
677 CONTINUE
678 CONTINUE
IF(KOU.LE.2)GO TO 93
IF(KOUNT.EQ.1) GO TO 4003
WRITE(12,907)KOUNT
907 FORMAT(//,30X,'CLUSTER NUMBER',I5)
KOUNT=KOUNT+1
GO TO 40
4003 WRITE(12,4002)
4002 FORMAT(//,45X,'STATISTICAL ANALYSIS OF CLUSTERS',////,30X,
1 'CLUSTER NUMBER 1')
KOUNT=KOUNT+1
GO TO 40

```

```

93 DO 94 J=1,73
   DO 94 K=1,121
94 LPAGE(K,J)=BLANK
   GO TO 92
40  XKOU=KOU
   WRITE(12,4)
4   FORMAT(35X,'NUM',3X,'  AZIMUTH',3X,' INCLINATION',5X,'L',10X,
   1      'M',10X,'N')
   IF(CU2(1).LT.80.) GO TO 1000
   KOU1=KOU-1
   DIS=0.
   DO 9999 J=1,KOU1
   FJ=CU1(J)
   J1=J+1
   DO 9999 K=J1,KOU
   FK1=CU1(K)
   FMAX=AMAX1(FJ,FK1)
   FMIN=AMIN1(FJ,FK1)
   ADIS=AMIN1((FMAX-FMIN),(360.-FMAX+FMIN))
   IF(DIS.LT.ADIS)DIS=ADIS
9999 CONTINUE
   IF(DIS.LE.150.)GO TO 1000
9998 CALL SORT(1,1,KOU)
   DIS=AMIN1(CU1(KOU)-CU1(1),360.-CU1(KOU)+CU1(1))
   IF(DIS-45.)1,1,4001
   A=CU1(1)+90.
   B=A+180.
   IST2=0
   JQ=1
   DO 11 J=1,KOU
   IF(J.GT.1)JQ=J-1
   IF(CU1(J).GT.A.AND.CU1(JQ).LE.A)IST1=JQ
   IF(CU1(J).GT.B.AND.CU1(JQ).LE.B)IST2=J
   IF(IST2.NE.0)GO TO 12
11  CONTINUE
12  DO 5 J=1,IST1
   CU2(J)=180.-CU2(J)
   IF(CU1(J).GT.180.) GO TO 8000
   CU1(J)=CU1(J)+180.
   GO TO 5
8000 CU1(J)=CU1(J)-180.
5    CONTINUE
   DO 6 J=IST2,KOU
   CU2(J)=180.-CU2(J)
   IF(CU1(J).LT.180.)GO TO 8001
   CU1(J)=CU1(J)-180.
   GO TO 6
8001 CU1(J)=CU1(J)+180.
6    CONTINUE
   GO TO 1000

```

```

4001  IST1=0
      A=CU1(1)+90.
      JQ=1
      DO 4000 J=1,KOU
      IF(J.GT.1)JQ=J-1
      IF(CU1(J).GT.A.AND.CU1(JQ).LE.A)IST1=J
      IF(IST1.NE.0)GO TO 9
4000  CONTINUE
9      DO 13 J=IST1,KOU
      CU2(J)=180.-CU2(J)
      IF(CU1(J).LT.180.)GO TO 8002
      CU1(J)=CU1(J)-180.
      GO TO 13
8002  CU1(J)=CU1(J)+180.
13     CONTINUE
1000  DO 1001 J=1,KOU
      DP=CU2(J)*DEGRAD
      AT=CU1(J)*DEGRAD
      SL(J)=SIN(DP)*COS(AT)
      SM(J)=SIN(DP)*SIN(AT)
      SN(J)=COS(DP)
      SXL=SXL+SL(J)
      SXM=SXM+SM(J)
      SXN=SXN+SN(J)
      WRITE(12,3) J, CU1(J), CU2(J), SL(J), SM(J), SN(J)
3      FORMAT(30X, I8, F12.2, F11.2, 3F11.4)
1001  CONTINUE
37     WRITE(12,38) SXL, SXM, SXN
38     FORMAT(33X, 'TOTALS', 22X, 3F11.4)
43     RSQ=SXL*SXL+SXM*SXM+SXN*SXN
      R=SQRT(RSQ)
      WRITE(12,44)KOU
44     FORMAT(/, 33X, 'NUMBER OBS', I6)
      WRITE(12,45)R
45     FORMAT(/, 33X, 'R =', F10.3)
      IF(SXM.EQ.0..OR.SXL.EQ.0.)GO TO 9393
      T=ATAN2(SXM, SXL)*RADEG
      GO TO 9394
9393  IF(SXL.EQ.0.)T=90.*(2.-SXM/ABS(SXM))
      IF(SXM.EQ.0.)T=-((SXL/ABS(SXL)-1.)*90.
9394  CONTINUE
      IF(T.LT.0.0)T=T+360.
      P=ACOS(SXN/R)*RADEG
      IF(XKOU.EQ.R) GO TO 7000
      XK=XKOU/(XKOU-R)
      GO TO 7093
7000  CONTINUE
      A=0.0
      XK=9999999.999
      GO TO 7094

```

```

7093     CONTINUE
        COSA=1.-(1./XK)*(1./CL**(1./(XKOU-1.))-1.)
        A=ACOS(COSA)*RADEG
7094 P1=P
        T1=T
        IF(P.GT.90.)GO TO 1002
        GO TO 1003
1002 P1=180.-P
        T1=T-180.
        IF(T1.LT.0.)T1=T1+360.
1003 CONTINUE
        IF(XK.LT.6.)GO TO 5003
        WRITE(12,48)T1,P1,XK,A
48     FORMAT(/,27X,'*** CLUSTER STATISTICS ***',//,31X,'T, AZIMUTH',
           1       1 7 X , F 7 . 2 , 1 X , ' D E G ' , / , 3 1 X , ' P ,
INCLINATION',13X,F7.2,1X,'DEG',/,
           1 31X,'K, PRECISION',15X,F7.2,/,31X,
           1 'A, RADIUS OF CONE OF CONFIDENCE',F7.2, 1X,'DEG',/)
5008 IF(P1-A)5010,5011,5012
5010 ATVR=360.
        GO TO 5013
5011 ATVR=180.
        GO TO 5013
5012 AD=A*DEGRAD
        PD=P1*DEGRAD
        P2D=90.*DEGRAD
        ATVR=ASIN(SIN(AD)*SIN(P2D)/SIN(PD))*RADEG
5013 DPVR=A
        WRITE(12,5009)PLSMS,DPVR,PLSMS,ATVR
5009 F O R M A T ( 3 0 X , C O N F I D E N C E
LIMITS',/,30X,'DIP',1X,A2,1X,F6.2,/,30X,
           1 'AZ',2X,A2,1X,F6.2)
        GO TO 5014
5003 WRITE(12,5004)T1,P1,XK
5004 FORMAT(/,27X,'*** CLUSTER STATISTICS ***',//,31X,'T,
AZIMUTH',
           1 1 7 X , F 7 . 2 , 1 X , ' D E G ' , / , 3 1 X , ' P ,
INCLINATION',13X,F7.2,1X,'DEG',/,
           1 31X,'K,PRECISION',15X,F7.2)
5014 KOUNT1=KOUNT-1
        WRITE(12,5005) KOUNT1
5005 FORMAT(///,50X,'POINTS BELONGING TO CLUSTER NUMBER',I5,/)
        CALL POLARC(LPAGE)
        IF(XK.GT.6..AND.XKOU.NE.R)CALL SECTOR(LPAGE)

```

```

92  CONTINUE
    RETURN
    END
    SUBROUTINE SECTOR(LPAGE)
        COMMON /BLOK1/AZ(1000),DIP(1000),CU1(900),CU2(900),SL(1000)
        COMMON /BLOK2/SM(1000),SN(1000)
        COMMON /BLOK3/LPATCH(100),LEVEL(100),IPTH(100),CLUSTR(50,10)
        COMMON /BLOK4/NX,NY,NYMID,NXMID,DEGRAD,RADEG
        COMMON /BLOK5/Q90,XPINCH,YPINCH,RADIUS,IJ
        COMMON /BLOK6/IJPR,P,T,KOU,R,XCONV,YCONV,XK,PCT,LCOM,KJ
        DIMENSION IBND(9),KBAND(100),DANG(10),POS(100)
        DIMENSIONSFREQ(9,4),TFREQ(9),KPATCH(100),FLEVEL(100),SANG(5)
        INTEGER O
        CHARACTER LPAGE(121,73)
        DATA SANG/-1.,1.5707966,3.14159270,4.7123891,6.28318560/
        DATA PI2/1.5707963/
        DO 5001 JM=1,100
        KPATCH(JM)=0
5001  FLEVEL(JM)=0.0
        SXL=0.0
        SXM=0.0
        SXN=0.0
        A=DEGRAD
        A1=RADEG
        AZL=SIN(A*P)*COS(A*T)
        AZM=SIN(A*P)*SIN(A*T)
        AZN=COS(A*P)
91  WRITE(12,3004)AZL,AZM,AZN
3004  FORMAT(/,2X,'DIRECTION   COSINES   OF   THE   MEAN',/,4X,'L
=' ,F8.4,3X,'M=
1   ',F8.4,3X,'N =' ,F8.4)
        TA=T*A
        PA=P*A
        DO 8000 J=1,KOU
            XPR=SL(J)*COS(TA)+SM(J)*SIN(TA)
            YPR=-SL(J)*SIN(TA)+SM(J)*COS(TA)
            ZPR=SN(J)
            Z1=ZPR*COS(PA)+XPR*SIN(PA)
            X1=-ZPR*SIN(PA)+XPR*COS(PA)
            Y1=YPR
            CU2(J)=ACOS(SL(J)*AZL+SM(J)*AZM+SN(J)*AZN)*A1
            IF(X1.EQ.0..OR.Y1.EQ.0.) GO TO 9393
            CU1(J)=ATAN2(Y1,X1)*A1
        GO TO 9394
9393  IF(X1.EQ.0.)CU1(J)=90.*(2.-Y1/ABS(Y1))
        IF(Y1.EQ.0.)CU1(J)=-X1/ABS(X1)/1.)*90.
9394  CONTINUE
        IF(CU1(J).LT.0.)CU1(J)=CU1(J)+360.

```

```

8000 CONTINUE
      CALL SORT(2,1,KOU)
      PSI=CU2(KOU)*A
      FN=FLOAT(KOU)
      NPSI=9
      NCHI=4
      CPSI=COS(PSI)
90     NPSI=NPSI-1
      DELSI=(1.-CPSI)/FLOAT(NPSI)
      DIAO=CPSI+DELSI
      DIAI=DIAO+DELSI
      EXFRE=FN*(EXP(-XK*(1.-DIAI))-EXP(-XK*(1.-DIAO)))
      IF((EXFRE/FLOAT(NCHI)).GE.1..OR.NPSI.LE.4)GO TO 100
      GO TO 90
100    DO 69 J=1,NPSI
      DO 69 K=1,NCHI
69     SFREQ(J,K)=0.
      DO 8888 JJ=1,KOU
      CU1(JJ)=CU1(JJ)*A
      CU2(JJ)=COS(CU2(JJ)*A)
8888   CONTINUE
      DO 71 J=1,NPSI
      DEL1=1.-FLOAT(J-1)*DELSI
      DEL2=DEL1-DELSI
71     TFREQ(J)=FN*(EXP(-XK*(1.-DEL1))-EXP(-XK*(1.-DEL2)))
      WRITE(12,920)
920    FORMAT(///,' RING',10X,'SECTOR',10X,'ACT SECTOR FREQ',5X,
1       'THEORETICAL SECT FREQ',//)
      DO 2 J=1,NPSI
      RANG=1.-FLOAT(J-1)*DELSI
      RANG1=RANG-DELSI
      IF(J.EQ.1)RANG=1.01
      IF(J.EQ.NPSI)RANG1=RANG1-0.01
      DO 2 K=1,NCHI
      K1=K+1
      DO 2 L=1,KOU
      AT=CU1(L)
      DP=CU2(L)
      IF(AT.GT.SANG(K).AND.AT.LE.SANG(K1).AND.DP.LT.RANG.AND.DP.GE.
1     RANG1)SFREQ(J,K)=SFREQ(J,K)+1
2     CONTINUE
      SUM=0.
      DO 110 J=1,NPSI
      TEST=TFREQ(J)/FLOAT(NCHI)
      DO 110 K=1,NCHI
      SUM=SUM+(SFREQ(J,K)-TEST)**2/TEST
110    WRITE(12,930)J,K,SFREQ(J,K),TEST

```

```

930  FORMAT(I5,10X,I5,2F20.3)
      KFREE=(NPSI*NCHI)-3
      AN=FLOAT(KFREE)
      AA=2./(9.*AN)
      CH95=AN*(1.-AA+1.645*SQRT(AA))*3
      AA=ACOS(CU2(KOU))*A1
      WRITE(12,3010)KFREE,SUM,CH95,AA
3010  FORMAT(/,'  DEG.FREEDOM =',I3,/,',  CHI SQUARE =',F10.3,/,
1      '  THEOR. CHI SQ. 95 =',F10.3,/,',  PSI MAX =',
1      '  F10.3,1X,'DEG.')
```

```

      PSIA=PSI*A1
      DO 3000 J=1,KOU
      CU1(J)=CU1(J)*A1
3000  CU2(J)=ACOS(CU2(J))*A1*90./PSIA
      CALL SORTA(KOU,CU1,CU2,KPATCH)
      FLEVEL(1)=FLOAT(KPATCH(1))/FN
      DO 8764 KUK=2,100
      FLEVEL(KUK)=FLOAT(KPATCH(KUK)-KPATCH(KUK-1))/FN
8764  CONTINUE
      CALL PCTPLT(FLEVEL,LPAGE)
      WRITE(12,3032)
3032  FORMAT(/,60X,'CLUSTER LEVEL PLOT',/,52X,'WITH MEAN AT POLE
AND
1      '  THE BOUNDARY',/,55X,'AT PSI MAX DEGREES FROM POLE',/)
      CALL POLARC(LPAGE)
      RETURN
      END
      SUBROUTINE SORTA(NOBS,A,D,IPATCH)
      COMMON /BLOK1/AZ(1000),DIP(1000),CU1(900),CU2(900),SL(1000)
      COMMON /BLOK3/LPATCH(100),LEVEL(100),IPATH(100),CLUSTR(50,10)
      DIMENSION IBND(9),DANG(10)
      DIMENSION A(NOBS),D(NOBS),IPATCH(100)
      REAL KANG
      DATA IBND/18,16,15,14,13,10,8,5,1/,NB/9/
      DATA DANG/93.0,79.6,70.1,60.7,50.9,40.5,30.7,19.9,8.1,-1.0/
      DO 9 I=1,100
9      IPATCH(I)=0
      NOBS1=NOBS-1
      DO 7 I=1,NOBS1
      II=I+1
      DO 7 J=II,NOBS
      IF(D(I).GE.D(J))GO TO 7
      TMP=D(I)
      D(I)=D(J)
      D(J)=TMP
      TMP=A(J)
      A(J)=A(I)
      A(I)=TMP
```



```

7      CONTINUE
      M=1
      DO 93 L=1,NB
      IF(M.EQ.NOBS) GO TO 8888
94     DO 92 J=M,NOBS1
      J1=J+1
      IF(D(J).GE.DANG(L+1))GO TO 8884
8885  M=J
      GO TO 93
8884  DO 90 K=J1,NOBS
      IF(D(K).GE.DANG(L+1)) GO TO 8886
8887  M=J+1
      GO TO 94
8886  IF(A(J).LT.A(K))GO TO 90
      TMP=A(J)
      A(J)=A(K)
      A(K)=TMP
      TMP=D(J)
      D(J)=D(K)
      D(K)=TMP
90     CONTINUE
      M=M+1
92     CONTINUE
93     CONTINUE
8888  II=0
      LP=0
      KK=0
      IOP=1
      DO 87 J=1,NB
      II=II+KK
      IBJ=IBND(J)
      DO 87 K=1,IBJ
      IF(LP.EQ.NOBS)GO TO 88
      KK=K
      KANG=FLOAT(K)*360./FLOAT(IBND(J))
      IF(K.EQ.IBND(J))KANG=360.5
      DO 86 L=IOp,NOBS
      IF(A(L).GT.KANG.OR.D(L).LT.DANG(J+1))GO TO 79
      LP=LP+1
      IF(LP.NE.NOBS)GO TO 86
79     IPATCH(II+K)=LP
      IOP=LP+1
      LL=II+K+1
      GO TO 87
86     CONTINUE
87     CONTINUE
88     IF(LL.EQ.101)RETURN
      DO 89 J=LL,100

```

```

89  IPATCH(J)=NOBS
    RETURN
    END
    SUBROUTINE CLUP(LI, LB, I9)
    COMMON /BLOK3/LPATCH(100), LEVEL(100), IPTH(100), CLUSTR(50, 10)
    DIMENSION IBND(9), L(3)
    REAL LEVEL
    INTEGER CLUSTR
    DATA IBND/18, 16, 15, 14, 13, 10, 8, 5, 1/
    II=LI
    IB=LB
    IC=I9
    I91=I9-1
    A=(360./FLOAT(IBND(II)))*FLOAT(IB)
    ISUM=0
    DO 12 I=1, I91
12  ISUM=ISUM+IBND(I)
    IBJ=IBND(I9)
    DO 9 NQ=1, IBJ
    IQ=NQ
    Z=FLOAT(NQ)*360./FLOAT(IBND(IC))
    IF(Z.GE.A)GO TO 10
9   CONTINUE
10  LA=ISUM+IQ-1
    IG=ISUM+IBND(I9)
    IF(IQ.EQ.IBJ)GO TO 87
    IF(IQ-1)81, 84, 81
87  L(1)=IG-1
    L(2)=IG
    L(3)=ISUM+1
    GO TO 86
81  L(1)=LA
    L(2)=LA+1
    L(3)=LA+2
    GO TO 86
84  L(1)=IG
    L(2)=ISUM+1
    L(3)=ISUM+2
86  DO 85 J=1, 3
    LJ=L(J)
    IF(LEVEL(LJ).LT.PCT.OR.IPTH(LJ).EQ.IJ) GO TO 85
    IF(IPTH(LJ).NE.0)GO TO 4
    IPTH(LJ)=IJ
    CLUSTR(KJ, IJ)=LJ
    KJ=KJ+1
    IF(LJ.EQ.100)RETURN
    GO TO 85
4   CALL COMBIN(IPTH(LJ))
    IF(LJ.EQ.100)RETURN

```

```

85  CONTINUE
    RETURN
    END
    SUBROUTINE SPRPAG(IX,IY,DIN,AZN)
    COMMON /BLOK1/AZ(1000),DIP(1000),CU1(900),CU2(900),SL(1000)
    COMMON /BLOK4/NX,NY,NYMID,NXMID,DEGRAD,RADEG
    COMMON /BLOK6/IJPR,P,T,KOU,R,XCONV,YCONV,XK,PCT,LCOM,KJ
    ANGLR=AZN*DEGRAD
100  XYT=127.2798*SIN(DEGRAD*DIN/2.0)
    NDUM=XYT*SIN(ANGLR)*XCONV+0.5
    JDUM=XYT*COS(ANGLR)*YCONV+0.5
200  IX=NXMID+NDUM
    IF(IX.LT.1)IX=1
    IF(IX.GT.NX)IX=NX
    IY=NYMID+JDUM
    IF(IY.LT.1)IY=1
    IF(IY.GT.NY)IY=NY
    RETURN
    END
    SUBROUTINE POLARC(LPAGE)
    COMMON /BLOK1/AZ(1000),DIP(1000),CU1(900),CU2(900),SL(1000)
    COMMON /BLOK4/NX,NY,NYMID,NXMID,DEGRAD,RADEG
    COMMON /BLOK5/Q90,XPINCH,YPINCH,RADIUS,IJ
    CHARACTER LPAGE(121,73),LASTER,LDIR(4),LBLANK,LNUMS(10)
    DATA LNUMS/'0','1','2','3','4','5','6','7','8','9'/
    DATA LASTER/'*'/,XINC/10.0/,LDIR/'N','S','E','W'/
    DATA LBLANK/' '/
    NX1=NX-1
    ANGL=0.0
    DO 200 I=1,36
    CALL SPRPAG(IX,IY,Q90,ANGL)
    LPAGE(IX,IY)=LASTER
200  ANGL=ANGL+10.
    LPAGE(NXMID,NYMID)=LASTER
600  LPAGE(NXMID,NY)=LDIR(1)
    LPAGE(NXMID,1)=LDIR(2)
    LPAGE(NX,NYMID)=LDIR(3)
    LPAGE(1,NYMID)=LDIR(4)
    DO 700 J=1,NY
    K=NY-J+1
700  WRITE(12,2000) (LPAGE(I,K),I=1,NX)
2000 FORMAT(27X,90A1)
    DO 199 J1=1,73
    DO 199 J2=1,121

```

```

199  LPAGE(J2,J1)=LBLANK
      RETURN
      END
      SUBROUTINE COMBIN(K)
      INTEGER CLUSTR
      COMMON /BLOK3/LPATCH(100),LEVEL(100),IPTH(100),CLUSTR(50,10)
      COMMON /BLOK5/Q90,XPINCH,YPINCH,RADIUS,IJ
      COMMON /BLOK6/IJPR,P,T,KOU,R,XCONV,YCONV,XK,PCT,LCOM,KJ
      DO 1 L=1,100
      M=L
      IF(CLUSTR(L,IJ).EQ.0)GO TO 2
1     CONTINUE
2     DO 3 N=1,100
      J=N
      IF(CLUSTR(N,K).EQ.0)GO TO 4
3     CONTINUE
4     IS=J
      M1=M-1
      DO 5 L=1,M1
      CLUSTR(IS,K)=CLUSTR(L,IJ)
      ICJ=CLUSTR(L,IJ)
      IPTH(ICJ)=K
      IS=IS+1
5     CONTINUE
      IJPR=IJ
      DO 6 LR=1,M
6     CLUSTR(LR,IJ)=0
      IJ=K
      KJ=M+J-1
      LCOM=0
      RETURN
      END
      SUBROUTINE SORT(IA,IB,IC)
      COMMON /BLOK1/AZ(1000),DIP(1000),CU1(900),CU2(900),SL(1000)
      COMMON /BLOK6/IJPR,P,T,KOU,R,XCONV,YCONV,XK,PCT,LCOM,KJ
      IC1=IC-1
      IF(IA.EQ.1) GO TO 2
      DO 1 K=IB,IC1
      K1=K+1
      DO 1 J=K1,IC
      IF(CU2(K).LE.CU2(J)) GO TO 1
      TMP=CU2(K)
      CU2(K)=CU2(J)
      CU2(J)=TMP
      TMP=CU1(J)
      CU1(J)=CU1(K)
      CU1(K)=TMP
      CONTINUE
      RETURN

```

```

2   DO 3 K=IB,IC1
    K1=K+1
    DO 3 J=K1,IC
    IF(CU1(K).LE.CU1(J))GO TO 3
    TMP=CU1(K)
    CU1(K)=CU1(J)
    CU1(J)=TMP
    TMP=CU2(K)
    CU2(K)=CU2(J)
    CU2(J)=TMP
3   CONTINUE
    RETURN
    END
    SUBROUTINE PCTPLT(RLEVEL,LPAGE)
      COMMON /BLOK1/AZ(1000),DIP(1000),CU1(900),CU2(900),SL(1000)
      DIMENSION IBND(9),KBAND(100),DANG(10),POS(100),RLEVEL(100)
      CHARACTER LPAGE(121,73),NUM1(10),NUM(10),LDOT
      INTEGER O
      DATA POS/1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,11.,12.,13.,14.,15.,
16.,17.,18.,1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,11.,12.,13.,14.,15.,
16.,1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,11.,12.,13.,14.,15.,1.,2.,3.,
4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,11.,12.,13.,14.,1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,
9.,10.,11.,12.,13.,1.,2.,3.,4.,5.,6.,7.,8.,9.,10.,1.,2.,3.,4.,
1 5.,6.,7.,8.,1.,2.,3.,4.,5.,1.0/

      DATA DANG/93.0,79.6,70.1,60.7,50.9,40.5,30.7,19.9,8.1,-1.0/
      DATA NUM1/' ','1','2','3','4','5','6','7','8','9',
1
NUM/'0','1','2','3','4','5','6','7','8','9',LDOT/'.'/
      DATA IBND/18,16,15,14,13,10,8,5,1/
      DATA KBAND/18*1,16*2,15*3,14*4,13*5,10*6,8*7,5*8,1*9/
      DO 1 J=1,100
      IBJ=KBAND(J)
      AZN=(POS(J)-0.5)*360./FLOAT(IBND(IBJ))
      IBJ1=IBJ+1
      DIN=(DANG(IBJ)+DANG(IBJ1))/2.
      CALL SPRPAG(IX,IY,DIN,AZN)
      IF(DIN.LT.81.)GO TO 3033
      IF(AZN.LT.180.)IX=IX-2
      IF(AZN.GT.180.)IX=IX+2

```

```
3033 CONTINUE
      IF(J.EQ.100)IY=IY-1
      K=RLEVEL(J)*10000.+5.
      M=K/1000
      N=(K-(M*1000))/100
      O=(K-M*1000-N*100)/10
      LPAGE(IX-2,IY)=NUM1(M+1)
      LPAGE(IX-1,IY)=NUM(N+1)
      IF(M.EQ.0)LPAGE(IX-1,IY)=NUM1(N+1)
      LPAGE(IX,IY)=LDOT
      LPAGE(IX+1,IY)=NUM(O+1)
      IF(M.EQ.0.AND.N.EQ.0.AND.O.EQ.0)GO TO 2
      GO TO 1
2     LPAGE(IX-2,IY)=NUM1(1)
     LPAGE(IX-1,IY)=NUM1(1)
     LPAGE(IX+1,IY)=NUM1(1)
1     CONTINUE
     RETURN
     END
```

FRACTURAS EN ROCA VOLCANICA BAJO LA CONCENTRADORA PUNTOS 2 al 6.

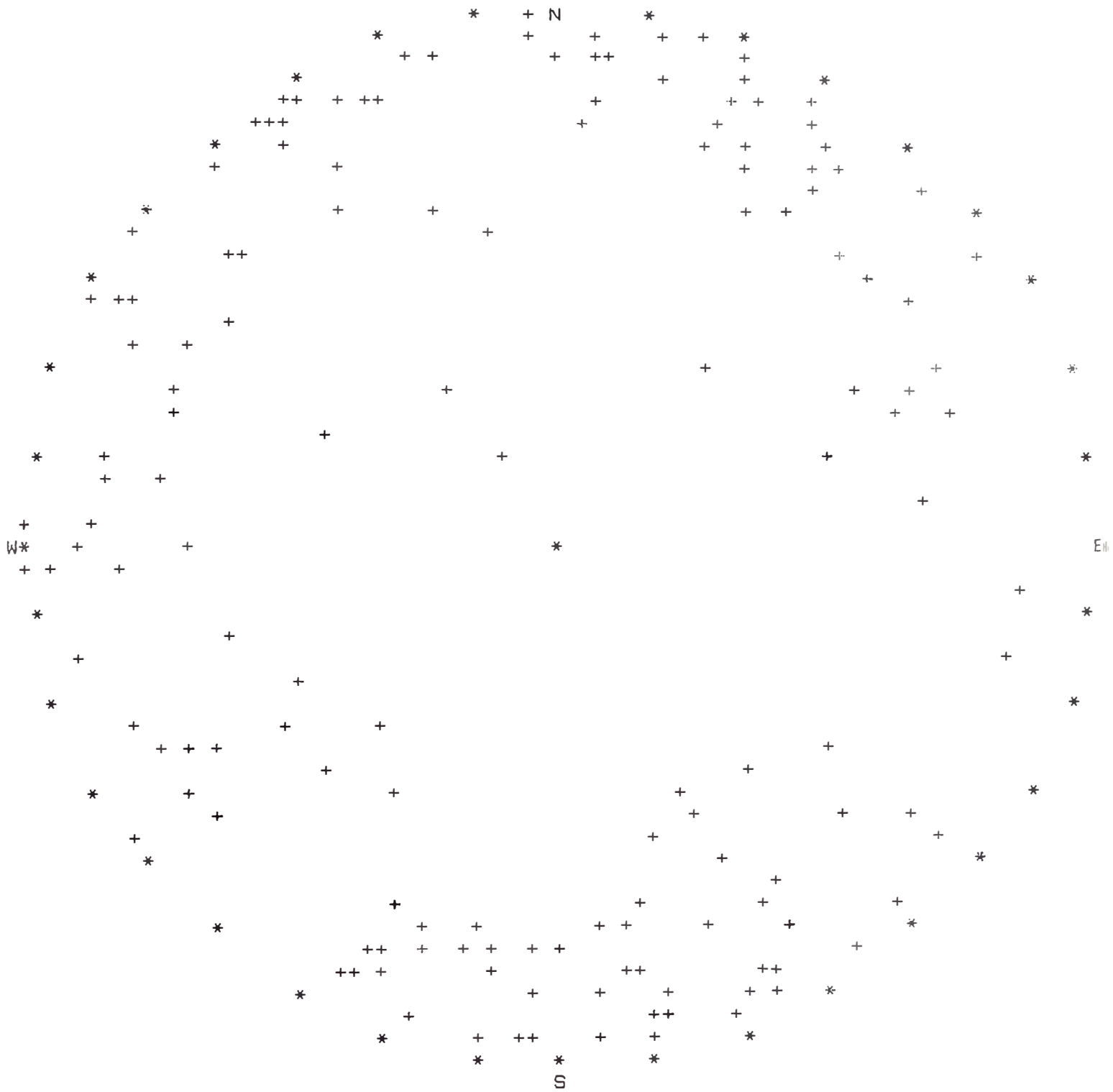
POISSON RANDOM CUT-OFF IS 2.469 PERCENT.  
THERE ARE 162 POINTS IN THE SAMPLE.

LEVEL ARRAY

1	.03704	51	.00617
2	.03086	52	.01852
3	.01235	53	.00617
4	.00000	54	.00000
5	.00617	55	.01235
6	.00000	56	.00000
7	.01235	57	.00000
8	.04321	58	.00617
9	.04321	59	.01235
10	.02469	60	.00617
11	.01852	61	.00000
12	.01235	62	.00000
13	.02469	63	.01235
14	.04321	64	.00000
15	.02469	65	.00000
16	.01852	66	.00617
17	.05556	67	.00000
18	.03086	68	.00000
19	.01852	69	.02469
20	.03086	70	.00000
21	.00000	71	.00617
22	.00000	72	.01235
23	.01235	73	.00000
24	.01235	74	.00000
25	.00617	75	.00000
26	.01852	76	.00000
27	.01852	77	.00000
28	.01235	78	.00617
29	.02469	79	.00000
30	.00617	80	.00000
31	.01852	81	.00000
32	.01235	82	.00000
33	.01235	83	.00000
34	.00000	84	.00000
35	.01235	85	.00617
36	.03086	86	.00000
37	.01852	87	.00000
38	.00000	88	.00000
39	.00000	89	.00000
40	.00617	90	.00000
41	.02469	91	.00000
42	.03086	92	.00000
43	.02469	93	.00000
44	.01235	94	.00617
45	.00000	95	.00000
46	.00617	96	.00000
47	.03086	97	.00000
48	.00617	98	.00000
49	.00000	99	.00617
50	.00000	100	.00000

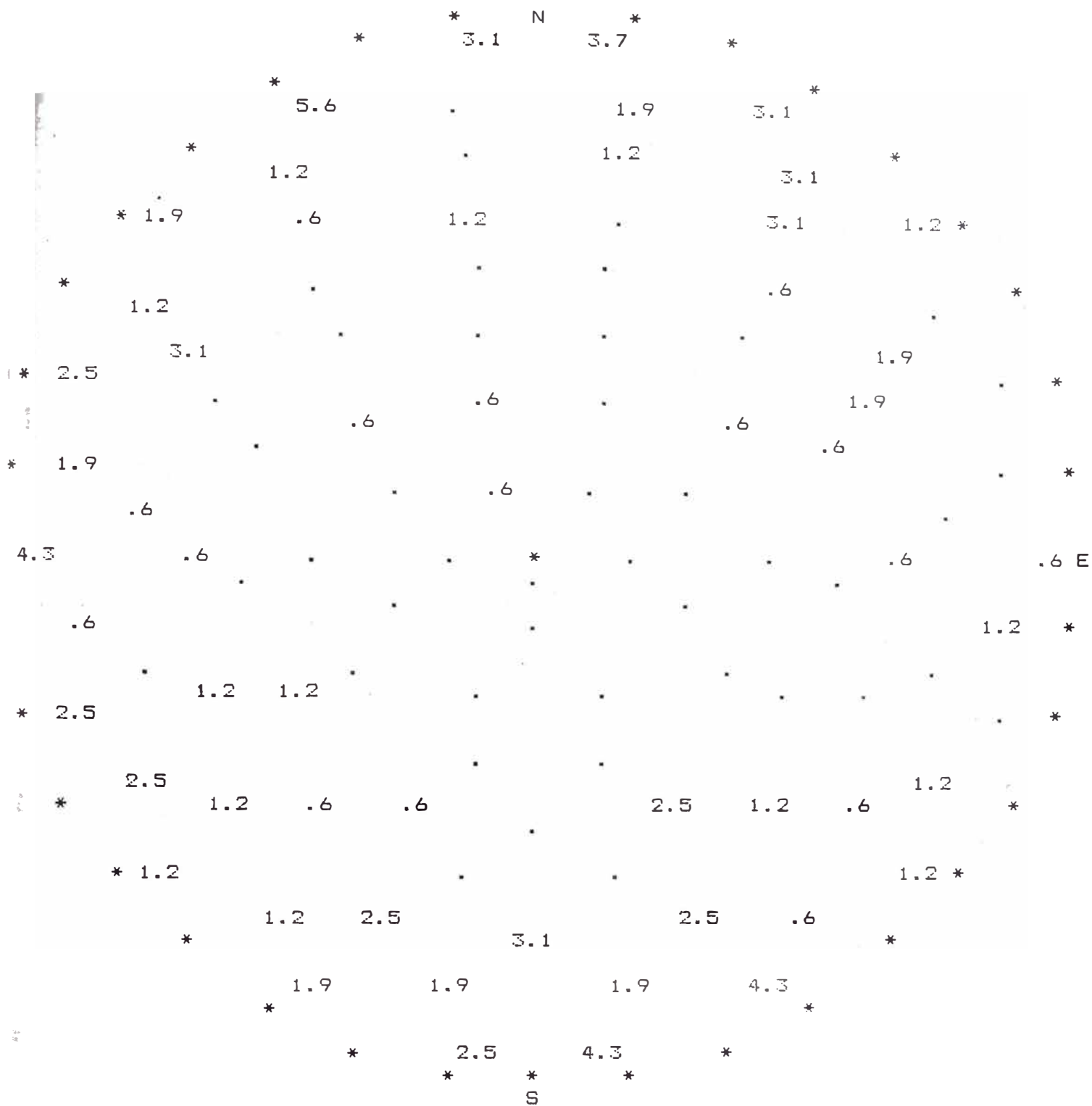


EQUAL AREA PROJECTION OF OBSERVATIONS TO  
UPPER HEMISPHERE



THERE ARE 162 OBSERVATIONS IN THE SAMPLE.

## LEVEL PLOT



THE UPPER HEMISPHERE IS DIVIDED INTO 100 PATCHES OF EQUAL AREA. THE DENSITY OF EACH PATCH IS PRINTED AT THE PROJECTED MIDPOINT OF THE PATCH.

## STATISTICAL ANALYSIS OF CLUSTERS

## CLUSTER NUMBER 1

NUM	AZIMUTH	INCLINATION	L	M	N
1	185.00	99.00	-.9839	-.0861	-.1564
2	185.00	92.00	-.9956	-.0871	-.0349
3	186.00	98.00	-.9848	-.1035	-.1392
4	192.00	100.00	-.9633	-.2048	-.1736
5	192.00	92.00	-.9776	-.2078	-.0349
6	196.00	91.00	-.9611	-.2756	-.0175
7	201.00	92.00	-.9330	-.3581	-.0349
8	202.00	98.00	-.9182	-.3710	-.1392
9	209.00	93.00	-.8734	-.4841	-.0523
10	211.00	100.00	-.8441	-.5072	-.1736
11	214.00	100.00	-.8164	-.5507	-.1736
12	144.00	85.00	-.8059	.5855	.0872
13	154.00	80.00	-.8851	.4317	.1736
14	155.00	84.00	-.9013	.4203	.1045
15	155.00	85.00	-.9029	.4210	.0872
16	156.00	82.00	-.9047	.4028	.1392
17	158.00	82.00	-.9182	.3710	.1392
18	160.00	85.00	-.9361	.3407	.0872
19	167.00	80.00	-.9596	.2215	.1736
20	168.00	80.00	-.9633	.2048	.1736
21	168.00	82.00	-.9686	.2059	.1392
22	170.00	83.00	-.9775	.1724	.1219
23	170.00	85.00	-.9811	.1730	.0872
24	170.00	88.00	-.9842	.1735	.0349
25	175.00	85.00	-.9924	.0868	.0872
26	185.00	85.00	-.9924	-.0868	.0872
27	186.00	85.00	-.9907	-.1041	.0872
28	190.00	85.00	-.9811	-.1730	.0872
29	198.00	85.00	-.9474	-.3078	.0872
30	144.00	92.00	-.8085	.5874	-.0349
31	144.00	92.00	-.8085	.5874	-.0349
32	145.00	98.00	-.8112	.5680	-.1392
33	145.00	93.00	-.8180	.5728	-.0523
34	146.00	96.00	-.8245	.5561	-.1045
35	147.00	92.00	-.8382	.5443	-.0349
36	149.00	91.00	-.8570	.5150	-.0175
37	153.00	97.00	-.8844	.4506	-.1219
38	157.00	99.00	-.9092	.3859	-.1564
39	162.00	92.00	-.9505	.3088	-.0349
40	165.00	95.00	-.9623	.2578	-.0872
41	175.00	96.00	-.9907	.0867	-.1045
42	175.00	91.00	-.9960	.0871	-.0175
43	180.00	98.00	-.9903	.0000	-.1392
TOTALS			-39.6932	5.8112	-.2257

NUMBER OBS 43

R = 40.117

## \*\*\* CLUSTER STATISTICS \*\*\*

T, AZIMUTH                    351.67 DEG  
 F, INCLINATION                89.68 DEG  
 K, PRECISION                 14.92  
 A, RADIUS OF CONE OF CONFIDENCE    5.71 DEG

## CONFIDENCE LIMITS

DIP +-    5.71  
 AZ   +-    5.71

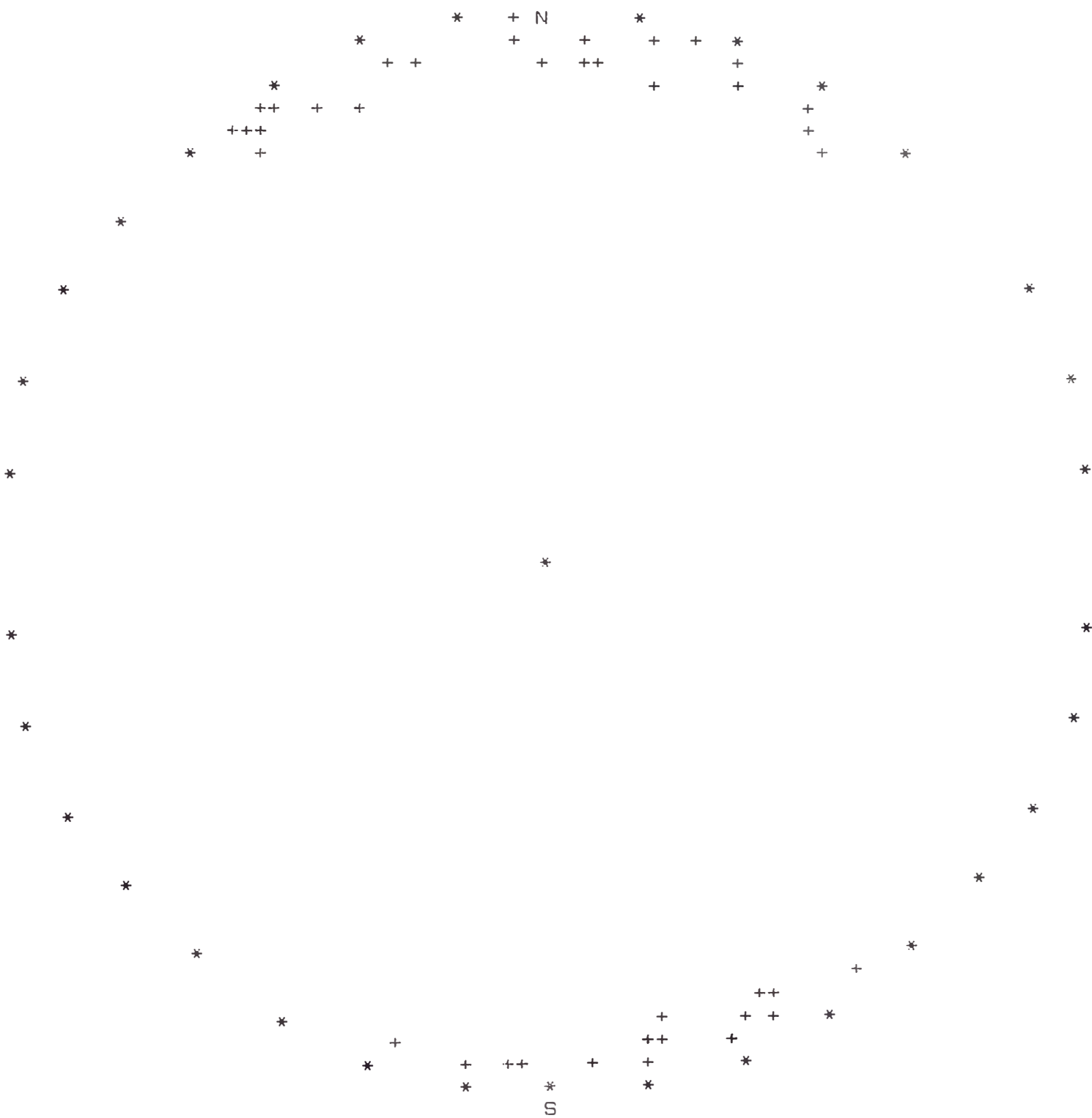
## DIRECTION COSINES OF THE MEAN

L = -.9894    M = .1449    N = -.0056

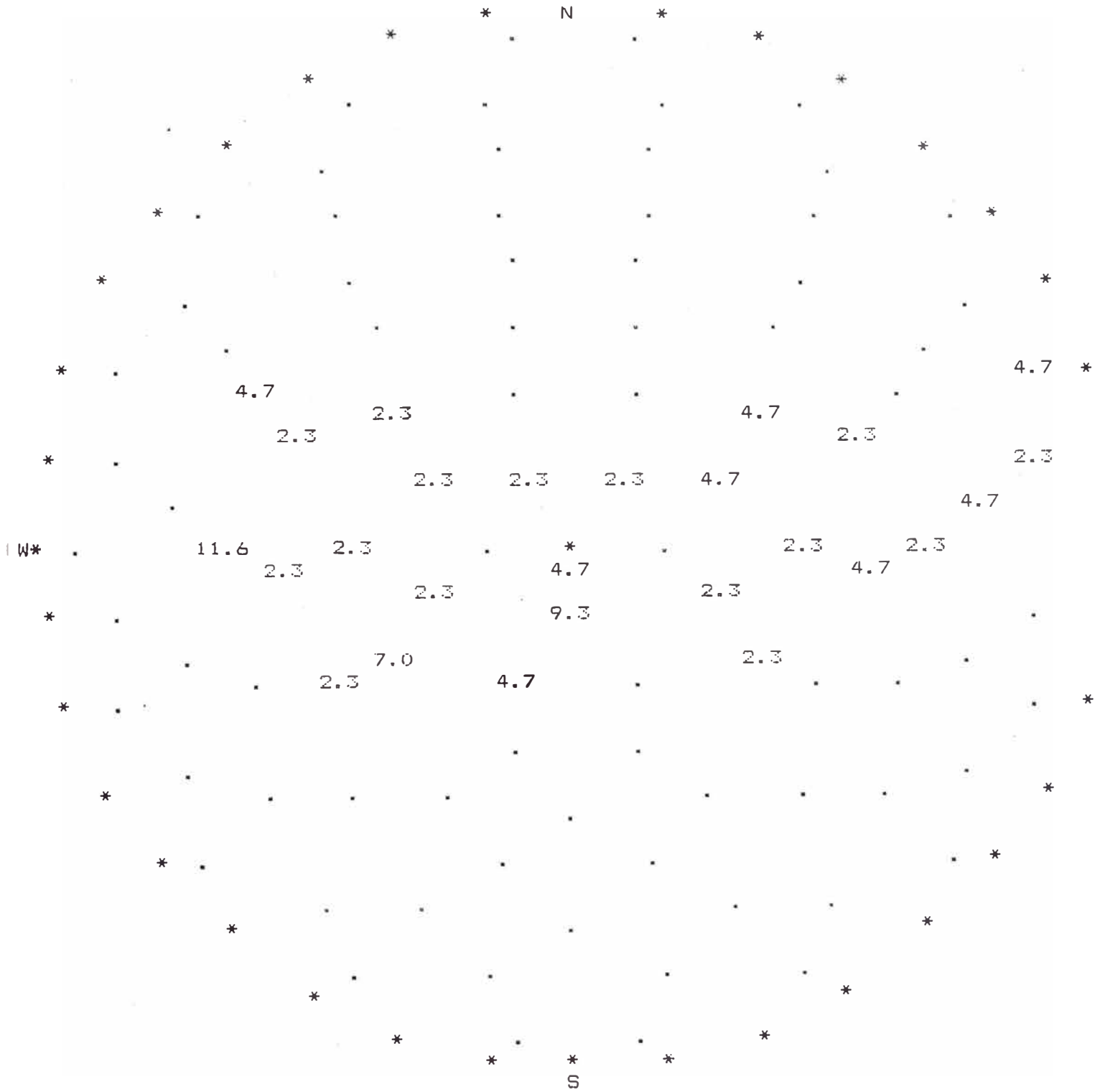
RING	SECTOR	ACT SECTOR FREQ	THEORETICAL SECT FREQ
1	1	7.000	6.836
1	2	4.000	6.836
1	3	12.000	6.836
1	4	4.000	6.836
2	1	3.000	2.489
2	2	1.000	2.489
2	3	1.000	2.489
2	4	7.000	2.489
3	1	1.000	.906
3	2	.000	.906
3	3	.000	.906
3	4	.000	.906
4	1	3.000	.330
4	2	.000	.330
4	3	.000	.330
4	4	.000	.330

DEG.FREEDOM = 13  
 CHI SQUARE = 41.649  
 THEOR. CHI SQ. 95 = 22.351  
 PSI MAX = 43.195 DEG.

POINTS BELONGING TO CLUSTER NUMBER 1



CLUSTER LEVEL PLOT  
WITH MEAN AT POLE AND THE BOUNDARY  
AT PSI MAX DEGREES FROM POLE



CLUSTER NUMBER		2				
NUM	AZIMUTH	INCLINATION	L	M		
1	250.00	90.00	-.3420	-.9397	.0000	
2	250.00	90.00	-.3420	-.9397	.0000	
3	255.00	82.00	-.2563	-.9565	.1392	
4	255.00	82.00	-.2563	-.9565	.1392	
5	265.00	90.00	-.0872	-.9962	.0000	
6	266.00	85.00	-.0695	-.9938	.0872	
7	268.00	80.00	-.0344	-.9842	.1736	
8	268.00	90.00	-.0349	-.9994	.0000	
9	272.00	90.00	.0349	-.9994	.0000	
10	272.00	90.00	.0349	-.9994	.0000	
11	280.00	90.00	.1736	-.9848	.0000	
12	298.00	84.00	.4669	-.8781	.1045	
13	298.00	90.00	.4695	-.8829	.0000	
14	300.00	82.00	.4951	-.8576	.1392	
15	300.00	90.00	.5000	-.8660	.0000	
TOTALS			.7524	-14.2343	.7829	

NUMBER OBS 15

R = 14.276

\*\*\* CLUSTER STATISTICS \*\*\*

T, AZIMUTH	273.03 DEG
P, INCLINATION	86.86 DEG
K, PRECISION	20.71
A, RADIUS OF CONE OF CONFIDENCE	8.71 DEG

CONFIDENCE LIMITS

DIP +-	8.71
AZ +-	8.72



## DIRECTION COSINES OF THE MEAN

L = .0527 M = -.9971 N = .0548

RING	SECTOR	ACT SECTOR FREQ	THEORETICAL SECT FREQ
1	1	1.000	1.641
1	2	.000	1.641
1	3	2.000	1.641
1	4	4.000	1.641
2	1	.000	.923
2	2	.000	.923
2	3	2.000	.923
2	4	.000	.923
3	1	.000	.519
3	2	.000	.519
3	3	.000	.519
3	4	2.000	.519
4	1	2.000	.292
4	2	2.000	.292
4	3	.000	.292
4	4	.000	.292

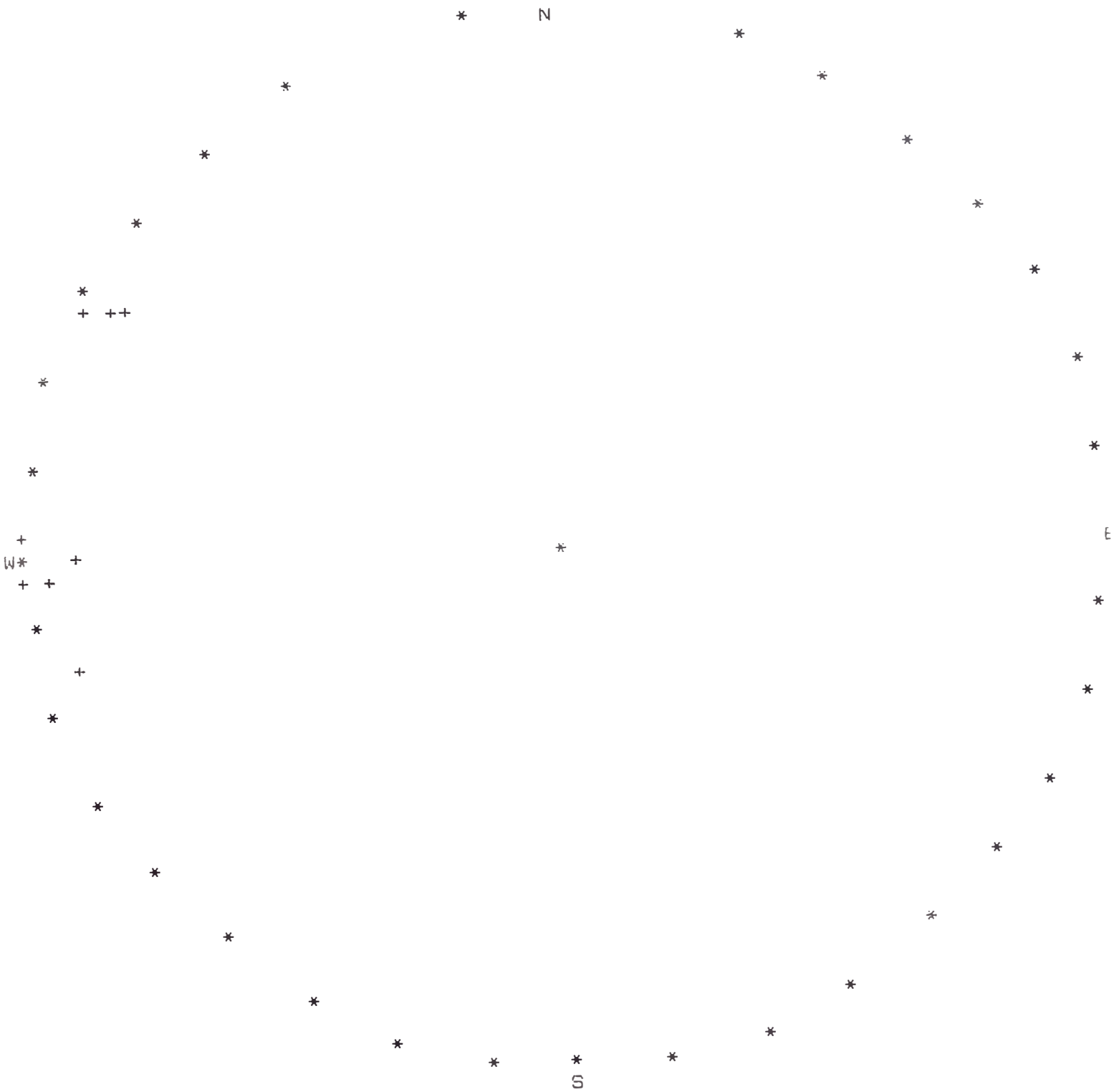
DEG.FREEDOM = 13

CHI SQUARE = 35.740

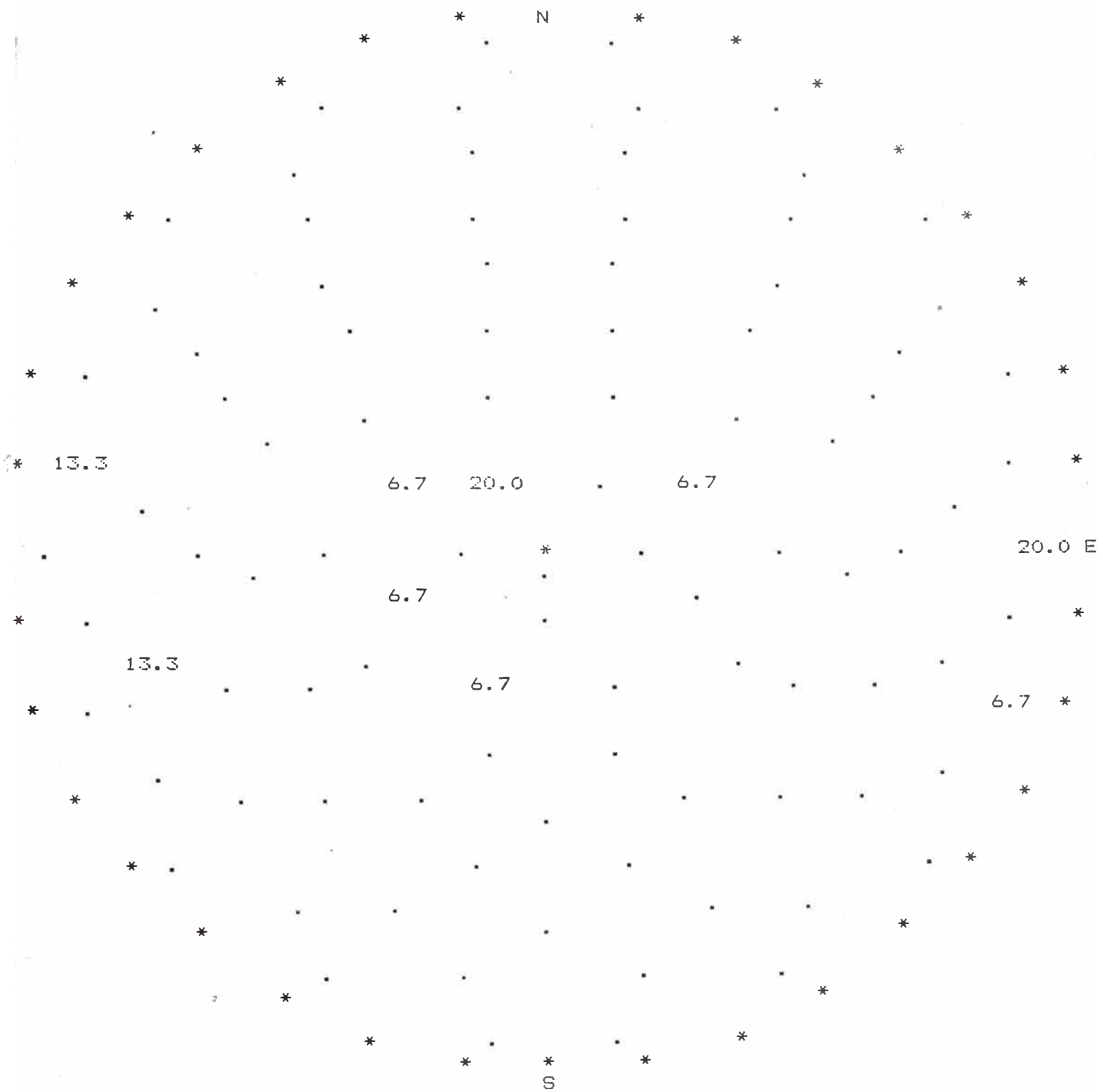
THEOR. CHI SQ. 95 = 22.351

PSI MAX = 27.272 DEG.

POINTS BELONGING TO CLUSTER NUMBER 2



CLUSTER LEVEL PLOT  
WITH MEAN AT POLE AND THE BOUNDARY  
AT PSI MAX DEGREES FROM POLE



CLUSTER NUMBER	3				
NUM	AZIMUTH	INCLINATION	L	M	N
1	25.00	71.00	.8569	.3996	.3256
2	25.00	79.00	.8897	.4149	.1908
3	34.00	76.00	.8044	.5426	.2419
4	35.00	72.00	.7791	.5455	.3090
5	36.00	78.00	.7913	.5749	.2079
TOTALS			4.1214	2.4775	1.2752

NUMBER OBS 5

R = 4.975

\*\*\* CLUSTER STATISTICS \*\*\*

T, AZIMUTH 31.01 DEG  
 P, INCLINATION 75.15 DEG  
 K, PRECISION 199.49  
 A, RADIUS OF CONE OF CONFIDENCE 6.06 DEG

CONFIDENCE LIMITS

DIP +- 6.06

AZ +- 6.27

DIRECTION COSINES OF THE MEAN

L = .8284 M = .4980 N = .2563

RING	SECTOR	ACT SECTOR FREQ	THEORETICAL SECT FREQ
1	1	1.000	.396
1	2	.000	.396
1	3	.000	.396
1	4	.000	.396
2	1	.000	.271
2	2	1.000	.271
2	3	.000	.271
2	4	.000	.271
3	1	1.000	.185
3	2	.000	.185
3	3	.000	.185
3	4	.000	.185
4	1	.000	.126
4	2	.000	.126
4	3	1.000	.126
4	4	1.000	.126

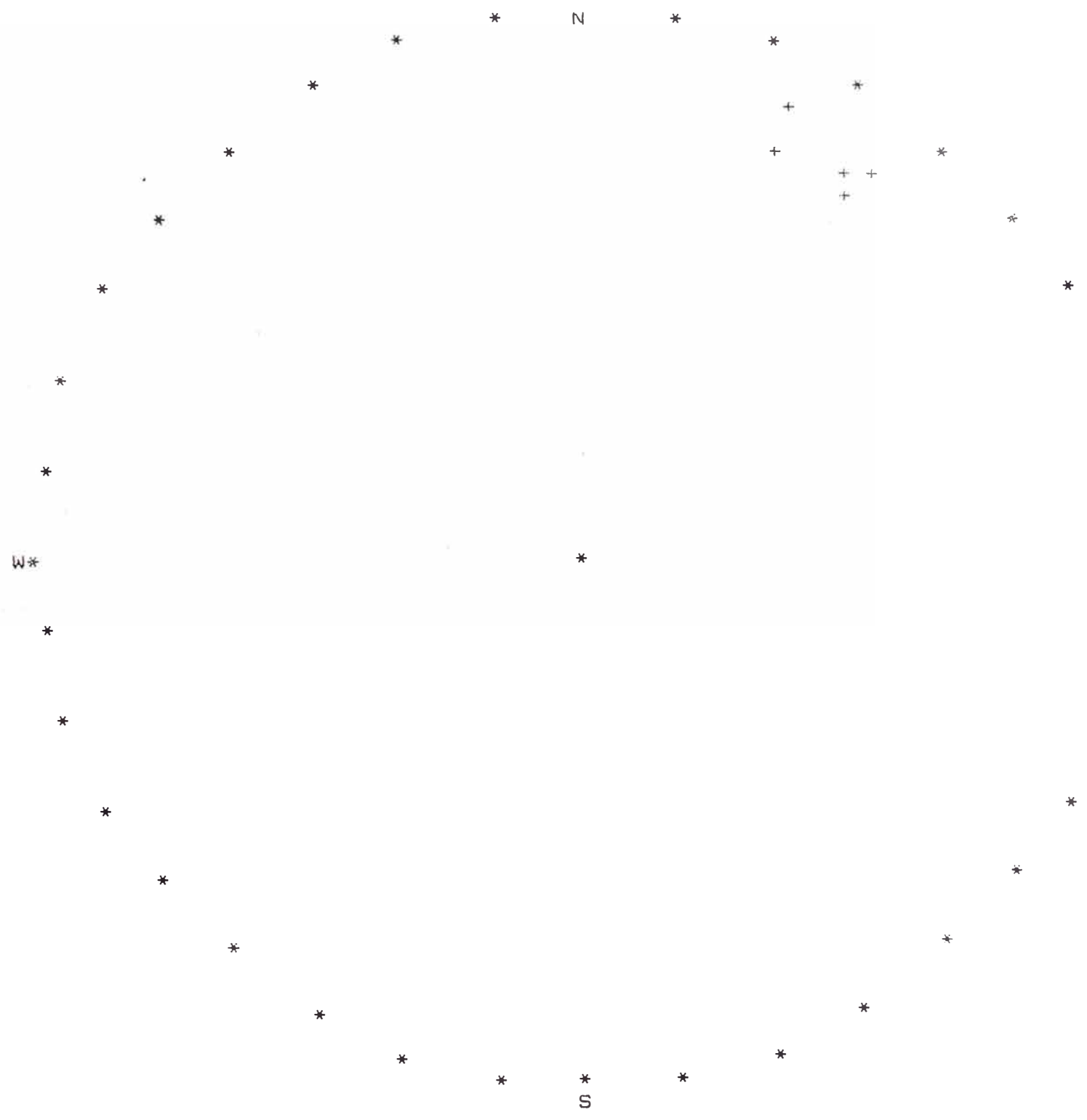
DEG.FREEDOM = 13

CHI SQUARE = 21.382

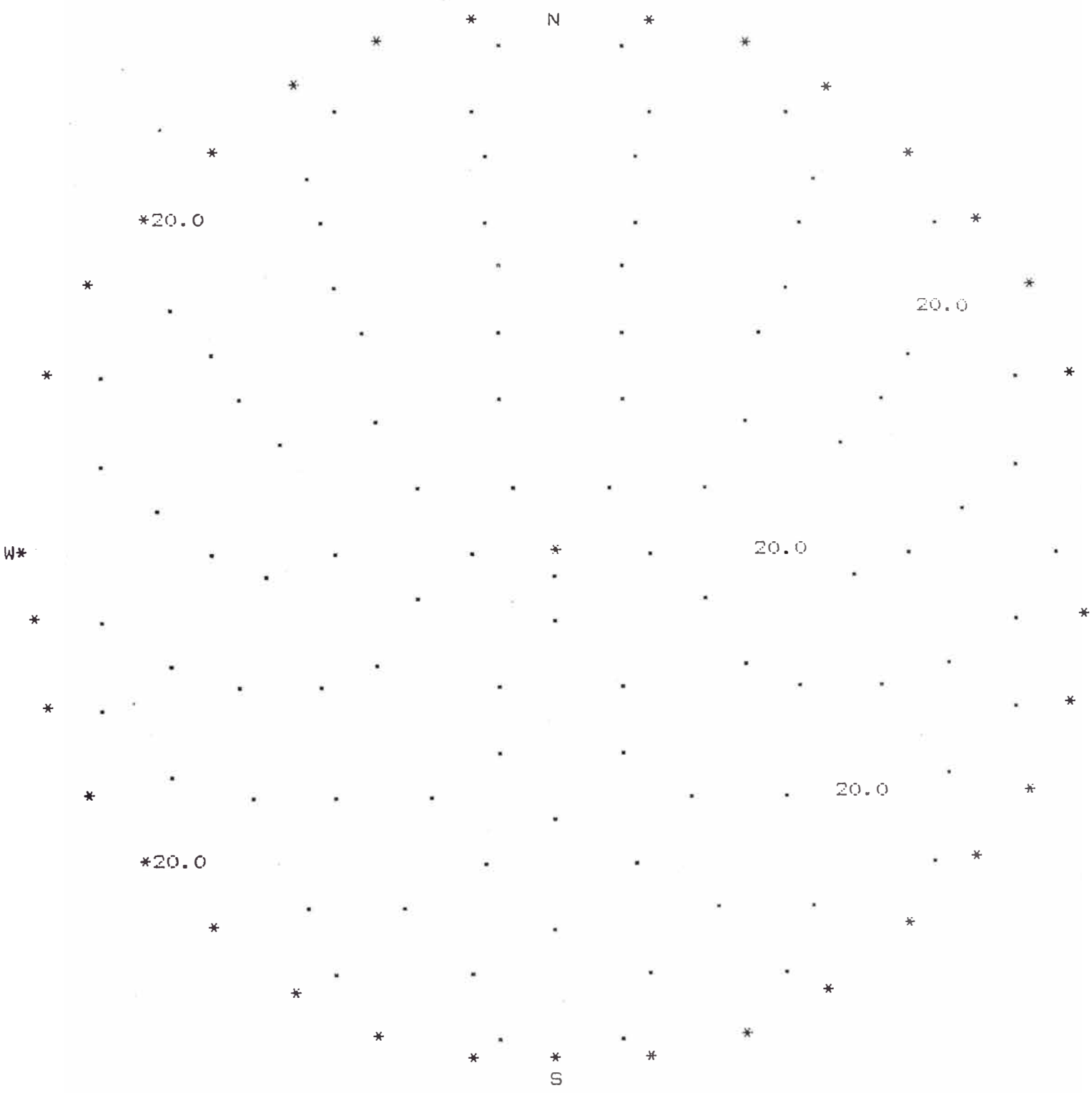
THEOR. CHI SQ. 95 = 22.351

FSI MAX = 7.089 DEG.

POINTS BELONGING TO CLUSTER NUMBER



CLUSTER LEVEL PLOT  
WITH MEAN AT POLE AND THE BOUNDARY  
AT PSI MAX DEGREES FROM POLE



CLUSTER NUMBER	4					
NUM	AZIMUTH	INCLINATION	L	M	N	
1	230.00	73.00	-.6147	-.7326	.2924	
2	235.00	73.00	-.5485	-.7834	.2924	
3	240.00	76.00	-.4851	-.8403	.2419	
4	245.00	77.00	-.4118	-.8831	.2250	
TOTALS			-2.0601	-3.2393	1.0516	

NUMBER OBS 4

R = 3.980

\*\*\* CLUSTER STATISTICS \*\*\*

T, AZIMUTH 237.54 DEG  
 P, INCLINATION 74.68 DEG  
 K, PRECISION 203.64  
 A, RADIUS OF CONE OF CONFIDENCE 7.44 DEG

CONFIDENCE LIMITS

DIP +- 7.44  
 AZ +- 7.72

DIRECTION COSINES OF THE MEAN

L = -.5176 M = -.8138 N = .2642

RING	SECTOR	ACT SECTOR FREQ	THEORETICAL SECT FREQ
1	1	1.000	.360
1	2	.000	.360
1	3	1.000	.360
1	4	.000	.360
2	1	.000	.230
2	2	.000	.230
2	3	.000	.230
2	4	.000	.230
3	1	.000	.147
3	2	.000	.147
3	3	.000	.147
3	4	.000	.147
4	1	1.000	.094
4	2	.000	.094
4	3	1.000	.094
4	4	.000	.094

DEG. FREEDOM = 13

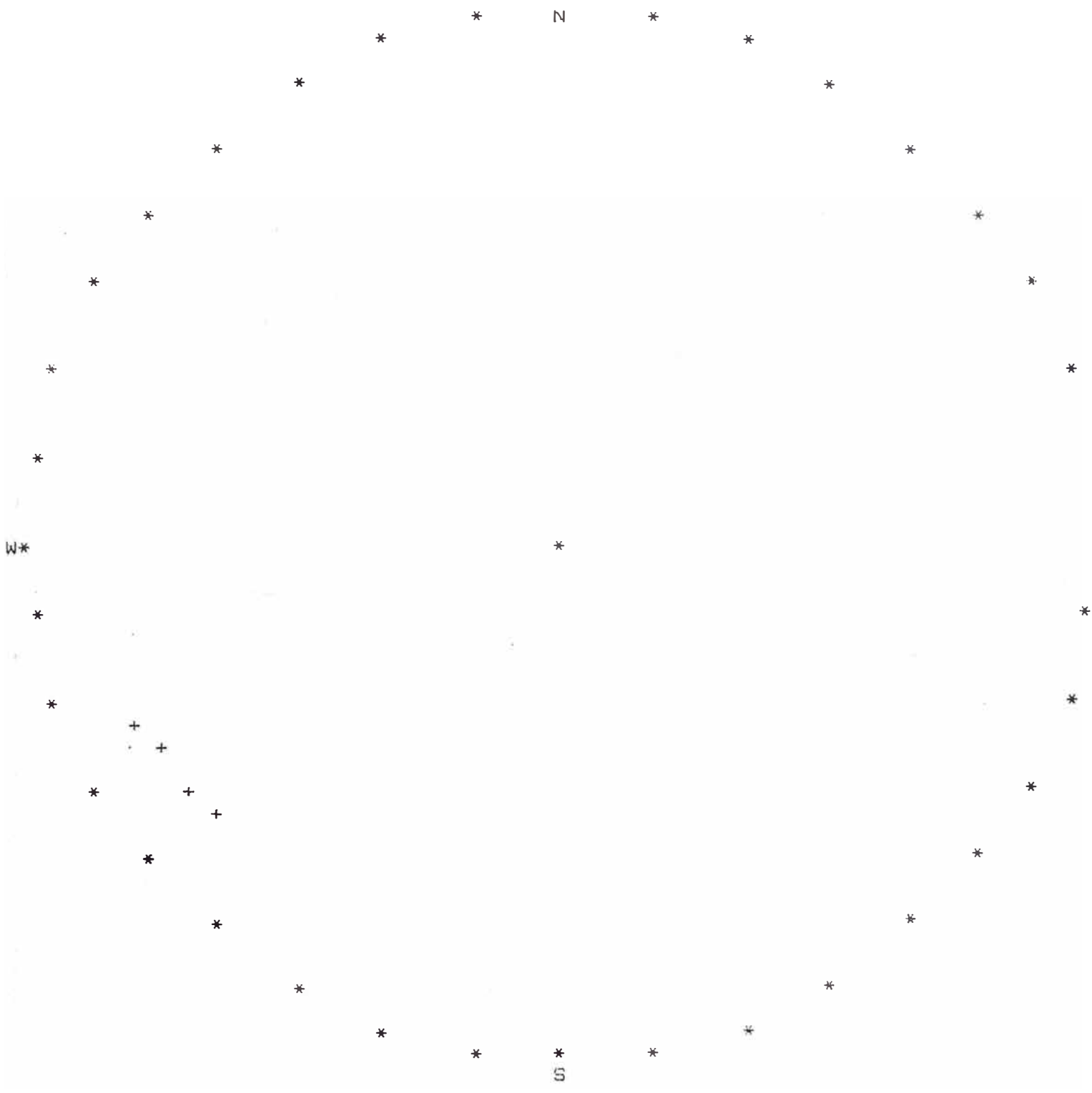
CHI SQUARE = 22.075

THEOR. CHI SQ. 95 = 22.351

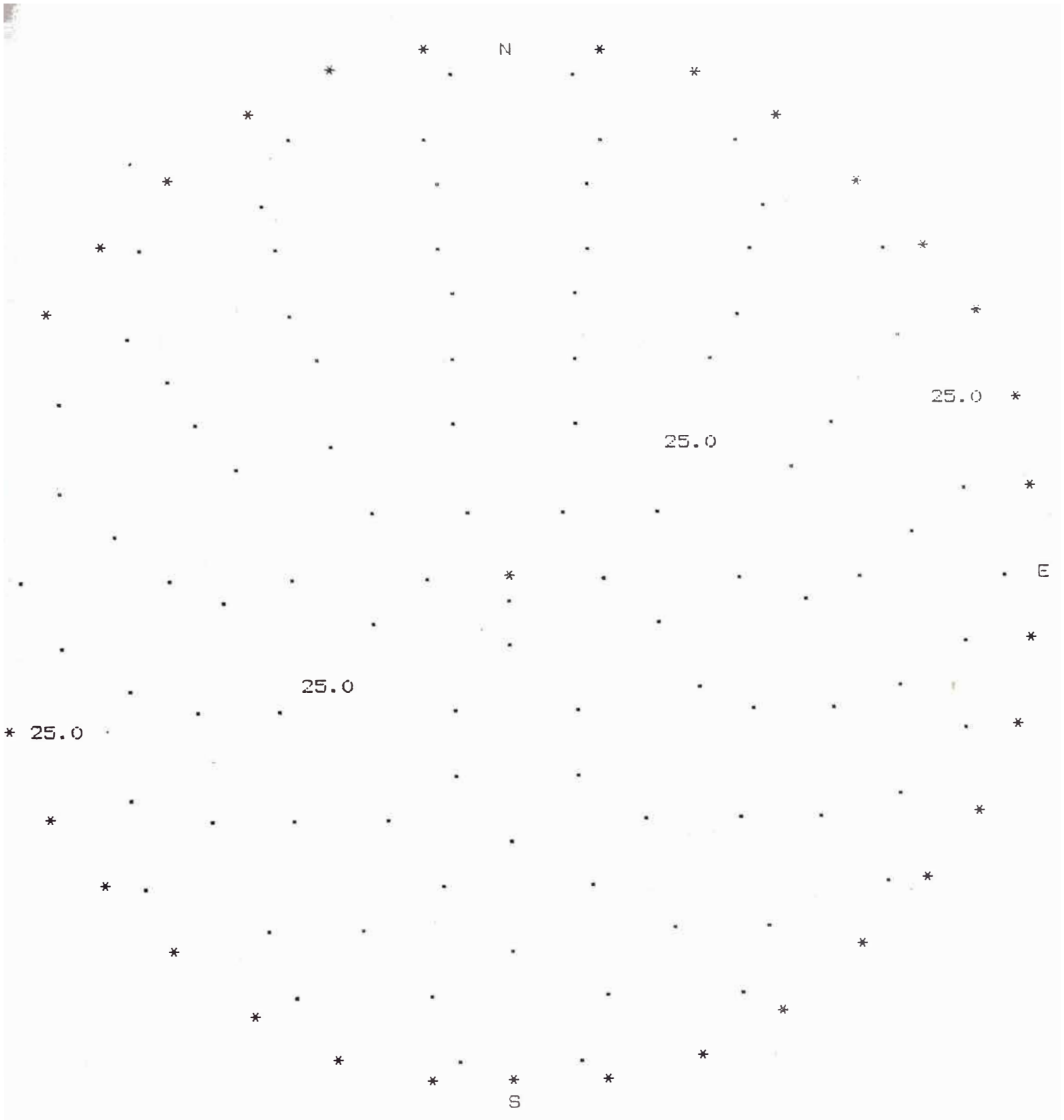
PSI MAX = 7.591 DEG.



POINTS BELONGING TO CLUSTER NUMBER 4



CLUSTER LEVEL PLOT  
WITH MEAN AT POLE AND THE BOUNDARY  
AT PSI MAX DEGREES FROM POLE



CLUSTER NUMBER		5				
NUM	AZIMUTH	INCLINATION	L	M		
1	26.00	68.00	.8333	.4065	.3746	
2	26.00	68.00	.8333	.4065	.3746	
3	35.00	64.00	.7362	.5155	.4384	
4	45.00	65.00	.6409	.6409	.4226	
5	48.00	66.00	.6113	.6789	.4067	
TOTALS			3.6551	2.6482	2.0169	

NUMBER OBS 5

R = 4.944

\*\*\* CLUSTER STATISTICS \*\*\*

T, AZIMUTH 35.92 DEG  
 P, INCLINATION 65.92 DEG  
 K, PRECISION 88.87  
 A, RADIUS OF CONE OF CONFIDENCE 9.08 DEG

CONFIDENCE LIMITS

DIP +- 9.08  
 AZ +- 9.96

DIRECTION COSINES OF THE MEAN

L = .7393 M = .5357 N = .4080

RING	SECTOR	ACT SECTOR FREQ	THEORETICAL SECT FREQ
1	1	.000	.420
1	2	.000	.420
1	3	1.000	.420
1	4	.000	.420
2	1	.000	.279
2	2	.000	.279
2	3	.000	.279
2	4	.000	.279
3	1	.000	.185
3	2	1.000	.185
3	3	.000	.185
3	4	2.000	.185
4	1	.000	.123
4	2	1.000	.123
4	3	.000	.123
4	4	.000	.123

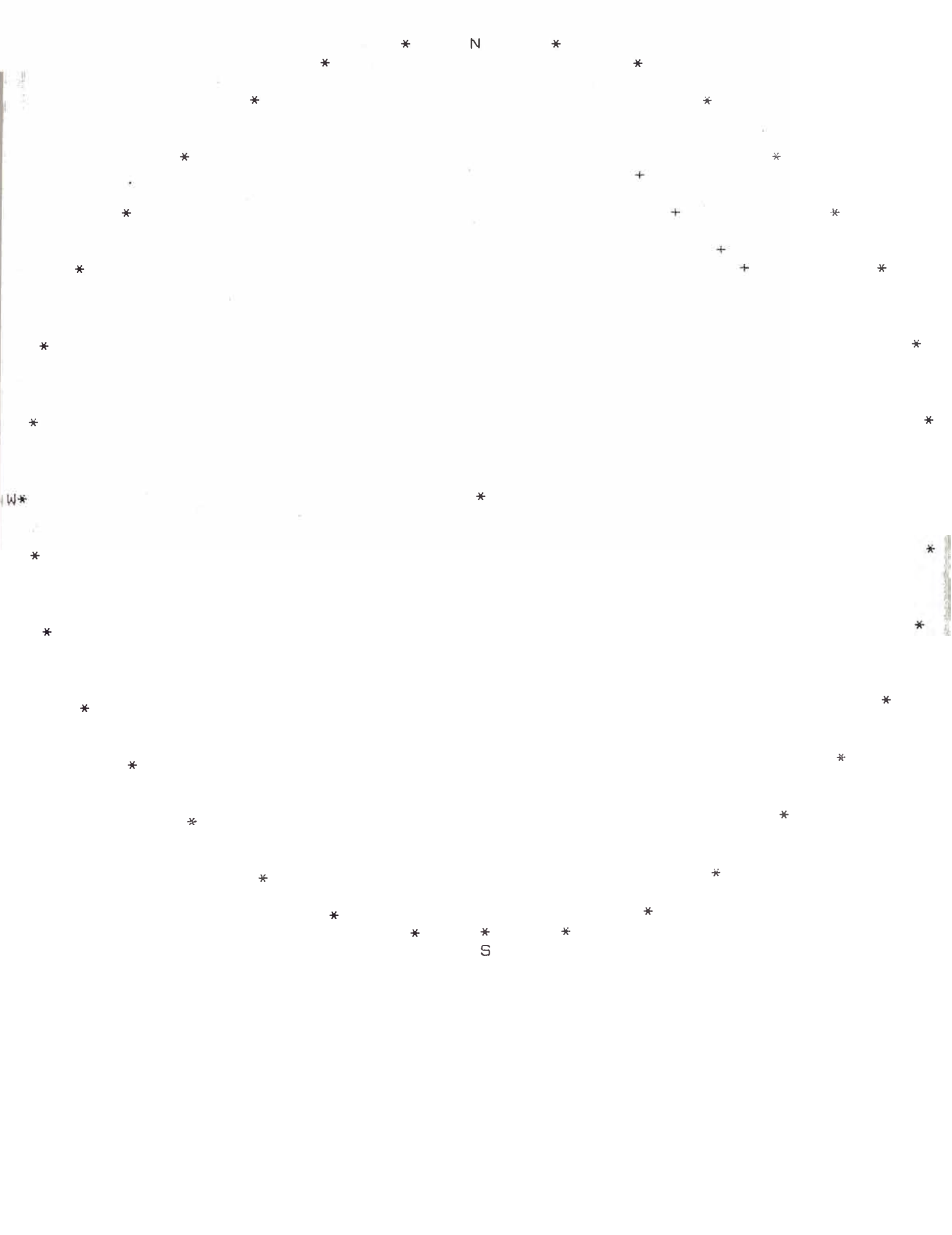
DEG.FREEDOM = 13

CHI SQUARE = 31.548

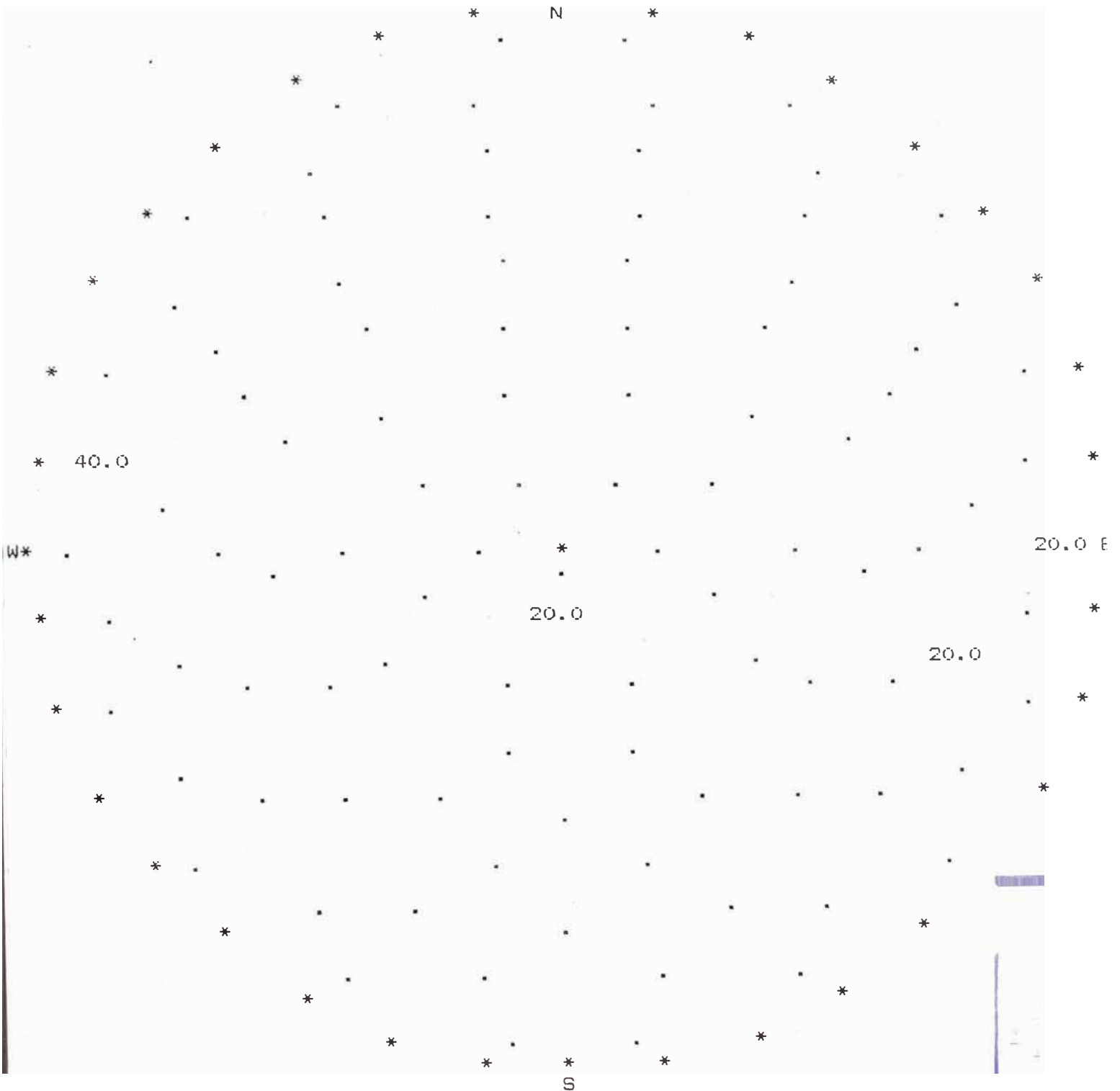
THEOR. CHI SQ. 95 = 22.351

PSI MAX = 11.025 DEG.

POINTS BELONGING TO CLUSTER NUMBER 5



CLUSTER LEVEL PLOT  
WITH MEAN AT POLE AND THE BOUNDARY  
AT PSI MAX DEGREES FROM POLE



CLUSTER NUMBER	6					
NUM	AZIMUTH	INCLINATION	L	M	N	
1	150.00	68.00	-.8030	.4636	.3746	
2	152.00	69.00	-.8243	.4383	.3584	
3	160.00	67.00	-.8650	.3148	.3907	
4	168.00	63.00	-.8715	.1853	.4540	
5	170.00	64.00	-.8851	.1561	.4384	
6	175.00	66.00	-.9101	.0796	.4067	
7	182.00	68.00	-.9266	-.0324	.3746	
8	185.00	68.00	-.9237	-.0808	.3746	
9	190.00	70.00	-.9254	-.1632	.3420	
10	194.00	66.00	-.8864	-.2210	.4067	
11	195.00	70.00	-.9077	-.2432	.3420	
12	200.00	70.00	-.8830	-.3214	.3420	
13	205.00	65.00	-.8214	-.3830	.4226	
TOTALS			-11.4332	.1927	5.0274	

NUMBER OBS 13  
R = 12.491

\*\*\* CLUSTER STATISTICS \*\*\*

T, AZIMUTH 179.03 DEG  
P, INCLINATION 66.27 DEG  
K, PRECISION 25.55  
A, RADIUS OF CONE OF CONFIDENCE 8.54 DEG

CONFIDENCE LIMITS

DIP +- 8.54  
AZ +- 9.34

DIRECTION COSINES OF THE MEAN

L = -.9153 M = .0154 N = .4025

RING	SECTOR	ACT SECTOR FREQ	THEORETICAL SECT FREQ
1	1	3.000	1.611
1	2	.000	1.611
1	3	3.000	1.611
1	4	.000	1.611
2	1	1.000	.812
2	2	1.000	.812
2	3	1.000	.812
2	4	.000	.812
3	1	1.000	.410
3	2	.000	.410
3	3	.000	.410
3	4	.000	.410
4	1	.000	.207
4	2	1.000	.207
4	3	1.000	.207
4	4	1.000	.207

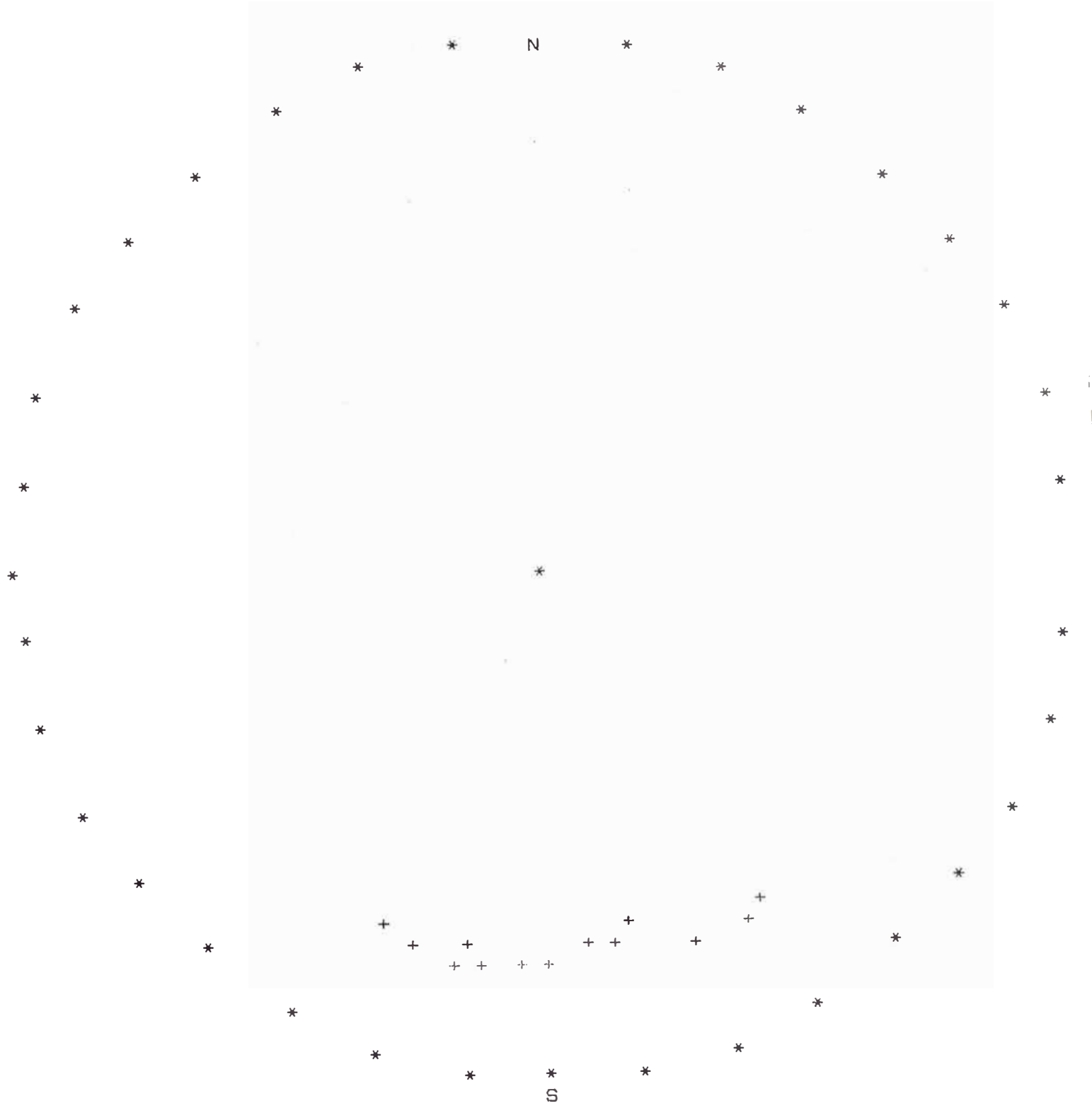
DEG. FREEDOM = 13

CHI SQUARE = 17.978

THEOR. CHI SQ. 95 = 22.351

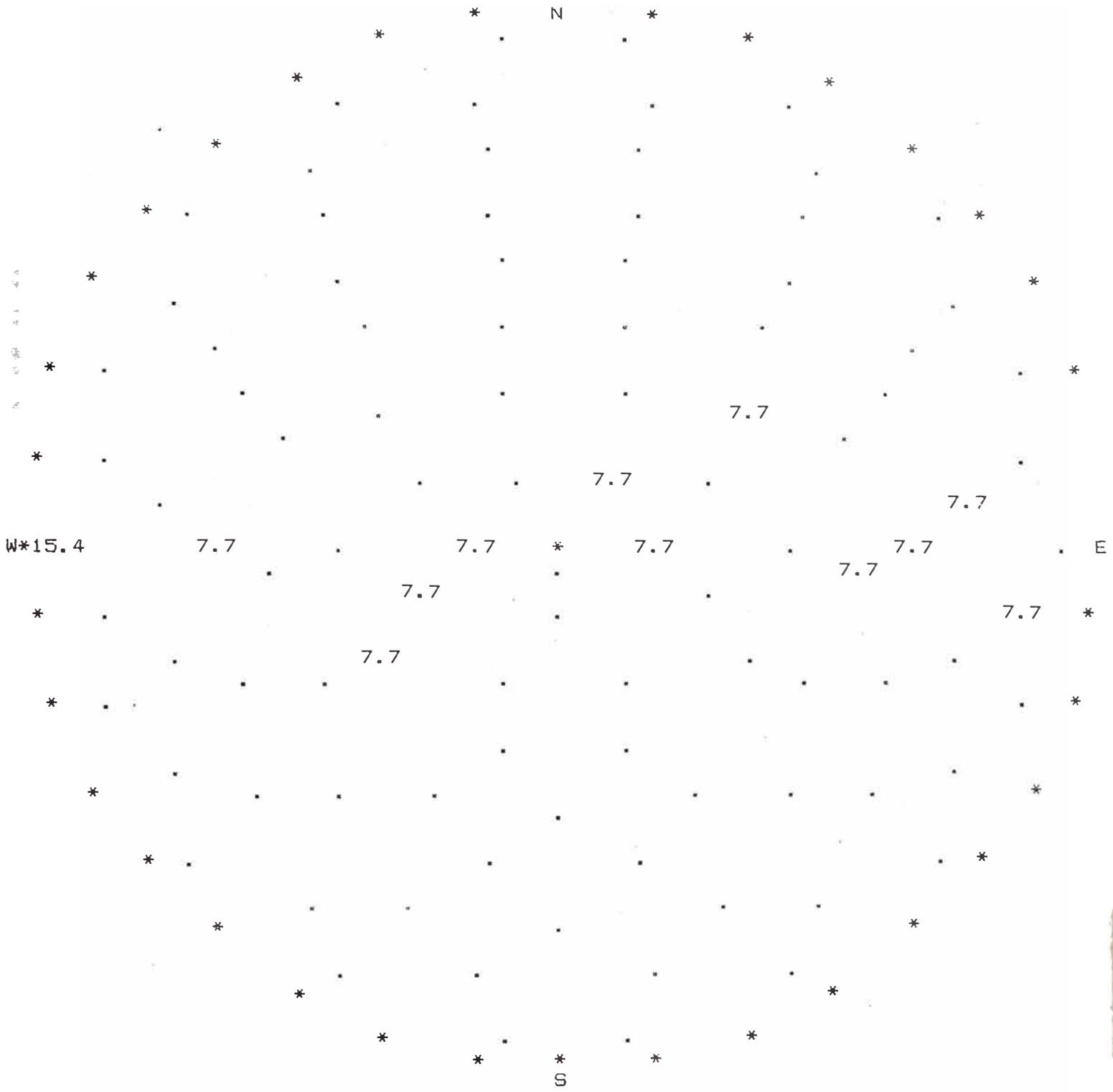
PSI MAX = 26.763 DEG.

POINTS BELONGING TO CLUSTER NUMBER 6





CLUSTER LEVEL PLOT  
WITH MEAN AT POLE AND THE BOUNDARY  
AT PSI MAX DEGREES FROM POLE



CLUSTER NUMBER	7					
NUM	AZIMUTH	INCLINATION	L	M	N	
1	290.00	65.00	.3100	-.8517	.4226	
2	292.00	68.00	.3473	-.8597	.3746	
3	299.00	70.00	.4556	-.8219	.3420	
4	305.00	65.00	.5198	-.7424	.4226	
5	312.00	70.00	.6288	-.6983	.3420	
TOTALS			2.2615	-3.9739	1.9039	

NUMBER OBS 5

R = 4.953

\*\*\* CLUSTER STATISTICS \*\*\*

T, AZIMUTH 299.64 DEG  
 F, INCLINATION 67.39 DEG  
 K, PRECISION 106.15  
 A, RADIUS OF CONE OF CONFIDENCE 8.31 DEG

CONFIDENCE LIMITS

DIP +- 8.31  
 AZ +- 9.01

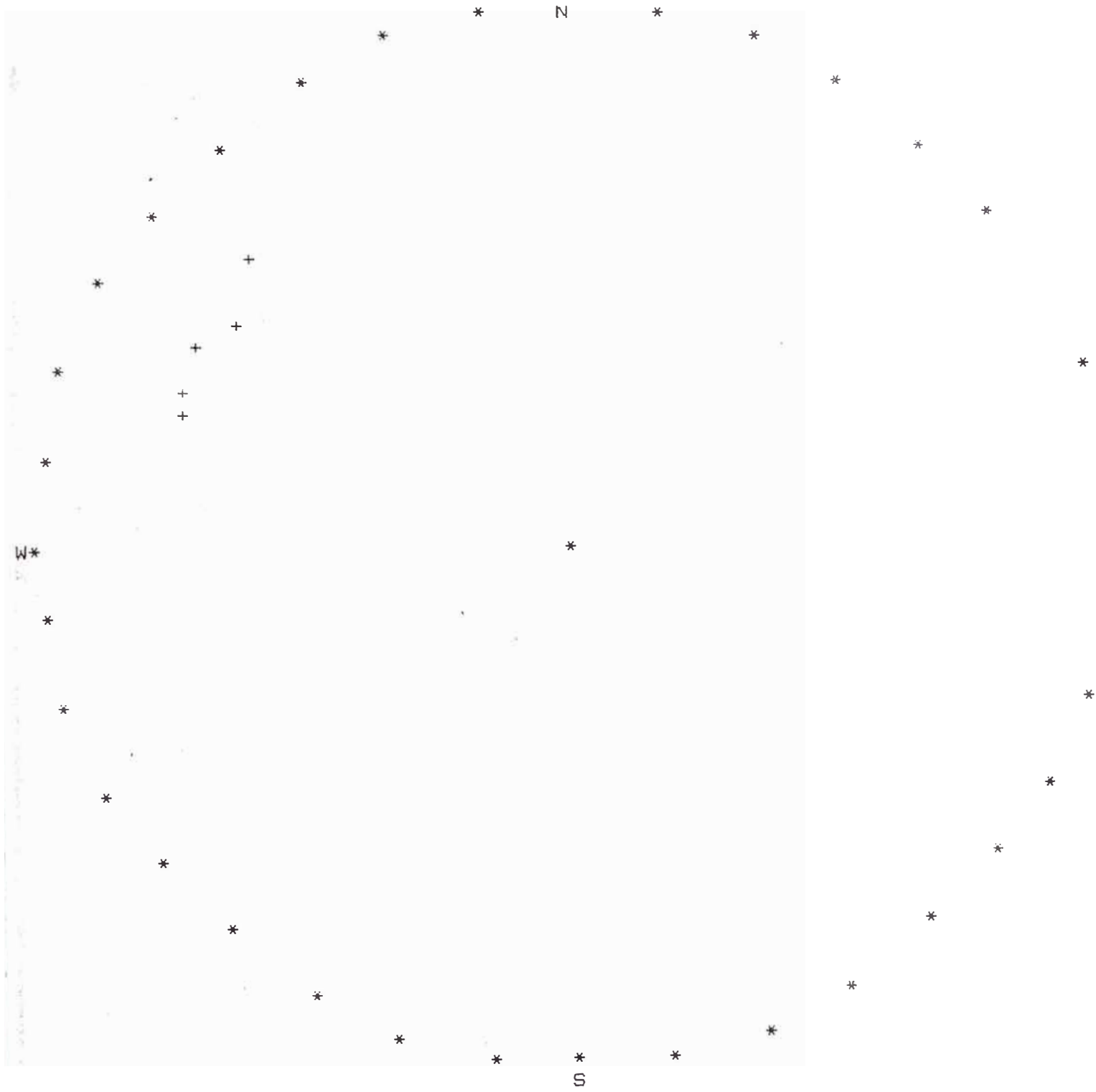
DIRECTION COSINES OF THE MEAN

L = .4566 M= -.8023 N = .3844

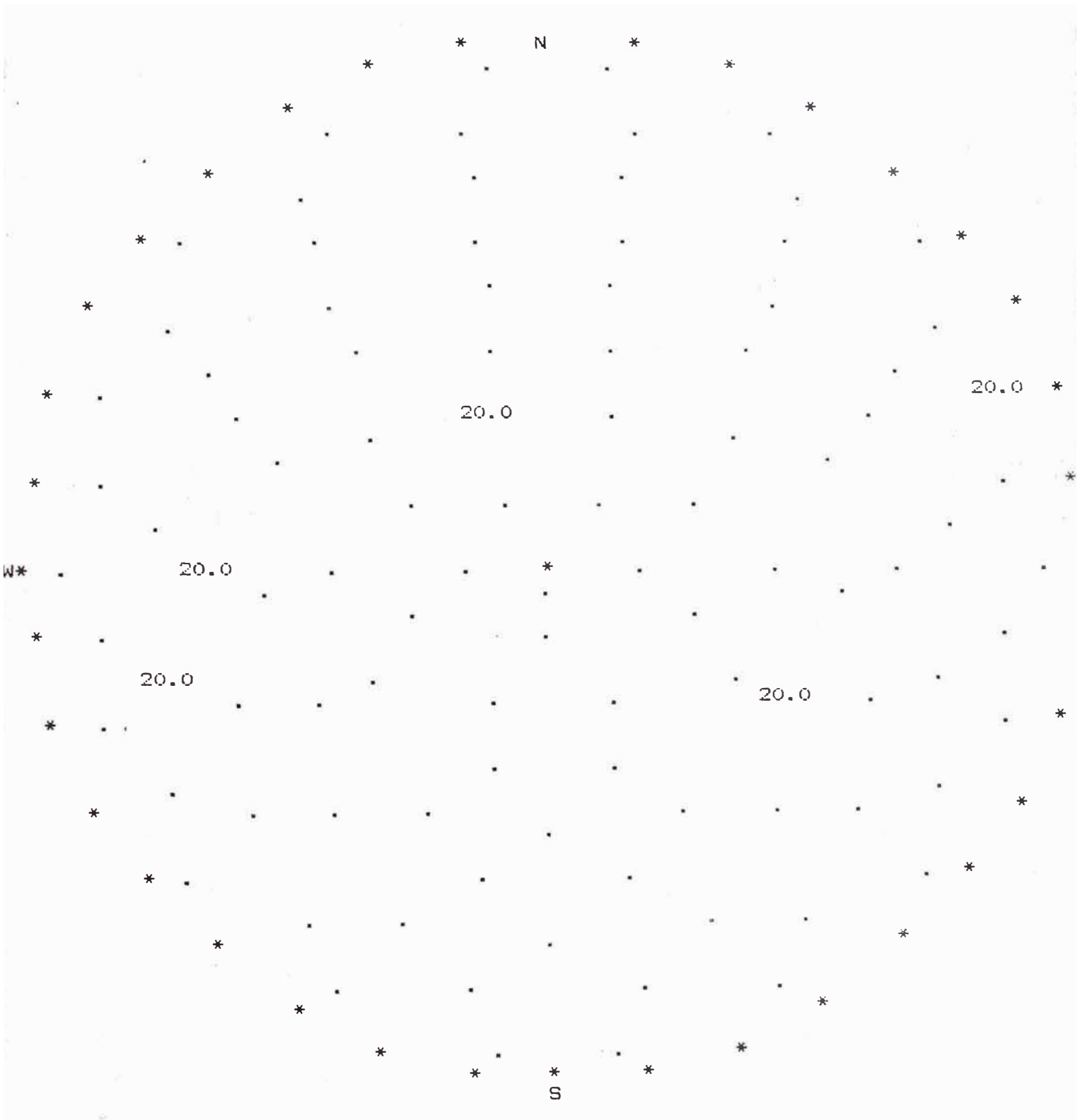
RING	SECTOR	ACT SECTOR FREQ	THEORETICAL SECT FREQ
1	1	.000	.537
1	2	1.000	.537
1	3	.000	.537
1	4	1.000	.537
2	1	.000	.306
2	2	.000	.306
2	3	.000	.306
2	4	1.000	.306
3	1	.000	.175
3	2	.000	.175
3	3	1.000	.175
3	4	.000	.175
4	1	1.000	.100
4	2	.000	.100
4	3	.000	.100
4	4	.000	.100

DEG.FREEDOM = 13  
 CHI SQUARE = 17.207  
 THEOR. CHI SQ. 95 = 22.351  
 PSI MAX = 11.799 DEG.

POINTS BELONGING TO CLUSTER NUMBER 7



CLUSTER LEVEL PLOT  
WITH MEAN AT POLE AND THE BOUNDARY  
AT PSI MAX DEGREES FROM POLE



CLUSTER NUMBER	8					
NUM	AZIMUTH	INCLINATION	L	M	N	
1	144.00	49.00	-.6106	.4436	.6561	
2	155.00	49.00	-.6840	.3190	.6561	
3	156.00	46.00	-.6571	.2926	.6947	
4	162.00	50.00	-.7286	.2367	.6428	
TOTALS			-2.6803	1.2919	2.6496	

NUMBER OBS 4

R = 3.984

\*\*\* CLUSTER STATISTICS \*\*\*

T, AZIMUTH 154.27 DEG  
 P, INCLINATION 48.31 DEG  
 K, PRECISION 251.40  
 A, RADIUS OF CONE OF CONFIDENCE 6.70 DEG

CONFIDENCE LIMITS

DIP +- 6.70  
 AZ +- 8.98

DIRECTION COSINES OF THE MEAN

L = -.6727 M = .3243 N = .6650

RING	SECTOR	ACT SECTOR FREQ	THEORETICAL SECT FREQ
1	1	1.000	.435
1	2	1.000	.435
1	3	.000	.435
1	4	.000	.435
2	1	.000	.246
2	2	.000	.246
2	3	.000	.246
2	4	.000	.246
3	1	1.000	.139
3	2	.000	.139
3	3	.000	.139
3	4	.000	.139
4	1	.000	.078
4	2	.000	.078
4	3	.000	.078
4	4	1.000	.078

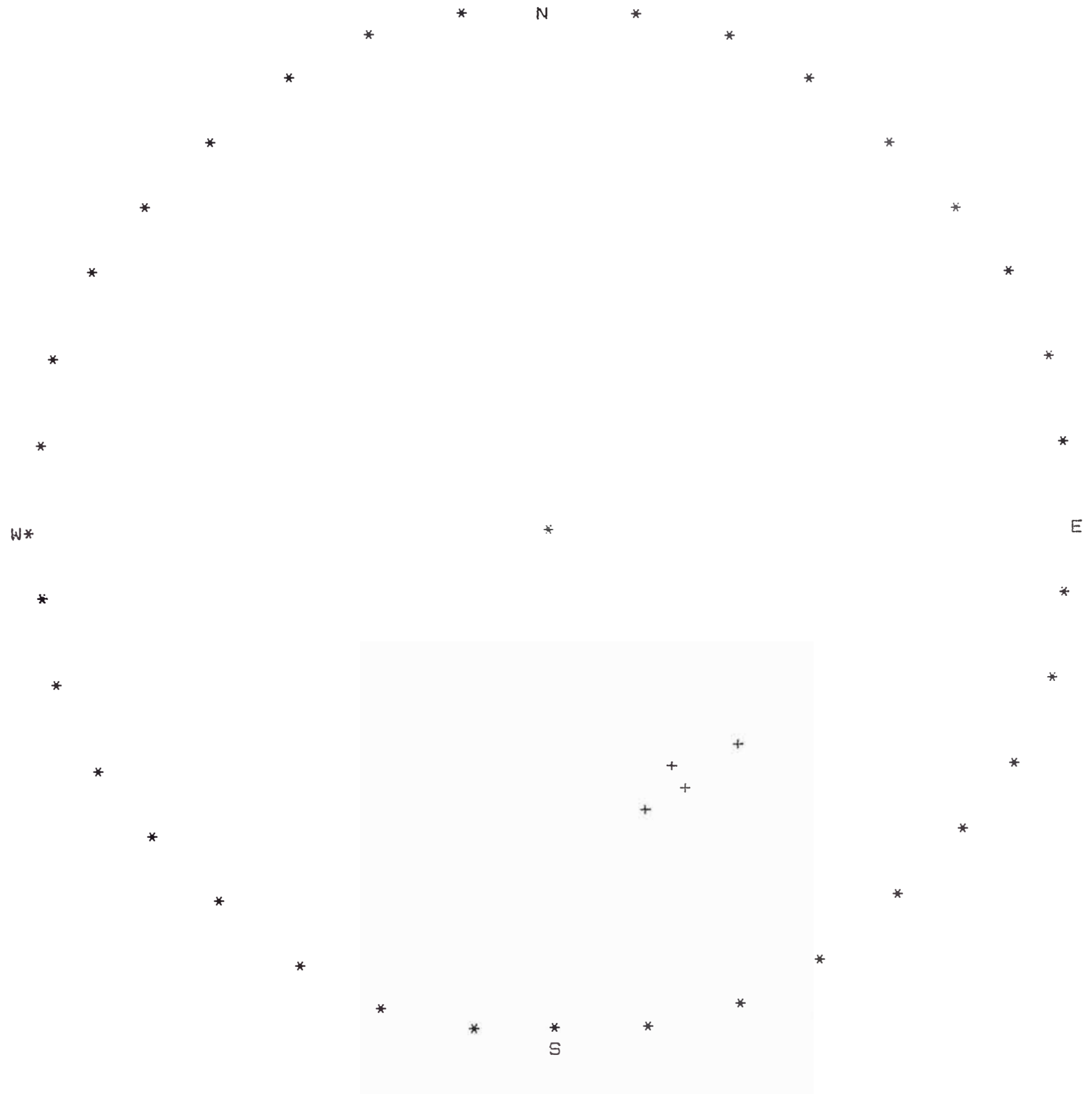
DEG.FREEDOM = 13

CHI SQUARE = 20.153

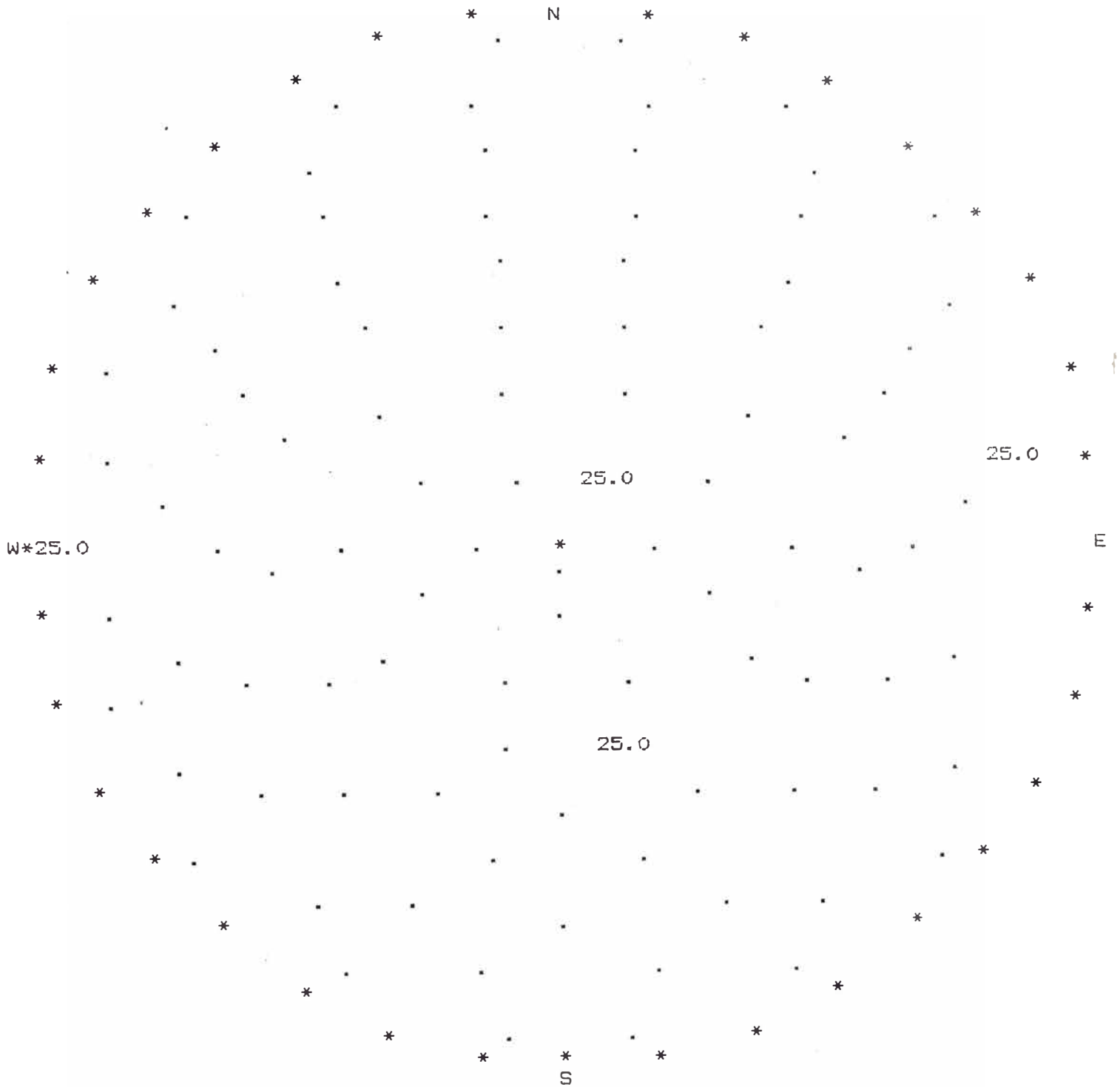
THEOR. CHI SQ. 95 = 22.351

PSI MAX = 7.734 DEG.

POINTS BELONGING TO CLUSTER NUMBER 8



CLUSTER LEVEL PLOT  
 WITH MEAN AT POLE AND THE BOUNDARY  
 AT PSI MAX DEGREES FROM POLE



D. DATOS DEL REGISTRO LINEAL DE LAS FRACTURAS DEL TAJO RAUL ROJAS

REGISTRO LINEAL

PROYECTO..... CONDICION DE LA EXPOSICION..... REGULAR  
 UBICACION..... DIMENSION DE LA EXPOSICION.....  
 ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL N. 60.75 W GEOLOGO... F. GUILLEN... HOJA 1 DE 1

PUNTO DE REFERENCIA N°	ORIENTACION DE LA DISCONTINUIDAD		LONG DE LA SEMITRAZA	TERMINACION	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
	RUMBO	BUZAMIENTO							
0.55	S 30° W 120	89 SE 89		3	3	2	1	1	1
1.00	N 72° W 128	21 SW 21		2	1	3	6 (R.T.)	2	1
2.40	N 86° W 4	71 NE 71		2	3	3	1	1	1
3.40	N 89° W 6	50 NE 50		2	3	4	6 (R.T.)	2	1
3.50	S 27° W 207	90 90		2	2	4	6 (R.T.)	2	1
4.30	S 25° W 295	85 NW 85		2	2	4	6 (R.T.)	2	1
4.80	S 20° W 290	86 NW 86	+6	1	4	2	6 (R.T.)	2	1
5.70	S 24° W 114	87 SE 87	+6	1	4	3	6 (R.T.)	2	1
6.50	S 29° W 118	87 SE 87		4	3	4	6 (R.T.)	2	1
6.80	S 28° W 118	89 SE 89		6	1	4	6 (R.T.)	2	1
7.70	S 20° W 110	88 SE 88		2	3	4	6 (R.T.)	2	1
8.20	S 26° W 116	89 SE 89	+6	1	1	4	6 (R.T.)	2	1
8.30	S 59° W 147	84 SE 84		5	3	2	6 (R.T.)	1	1
8.65	S 60° W 150	86 SE 86		2	3	2	6 (R.T.)	1	1
10.70	N 80° W 190	87 SW 87		3	3	4	6 (R.T.)	2	2
11.80	N 75° W 15	57 NE 57	0.5	2	3	1	1	1	1
14.25	N 85° W 5	72 NE 72		4	3	4	5	2	1
15.20	N 74° W 196	65 SW 65		4	3	4	5	2	1
45.80	S 46° W 136	82 SE 82		4	3	4	6 (R.T.)	2	1

- TIPO DE ROCA
- Volcánico
  - Diique intrusivo
  - Cuerpo de sílica pirita
  - Cuerpos de Pb-Zn.

Observaciones -  
R.T. = ROCA TRITURADA  
 DE 1 - 15 DIQUE DE QZ. MZ  
 DE 18.3m A 44.77 TRAMO CUBIERTO CON DESMONTE  
 DE 46.10 A 50 " " " "



# REGISTRO LINEAL

PROYECTO .....  
 UBICACION .....  
 ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL S 28° E  
 CONDICION DE LA EXPOSICION BUENA  
 DIMENSION DE LA EXPOSICION .....  
 GEOLOGO F. GUILLEN HOJA 1 DE 2

DISCONTINUIDAD	DISTANCIA			ORIENTACION DE LA DISCONTINUIDAD		LONG DE LA SEMITRAZA		TERMINACION	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
	PIUNTO DE REFERENCIA N°	RUMBO	BUZAMIENTO	TIPO DE ROCA	Longitud de la traza por encima de la cinta (m)	1-Oscuro	1-falta						
1	010	S 10° W 120	80° SE 80		2	3	4	3	6 (R.T.)	2	1		
2	485	N 35° W 5	85° NE 58	1	2	3	3	4	6 (R.T.)	2	1		
3	540	S 6° E 264	71° SW 71		3	3	4	3	6 (R.T.)	2	1		
4	610	S 60° W 330	73° NW 73		0.5	3	3	3	1	2	1		
5	625	S 63° W 333	83° NW 83	1	4	3	3	3	1	1	1		
6	675	S 40° W 130	73° SE 73		30	3	4	4	6 (R.T.)	2	1		
7	1110	S 60° W 150	74° SE 74		30	2	3	3	1	1	1		
8	1140	S 40° W 130	74° SE 74		60	3	4	4	6 (R.T.)	2	1		
9	1225	S 45° W 318	87° NW 87		40	2	3	3	1	1	2		
10	1240	N 70° W 200	70° SW 70	1 +	8	1	3	1	6 (R.T.)	2	1		
11	1360	S 57° W 327	84° NW 84	1	5	3	3	3	1	2	2		
12	1560	S 4° E 266	85° SE 85	1 +	8	1	4	4	6 (R.T.)	2	2		
13	1585	S 42° W 312	70° NW 70	1	2	3	4	3	6 (R.T.)	2	2		
14	1735	S 54° W 324	88° NW 88	1 +	6	1	3	4	6 (R.T.)	2	2		
15	1870	N 84° W 6	82° NE 82	1	3	3	3	3	6 (R.T.)	2	1		
16	1925	S 59° W 328	89° NW 89	1	4	3	3	3	6 (R.T.)	2	1		
17	1950	S 50° W 320	76° NW 76		5	3	3	4	6 (R.T.)	2	2		
18	2100	S 54° W 144	85° SE 85	1 +	6	1	3	4	6 (R.T.)	2	1		
19	2175	S 40° W 130	86° SE 86		4	3	3	4	6 (R.T.)	2	1		
20	2440	S 35° W 175	66° SE 66	1	5	3	3	4	6 (R.T.)	2	1		
21	2485	S 56° W 326	84° NW 84	1 +	10	1	3	4	6 (R.T.)	2	1		
22	2690	S 25° W 155	84° SE 84	1	3	1	3	3	6 (R.T.)	2	1		
23	2790	N 69° W 21	88° NE 88	1	3	3	3	4	6 (R.T.)	2	1		
24	3400	S 75° W 345	85° NW 85	1 +	6	1	1	4	4	1	2		
25	3440	S 65° W 155	85° SE 85	1	3	3	1	4	4	2	1		
26	3460	S 62° W 152	69° SE 69	1	2	3	3	3	6 (R.T.)	2	1		
27	3480	S 46° W 136	64° SE 64		4	3	3	3	6 (R.T.)	2	1		
28	3530	S 17° W 107	75° SE 75		2	3	3	3	6 (R.T.)	2	1		
29	3740	N 56° W 34	80° NE 80	1	4	3	3	3	6 (R.T.)	2	2		
30	3755	S 77° W 167	80° SE 80	1	2	3	3	3	6 (R.T.)	2	1		
31	3810	S 22° W 299	70° NW 70	2	2	3	3	3	1	2	1		

**TIPO DE ROCA**

- 1- Volcánico
- 2- Dique Intrusivo
- 3- Cuerpo de sílica pirita
- 4- Cuerpos de Pb-Zn.

**Observaciones-**

**R.T. = ROCA TRITURADA**

# REGISTRO LINEAL

PROYECTO ..... CONDICION DE LA EXPOSICION BUENA  
 UBICACION ..... DIMENSION DE LA EXPOSICION .....  
 ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL ..... GEOLOGO F. G. HOJA 2 DE 2

PUNTO DE REFERENCIA No. 2	ORIENTACION DE LA DISCONTINUIDAD		LONG DE LA SEMITRAZA Longitud de la traza por inclinación de la cintila (m)	TERMINACION	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION		
	RUMBO	BUZAMIENTO									
2	5 5 0	S 20° W 290	65° NW 65	2	1	3	3	6 (R.T.)	2	1	
3	9 0 0	S 82° W 172	74° SE 74		2	2	3	3	6 (R.T.)	2	1
4	9 0 0	S 25° W 295	76° NW 76		0.5	3	3	3	6 (R.T.)	2	1
5	9 1 0	S 80° W 170	75° SE 75		1 0	1	3	3	6 (R.T.)	3	2
6	9 9 0	S 80° W 170	88° SE 88	2	2	3	3	4	6 (R.T.)	3	1
7	1 3 5	N 56° W 34	76° NW 76	1	3	3	4	4	6 (R.T.)	3	2
8	3 2 0	S 30° W 300	82° NW 82	1	8	3	4	4	6 (R.T.)	2	1
9	5 8 0	N 60° W 30	60° NE 60		5	3	3	1	6 (R.T.)	3	2
10	6 9 0	N 6° W 84	58° NE 58		4	3	4	4	6 (R.T.)	3	2
11	8 2 0	N 90° E 360	82° NE 82	1	3	3	3	3	6 (R.T.)	3	2

TIPO DE ROCA

Observaciones

- 1.- Volcánico
- 2.- Dique intrusivo
- 3.- Cuerpo de sílica pirita
- 4.- Cuerpos de Pb-Zn.

**DE 31 A 36 DIQUE Q2 - M2**



# REGISTRO LINEAL

PROYECTO..... CONDICION DE LA EXPOSICION..... BUENA  
 UBICACION..... DIMENSION DE LA EXPOSICION.....  
 ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL S 11° E GEOLOGO F. GUILLEN HOJA 1 DE 2

PUNTO DE REFERENCIA N°	DISTANCIA		ORIENTACION DE LA DISCONTINUIDAD		LONG DE LA SEMITRAZA	TERMINACION	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
	RUMBO	BUZAMIENTO	TIPO DE ROCA	Longitud de la traza por encima de la cinta (m)							
1	100		S 55° W	65° NW	1	1	1	6 (R.T.)	3	2	
2	510		S 85° W	84° NW	1	3	3	6 (R.T.)	2	1	
3	625		S 59° W	47° SE	1	1	3	6 (R.T.)	3	2	
4	650		S 72° W	88° NW	1	3	3	6 (R.T.)	2	2	
5	870		N 36° W	55° SW		2	3	6 (R.T.)	3	1	
6	1000		N 48° W	44° SW		2	3	1	2	2	
7	1000		S 40° W	72° NW		4	4	6 (R.T.)	3	2	
8	1240		S 85° W	89° NW	1	10	1	6 (R.T.)	2	1	
9	1695		N 75° W	70° SW	1	10	1	6 (R.T.)	3	2	
10	1770		S 66° W	82° SE	1	3	3	6 (SILIC.)	2	1	
11	1795		S 60° W	68° SE	1	6	3	6 (R.T.)	2	2	
12	1795		N 60° W	90° NE	1	2	3	6 (R.T.)	2	1	
13	1930		S 78° W	80° SE	1	10	1	4	2	2	
14	1950		S 8° W	76° NW	1	10	1	6 (R.T.)	2	1	
15	2150		S 80° W	83° SE	1	10	1	4	2	1	
16	2350		S 55° W	82° NW	1	2	3	6 (R.T.)	2	1	
17	2440		S 70° W	70°	1	1	3	6 (R.T.)	2	1	
18	2485		N 45° W	86° NE		10	3	6 (R.T.)	2	1	
19	2485		S 35° W	65° NW	1	1	3	6 (R.T.)	2	1	
20	2670		S 22° W	68° NW	1	1	3	1	2	1	
21	2770		N 68° W	82° NE	1	2	3	6 (R.T.)	3	1	
22	2830		S 56° W	90°		15	3	6 (R.T.)	3	1	
23	2950		N 85° W	74° NE		4	3	6 (R.T.)	3	2	
24	2980		S 88° W	90°	1	1	3	6 (R.T.)	3	1	
25	3120		S 65° W	79° NW		1	3	1	2	1	
26	3180		N 88° W	90°	1	1	3	6 (R.T.)	3	1	
27	3210		S 70° W	85° SE	1	4	3	6 (R.T.)	3	1	
28	3285		S 28° W	82° SE	1	4	3	6 (R.T.)	2	1	
29	3350		N 10° E	75° NW	1	10	1	1	2	1	
30	3560		N 80° W	90°	1	2	3	6 (R.T.)	2	1	
31	3495		N 85° W	68° SW	1	12	1	5 (15 cm)	3	2	

- TIPO DE ROCA**
- 1.- Volcánico
  - 2.- Dique intrusivo
  - 3.- Cuerpo de sílica pirita
  - 4.- Cuerpos de Pb - Zn.

**Observaciones**

---



---



---

# REGISTRO LINEAL

PROYECTO ..... CONDICION DE LA EXPOSICION BUENA  
 UBICACION ..... DIMENSION DE LA EXPOSICION .....  
 ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL ..... GEOLOGO F. GUILLEN HOJA 2 DE 2

DISCONTINUIDAD No	DISTANCIA				ORIENTACION DE LA DISCONTINUIDAD		LONG DE LA SEMITRAZA		TERMINACION	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
	PUNTO DE REFERENCIA No				RUMBO	BUZAMIENTO	TIPO DE ROCA	Longitud de la traza por encima de la cinta (m)						
32	3	7	7	5	S 70° W 250	90° 90	/	3	3	3	3	1	2	2
33	3	8	8	5	S 78° W 168	82° SE 82	/	3	3	3	3	1	2	1
34	3	9	6	5	S 30° W 170	85° SE 85	/	5	3	4	4	6 (R.T.)	2	1
35	4	6	0	0	S 55° W 325	87° NW 87	/	6	3	4	4	6 (R.T.)	2	1
36	4	8	7	5	S 64° W 151	80° SE 80	/	3	3	3	3	1	2	2
37	4	9	5	5	N 55° W 35	72° NE 72	/	4	3	4	4	6 (R.T.)	2	2
38	4	9	9	5	N 59° W 306	90° 90	/	1	3	3	3	6 (R.T.)	2	1

**TIPO DE ROCA**

- 1.- Volcánico
- 2.- Dique Intrusivo
- 3.- Cuerpo de sílica pirita
- 4.- Cuerpos de Pb-Zn

**Observaciones**

---



---



---



---



# REGISTRO LINEAL

PROYECTO ..... CONDICION DE LA EXPOSICION REGULAR  
 UBICACION ..... DIMENSION DE LA EXPOSICION .....  
 ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL N 4° E GEOLOGO F. GUILLEN HOJA 1 DE 1

DISCONTINUIDAD No	DISTANCIA			ORIENTACION DE LA DISCONTINUIDAD		LONG DE LA SEMITRAZA		TERMINACION	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION	
	PUNTO DE REFERENCIA No	RUMBO	BUZAMIENTO	TIPO DE ROCA	Longitud de la traza por encima de la cinta (m)									
1	0	9	0	S 54° W 324	88° NW 88	1	1	0	1	4	4	6 (R.T.)	2	1
2	9	2	0	N 4° E 274	76° NW 76	1	1	0	1	3	4	6 (R.T.)	2	1
3	9	8	0	S 25° W 295	40° NW 40	1	2		3	3	4	6 (R.T.)	3	2
4	1	1	5	N 65° W 25	79° NE 79	1	6		1	3	4	6 (R.T.)	3	1
5	1	3	5	N 55° W 35	64° NE 64	1	8		1	1	4	4	2	1
6	1	5	2	N 78° W 12	88° NE 88	1	3		1	3	3	1	2	1
7	1	9	5	N 0° E 270	60° NW 60	1	5		3	3	4	6 (R.T.)	3	2
8	2	0	2	N 25° W 245	77° SW 77	1	4		3	3	4	1	2	2
9	2	2	4	N 15° W 255	82° SW 82	1	5		3	3	4	1	2	1
10	2	2	8	N 15° W 255	82° SW 82	1	5		3	3	4	1	2	1
11	2	2	8	S 50° W 320	30° NE 30	1	2		3	4	4	6 (R.T.)	3	1
12	2	5	0	N 70° W 20	70° NE 70	1	8		1	3	4	6 (R.T.)	3	1
13	2	1	5	N 69° W 21	79° NE 79	1	4		3	3	4	6 (R.T.)	3	2
14	2	9	0	N 69° W 26	65° NE 65	1	1	0	1	1	4	4	2	2
15	2	9	2	N 69° W 26	65° NE 65	1	1	0	1	1	4	4	2	2
16	3	0	5	N 72° W 198	85° SW 85	1	3		3	3	4	6 (R.T.)	2	1
17	3	1	7	N 20° W 268	50° SW 50	1	1	0	1	3	4	1	2	1
18	3	2	4	S 48° W 138	83° SE 83	1	3		3	3	3	1	2	1
19	3	3	0	N 70° W 200	72° SW 72	1	4		3	3	4	6 (R.T.)	2	2
20	3	4	1	N 65° W 205	65° SW 65	1	3		3	3	4	6 (R.T.)	2	1
21	3	5	0	N 76° W 194	66° SW 66	1	1	0	1	1	4	4 + 2	2	2
22	3	7	8	N 66° W 204	74° SW 74	1	8		1	3	4	6 (R.T.)	2	2
23	4	9	5	N 85° W 5	85° NE 85	1	1		1	3	4	6 (R.T.)	2	1

TIPO DE ROCA

- 1- Volcánico
- 2- Dique intrusivo
- 3- Cuerpo de sílica pirita
- 4- Cuerpos de Pb - Zn.

Observaciones

- DE 22 A 25 REMOVIDO Y CUBIERTO CON MATERIAL

# REGISTRO LINEAL

PROYECTO..... CONDICION DE LA EXPOSICION..... REGULAR  
 UBICACION..... DIMENSION DE LA EXPOSICION.....  
 ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL N 35° E GEOLOGO F. GUILLEN HOJA 1 DE 1

DISCONTINUIDAD NO	DISTANCIA				ORIENTACION DE LA DISCONTINUIDAD		LONG DE LA SEMITRAZA		TERMINACION	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
	PUNTO DE REFERENCIA No 5				RUMBO	BUZAMIENTO	TIPO DE ROCA	Longitud de la traza por encima de la cinta (m)						
1	1	4	9	0	N 25° W 65	65° NE	1	4	1	1	4	2 + (R.T.)	3	2
2	1	6	4	5	N 35° W 55	85° NE	1	3	3	4	3	2 + (R.T.)	2	1
3	1	6	6	5	N 20° W 70	65° NE	1	1	3	4	4	2 + (R.T.)	2	2
4	1	8	1	5	N 30° W 290	70° SW	1	1	3	3	3	6 (R.T.)	2	1
5	1	9	4	5	N 20° W 250	50° SW	1	3	1	1	4	1 + (R.T.)	3	2
6	2	2	8	5	N 25° W 62	52° NE	2	2	3	3	3	2	2	1
7	2	2	9	5	S 75° W 345	51° NW	2	1	3	3	3	1	2	1
8	2	3	5	0	N 79° W 16	85° NE	2	4	1	1	5 (35 cm)	6 (R.T.) + 4 + 2	2	2
9	2	4	7	5	N 21° W 69	56° NE	1	1	3	4	3	2	2	1
10	3	2	5	5	N 20° W 70	75° NE	2	2	3	3	3	1	2	1
11	3	3	1	5	N 10° E 280	65° NW	2	2	3	3	3	1	2	1
12	3	3	3	0	S 54° W 234	90°	2	4	1	3	4	6 (R.T.)	2	2
13	3	5	1	5	N 25° W 65	60° NE	2	4	1	3	3	1	2	1
14	3	5	5	0	N 85° W 185	85° SW	2	3	3	3	3	6 (R.T.)	2	2
15	4	0	7	0	N 38° W 238	49° SW	2	3	1	4	3	1	2	1
16	4	3	3	5	N 45° W 185	76° SW	2	2	3	3	3	6 (R.T.)	2	2
17	4	4	7	5	N 80° W 190	74° SW	2	1	3	3	3	1	2	1
18	4	6	5	5	S 66° W 156	46° SE	2	4	1	1	4	4 + 6 (R.T.)	2	2
19	4	7	8	5	N 46° W 229	56° SW	2	3	3	3	3	1	2	1
20	4	8	4	5	N 36° W 214	50° SW	2	2	3	3	3	1	2	1
21	4	5	4	5	S 67° W 337	56° NW	2	1	2	3	3	1	2	1

TIPO DE ROCA

- 1.- Volcánico
- 2.- Dique intrusivo
- 3.- Cuerpo de sílica piritá
- 4.- Cuerpos de Pb - Zn.

Observaciones.-

**DE 65 A 1 REMOVIDO Y CUBIERTO CON MATERIAL**



## REGISTRO LINEAL

PROYECTO .....

CONDICION DE LA EXPOSICION ..... BUENA

UBICACION .....

DIMENSION DE LA EXPOSICION .....

ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL N 18.5° E

GEOLOGO F. GUILLEN HOJA 1 DE 2

DISCONTINUIDAD N°	DISTANCIA		ORIENTACION DE LA DISCONTINUIDAD		LONG DE LA SEMITRAZA		TERMINACION	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
	PUNTO DE REFERENCIA N°	RUMBO	BUZAMIENTO	TIPO DE ROCA	Longitud de la franja por encima de la cinta (m)							
1	0	80	S 69° W 159	60° SE 60	2	4	1	1	4	4 + (R.T.)	2	2
2	3	10	S 79° W 165	63° SE 63	2	+ 4	1	3	4	6 (R.T.)	3	1
3	3	50	N 88° W 182	68° SW 68	2	1	3	3	3	1	2	1
4	5	95	N 40° W 320	70° 90	2	5	1	1	5 (12 cm)	4 + (R.T.)	2	1
5	7	70	N 59° W 31	80° NE 80	2	2	3	3	3	2	3	2
6	8	10	S 65° W 155	49° SE 49	2	3	3	3	3	1	2	1
7	8	20	N 05° W 45	65° NE 65	2	1	3	3	3	6 (R.T.)	3	2
8	10	65	N 35° W 235	73° SW 73	2	1	3	3	4	6 (R.T.)	3	2
9	11	20	N 40° W 230	73° SW 73	2/1	+ 5	1	1	4	6 (R.T.) + 4	2	2
10	11	60	N 69° W 206	75° SW 75	1	1	3	3	3	1	2	1
11	12	00	N 88° W 272	90° 90	1	2	3	3	3	2	3	2
12	12	40	N 30° W 240	76° SW 76	1	5	1	4	4	6 (R.T.)	2	2
13	13	15	N 62° W 298	70° 90	1	1	2	3	3	6 (R.T.)	3	1
14	13	60	N 90° E 90	90° 90	1	2	3	3	3	6 (R.T.)	2	1
15	13	70	N 54° W 36	78° NE 78	1	+ 5	1	3	3	2 + 6 (R.T.)	2	2
16	16	00	S 70° W 160	67° SE 67	1	+ 5	1	3	3	6 (R.T.)	2	2
17	16	15	S 85° SE 175	85° SE 85	1	+ 5	1	3	3	2 + 6 (R.T.)	2	1
18	16	70	S 67° W 337	81° NW 81	1	+ 5	1	3	3	2 + 6 (R.T.)	3	2
19	18	20	N 23° E 298	82° NW 84	1	4	3	3	4	6 (R.T.)	2	1
20	20	65	N 36° W 54	70° NE 70	1	1	3	3	1	6 (R.T.) + 2	2	2
21	21	90	N 63° W 207	85° SW 85	1	+ 5	1	1	4	6 (R.T.) + 2	2	2
22	22	00	N 52° W 38	37° NE 37	1	+ 5	1	4	4	6 (R.T.)	3	1
23	24	65	N 65° W 202	80° SW 80	1	+ 5	1	3	3	6 (R.T.) + 2	2	1
24	25	30	S 85° W 175	75° SE 75	1	2	3	3	3	2	2	1
25	26	70	N 78° W 12	80° NE 80	1	+ 5	1	3	3	6 (R.T.) + 2	2	2
26	28	55	N 65° W 25	71° NE 71	1	+ 5	1	3	3	6 (R.T.) + 2	3	2
27	28	55	N 61° W 29	87° NE 87	1	3	3	3	3	6 (R.T.)	3	2
28	29	90	N 70° W 20	75° NE 75	1	1	3	3	3	1	2	1
29	30	50	S 72° W 162	50° SE 50	1	+ 5	1	1	4	6 (R.T.) + 4 + 2	2	2
30	32	30	S 80° W 170	64° SE 64	1	+ 5	1	1	4	6 (R.T.) + 4 + 2	2	1
31	33	00	N 42° W 48	66° NE 66	1	+ 5	1	4	4	6 (R.T.)	2	1

## TIPO DE ROCA

- 1- Volcánico
- 2- Dique intrusivo
- 3- Cuerpo de sílica pirita
- 4- Cuerpos de Pb - Zn

## Observaciones —

# REGISTRO LINEAL

PROYECTO..... CONDICION DE LA EXPOSICION..... BUENA  
 UBICACION..... DIMENSION DE LA EXPOSICION.....  
 ORIENTACION DEL REGISTRO LINEAL..... GEOLOGO F. GUILLEN HOJA 2 DE 2

DISTANCIA	ORIENTACION DE LA DISCONTINUIDAD		LONG DE LA SEMITRAZA		TERMINACION	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION				
	PUNTO DE REFERENCIA	RUMBO	BUZAMIENTO	TIPO DE ROCA							Longitud de la traza por encima de la cinta (m)			
33	5	8	0	N 80° W 190	85° SW 85	1	+	5	1	3	3	G(R.T.) + 2	2	1
34	3	6	1	0	S 85° W 265	70° 70	1		4	3	3	1	2	1
34	4	0	8	0	N 86° W 4	69° NE 69	1		3	3	3	G(R.T.)	2	1
35	4	2	3	0	N 85° W 5	81° NE 81	1	+	5	1	1	G(R.T.) + 1 + 2	2	2
36	1	5	1	0	N 69° W 206	83° SW 83	1		4	3	3	G(R.T.)	2	2
37	4	5	5	0	N 81° E 98	74° SE 74	1		4	3	3	1	2	2
38	4	5	7	0	N 32° W 238	65° SW 65	1		5	1	4	G(R.T.)	3	2
39	4	7	2	0	N 84° W 186	85° SW 85	1		4	3	3	G(R.T.) + 2	2	2
40	8	7	5		N 80° W 190	70° SW 70	1	+	6	1	1	G(R.T.) + 4 + 2	2	1

**TIPO DE ROCA**

- 1.- Volcánico
- 2.- Dique intrusivo
- 3.- Cuerpo de sílica pirita
- 4.- Cuerpos de Pb-Zn.

**Observaciones.-**

---



---



---



---



## E. LISTADO DEL PROGRAMA PLANAR.BAS

```

10 KEY OFF
20 DIM BETA(30), BASA(30), W(30), T(30), N(30), HMAX(30), UMAX(30),
U(30), TROR(30)
30 DIM TCROR(30), TINT(30), TCINT(30), TTOTAL(30), FSEG(30),
UMED(30)
40 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "EXISTEN INSTALACIONES ENCIMA DEL
TALUD? SI=1 NO=2"; IP
50 IF IP = 2 THEN P = 0 ELSE CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "PESO DE
LAS INSTALACIONES (TM/m DE PARED)"; P
60 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "TALUD SATURADO =1      TALUD SECO
=2"; ISO
70 IF ISO = 1 THEN CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ALTURA DEL NIVEL
FREATICO (m)"; F
80 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ALTURA DE LA SECCION PLANEADA (m)";
H
90 IF ISO = 1 THEN FA = F / H
100 CLS  LOCATE 15, 10: INPUT "FACTOR SISMICO ( 0 A 0.2g )"; FS
110 CLS  LOCATE 15, 10: INPUT "DENSIDAD DE LA ROCA, (gr/cm**3)";
DEN
120 CLS  LOCATE 15, 10: INPUT "CUANTOS TALUDES DESEA ANALIZAR?";
NTAL
130 FOR I = 1 TO NTAL
140 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "ANGULO DEL TALUD PLANEADO "; I:
INPUT BETA(I)
150 NEXT I
160 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "BUZAMIENTO DE LA FAMILIA DE
FRACTURAS QUE FORMA EL PLANO "; TETA
170 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "EXISTE ROCA INTACTA ? SI=1 NO=2
"; INTA
180 IF INTA = 2 THEN EMIN = 0: LMAX = 1: GOTO 210
190 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "LONGITUD MAXIMA DE LAS FRACTURAS
(m)"; LMAX
200 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ESPACIAMIENTO MINIMO DE LAS
FRACTURAS (m)"; EMIN
210 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ANGULO DE ROZAMIENTO DE LA ROCA
ROTA "; ANROTA
220 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "COHESION DE LA ROCA ROTA (PSI)";
COROT
230 IF EMIN = 0 THEN FACESP = 1: GOTO 270
240 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ANGULO DE ROZAMIENTO DE LA ROCA
INTACTA "; ANINT
250 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "COHESION DE LA ROCA INTACTA (PSI)";
COINT
260 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "FACTOR DE CONVERSION POR TAMANO DE
ESPECIMEN"; FACESP
270 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ANGULO DE IRREGULARIDAD "; IRR

```

```

280 IF ISO = 1 THEN LOCATE 15, 10: INPUT "BUZAMIENTO APARENTE DE
LAS FRACTURAS POR DONDE CORRERA EL AGUA"; DIPAP
290 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "Tipee el File de salida y
extension"; M$
300 OPEN M$ FOR OUTPUT AS #2
310 RAD = 3.141593 / 180
320 PIE = .3048
330 TETA = TETA * RAD
340 DIPAP = DIPAP * RAD
350 H = H / PIE
360 LPLAN = H / SIN(TETA)
370 FOR K = 1 TO NTAL
380 BASA(K) = H * (1 / TAN(TETA) - 1 / TAN(BETA(K) * RAD))
390 W(K) = BASA(K) * (H / 2) * (DEN * 62.4 / 2000)
400 T(K) = (W(K) + P * .3354) * (SIN(TETA) + FS * COS(TETA))
410 N(K) = (W(K) + P * .3354) * (COS(TETA) - FS * SIN(TETA))
420 NEXT K
430 LMAX = LMAX / PIE
440 EMIN = EMIN / PIE
450 DIV = LMAX + EMIN
460 PORIN = EMIN / DIV
470 PORRO = LMAX / DIV
480 IF ISO = 1 THEN GOSUB 760: GOSUB 830
490 IF ISO = 2 THEN GOSUB 830
500 CLS
510 IF ISO = 1 THEN PRINT #2, : PRINT #2, : PRINT #2, "ANALISIS DE
ESTABILIDAD DE UN TALUD SATURADO POR FALLA PLANAR"
520 IF ISO = 1 THEN PRINT #2, : PRINT #2, : PRINT #2, "ALTURA DEL
NIVEL FREATICO ES:"; : PRINT #2, USING " #####.#"; F; : PRINT #2,
" (Metros)"
530 IF ISO = 2 THEN PRINT #2, : PRINT #2, : PRINT #2, "ANALISIS DE
ESTABILIDAD DE UN TALUD SECO POR FALLA PLANAR"
540 PRINT #2, : PRINT #2,
550 PRINT #2, "LA DENSIDAD DE LA ROCA ES:"; : PRINT #2, USING "
###.##"; DEN; : PRINT #2, " (gr/cc)"
560 PRINT #2, : PRINT #2,
570 PRINT #2, "EL BUZAMIENTO DE LA FAMILIA DE FRACTURAS QUE FORMA
EL PLANO ES:"; : PRINT #2, USING " ##.#"; TETA / RAD; : PRINT #2,
" (GRAD)"
580 PRINT #2, : PRINT #2,
590 H = H * PIE
600 PRINT #2, "LA ALTURA DEL TALUD PLANEADO ES:"; : PRINT #2, USING
" #####.#"; H; : PRINT #2, " (Metros)"
610 PRINT #2, : PRINT #2,
620 IF IP = 1 THEN PRINT #2, "EL PESO DE LAS INSTALACIONES ENCIMA
DEL TALUD ES:"; : PRINT #2, USING " #####.#"; P; : PRINT #2, "
(TM/m DE PARED)"
630 PRINT #2, : PRINT #2,
640 PRINT #2, "EL FACTOR SISMICO ES: "; : PRINT #2, USING " #.##";
FS; : PRINT #2, " g"
650 PRINT #2, : PRINT #2,

```

```

660 PRINT #2, "ANGULO TALUD      ANGULO IRREG I      PESO W (TM/m)
FACTOR DE SEGURIDAD"
670 PRINT #2, : PRINT #2,
680 FOR I = 1 TO NTAL
690 FSEG(I) = TTOTAL(I) / T(I)
700 W(I) = W(I) / (PIE * 1.1)
710 PRINT #2, USING "      ##.##"; BETA(I); : PRINT #2, USING "
      ##.##"; IRR; PRINT #2, USING "      #####.##"; W(I);
PRINT #2, USING "      ##.##"; FSEG(I)
720 PRINT #2,
730 NEXT I
740 CLOSE #2
750 END
760 FOR I = 1 TO NTAL
770 HMAX(I) = FA * BASA(I) * SIN(DIPAP) * COS(90 * RAD - TETA) /
SIN(180 * RAD - DIPAP - TETA)
780 UMAX(I) = 62.4 * HMAX(I) / 2000
790 UMED(I) = UMAX(I) / 2
800 U(I) = UMED(I) * LPLAN * FA
810 NEXT I
820 RETURN
830 FOR I = 1 TO NTAL
840 TROR(I) = (N(I) - U(I)) * TAN((ANROTA + IRR) * RAD) * PORRO
850 TCROR(I) = COROT * PORRO * LPLAN * 144 / 2000
860 TINT(I) = (N(I) - U(I)) * TAN(ANINT * RAD) * PORIN
870 TCINT(I) = COINT * PORIN * LPLAN * (144 / 2000) / FACESP
880 TTOTAL(I) = TROR(I) + TCROR(I) + TINT(I) + TCINT(I)
890 NEXT I
900 RETURN

```

## F. LISTADO DEL PROGRAMA CUNA.BAS

```

10 KEY OFF
20 DIM TETA(2), INTA(2), EMIN(2), AZ(2), COROT(2), FACESP(2),
ANROTA(2), A(2), PORIN(2), PORRO(2), TINT(30, 2), REA(30, 2),
TCINT(30, 2), GAMA(2), TOR(30, 2), TCROR(30, 2), DIV(2)
30 DIM ANINT(2), COINT(2), IRR(2), ALFA(2), LMAX(2), BETA(30),
BASA(30), W(30), T(30), N(30), FSEG(30), TTOTAL(30), U(30, 2),
HMAX(30, 2), DIPAP(2), UMAX(30, 2), UMED(30, 2)
40 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "EXISTEN INSTALACIONES ENCIMA DEL
TALUD? SI =1 NO =2"; IP
50 IF IP = 2 THEN P = 0 ELSE CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "PESO DE
LAS INSTALACIONES (TM/m DE PARED)"; P
60 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "TALUD SATURADO =1 TALUD SECO =2";
ISO
70 IF ISO = 1 THEN CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ALTURA DEL NIVEL
FREATICO (m)"; F
80 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ALTURA DE LA SECCION PLANEADA (m)";
H
90 IF ISO = 1 THEN FA = F / H
100 CLS LOCATE 15, 10: INPUT "FACTOR SISMICO ( 0 A 0.2g )"; FS
110 CLS LOCATE 15, 10: INPUT "DENSIDAD DE LA ROCA (gr/cc**3)";
DEN
120 CLS LOCATE 15, 10: INPUT "CUANTOS TALUDES DESEA ANALIZAR?";
NTAL
130 FOR I = 1 TO NTAL
140 CLS LOCATE 15, 10: PRINT "ANGULO DEL TALUD PLANEADO " I;
INPUT BETA(I)
150 NEXT I
160 FOR I = 1 TO 2
170 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "AZIMUTH DE LA FAMILIA DE FRACTURAS
QUE FORMAN EL PLANO"; I; : INPUT AZ(I)
180 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "BUZAMIENTO DE LA FAMILIA DE
FRACTURAS QUE FORMAN EL PLANO"; I; : INPUT TETA(I)
190 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "EXISTE ROCA INTACTA EN EL PLANO "
I; " ? SI=1 NO=2": INPUT INTA(I)
200 IF INTA(I) = 2 THEN EMIN(I) = 0: LMAX(I) = 1: GOTO 230
210 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "LONGITUD MAXIMA DE LAS FRACTURAS
DEL TIPO "; I; " (m)": INPUT LMAX(I)
220 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "ESPACIAMIENTO MINIMO DE LAS
FRACTURAS DEL TIPO "; I; " (m)": INPUT EMIN(I)
230 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "ANGULO DE ROZAMIENTO DE LA ROCA
ROTA DEL TIPO "; I; : INPUT ANROTA(I)
240 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "COHESION DE LA ROCA ROTA (PSI) DEL
TIPO "; I; : INPUT COROT(I)
250 IF EMIN(I) = 0 THEN FACESP(I) = 1: GOTO 290
260 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "ANGULO DE ROZAMIENTO DE LA ROCA
INTACTA DEL TIPO"; I; : INPUT ANINT(I)

```

```

270 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "COHESION DE LA ROCA INTACTA (PSI)
DEL TIPO"; I; : INPUT COINT(I)
280 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "FACTOR DE CONVERSION POR TAMANO DE
ESPECIMEN"; I; : INPUT FACESP(I)
290 CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "ANGULO DE IRREGULARIDAD DE LA
FAMILIA"; I; : INPUT IRR(I)
300 IF ISO = 1 THEN CLS : LOCATE 15, 10: PRINT "BUZAMIENTO APARENTE
DE LAS FRACTURAS POR DONDE CORRERA EL AGUA CON RESPECTO A LA
FAMILIA"; I; : INPUT DIPAP(I)
310 NEXT I
320 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "AZIMUT (BEARING) DE LA LINEA DE
INTERSECCION DE LOS DOS PLANOS"; BEAR
330 CLS LOCATE 15, 10: INPUT "BUZAMIENTO DE LA LINEA DE
INTERSECCION DE LOS DOS PLANOS"; PLUN
340 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "ANGULO DIEDRO ENTRE LOS DOS
PLANOS"; DIED
350 CLS : LOCATE 15, 10: INPUT "Tipee el FILE de salida y
extension"; M$
360 OPEN M$ FOR OUTPUT AS #2
370 RAD = 3.141593 / 180
380 PIE = .3048
390 PLUN = PLUN * RAD
400 DIED = DIED * RAD
410 FOR I = 1 TO 2
420 TETA(I) = TETA(I) * RAD
430 AZ(I) = AZ(I) * RAD
440 ANROTA(I) = ANROTA(I) * RAD
450 ANINT(I) = ANINT(I) * RAD
460 IRR(I) = IRR(I) * RAD
470 DIPAP(I) = DIPAP(I) * RAD
480 NEXT I
490 H = H / PIE
500 LPLAN = H / SIN(PLUN)
510 FOR I = 1 TO NTAL
520 BASA(I) = H * (1 / TAN(PLUN) - 1 / TAN(BETA(I) * RAD))
530 W(I) = BASA(I) * (H / 2) * (DEN * 62.4 / 2000)
540 T(I) = (W(I) + P * .3354) * (SIN(PLUN) + FS * COS(PLUN))
550 N(I) = (W(I) + P * .3354) * (COS(PLUN) - FS * SIN(PLUN))
560 NEXT I
570 FOR K = 1 TO 2
580 DIV(K) = LMAX(K) + EMIN(K)
590 PORIN(K) = EMIN(K) / DIV(K)
600 PORRO(K) = LMAX(K) / DIV(K)
610 GAMA(K) = ABS(AZ(K) - BEAR * RAD)
620 ALFA(K) = ABS(ATN(COS(PLUN) * COS(GAMA(K)) * TAN(TETA(K))))
630 NEXT K
640 FOR I = 1 TO NTAL
650 REA(I, 1) = (W(I) + P * .3354) * (COS(PLUN) - FS * SIN(PLUN))
/ (SIN(ALFA(1)) / TAN(ALFA(2)) + COS(ALFA(1)))
660 REA(I, 2) = REA(I, 1) * SIN(ALFA(1)) / SIN(ALFA(2))
670 TTOTAL(I) = 0

```

```

680 NEXT I
690 A(1) = SIN(ALFA(2)) / SIN(DIED)
700 A(2) = SIN(ALFA(1)) / SIN(DIED)
710 IF ISO = 1 THEN GOSUB 970: GOSUB 1060
720 IF ISO = 2 THEN GOSUB 1060
730 CLS
740 IF ISO = 1 THEN PRINT #2, : PRINT #2, : PRINT #2, "ANALISIS DE
ESTABILIDAD DE UN TALUD SATURADO POR FALLA EN CUNA"
750 IF ISO = 1 THEN PRINT #2, : PRINT #2, : PRINT #2, "ALTURA DEL
NIVEL FREATICO ES:"; : PRINT #2, USING " #####.#"; F; : PRINT #2,
" (Metros)"
760 IF ISO = 2 THEN PRINT #2, "ANALISIS DE ESTABILIDAD DE UN TALUD
SECO POR FALLA EN CUNA"
770 PRINT #2, : PRINT #2, : PRINT #2, "LA DENSIDAD DE LA ROCA ES:";
: PRINT #2, USING " ##.##"; DEN; : PRINT #2, " (gr/c c)"
780 PRINT #2, : PRINT #2,
790 H = H * PIE
800 PRINT #2, "LA ALTURA DEL TALUD PLANEADO ES:"; : PRINT #2, USING
"#####.#"; H; : PRINT #2, " (metros)"
810 PRINT #2, : PRINT #2,
820 IF IP = 1 THEN PRINT #2, "EL PESO DE LAS INSTALACIONES ENCIMA
DEL TALUD ES:"; : PRINT #2, USING " #####.#"; P; : PRINT #2, "
(TM/m DE PARED)"
830 PRINT #2, : PRINT #2,
840 PRINT #2, "EL FACTOR SISMICO ES: "; : PRINT #2, USING " #.##";
FS; : PRINT #2, " g"
850 PRINT #2, : PRINT #2,
860 PRINT #2, "ANGULO TALUD      ANGULO DIEDRO      PLUNGE      PESO W(TM/m)
FACTOR SEGURID"
870 DIED = DIED / RAD
880 PLUN = PLUN / RAD
890 FOR I = 1 TO NTAL
900 FSEG(I) = TTOTAL(I) / T(I)
910 W(I) = W(I) / (PIE * 1.1)
920 PRINT #2, : PRINT #2,
930 PRINT #2, USING "      ##.#"; BETA(I); : PRINT #2, USING "
#####.#"; DIED; : PRINT #2, USING "      ##.##"; PLUN; : PRINT
#2, USING "      #####.#"; W(I); : PRINT #2, USING "      ##.##";
FSEG(I)
940 NEXT I
950 CLOSE 2
960 END
970 FOR J = 1 TO NTAL
980 FOR I = 1 TO 2
990 HMAX(J, I) = FA * BASA(J) * SIN(DIPAP(I)) * COS(90 * RAD -
TETA(I)) / SIN(180 - DIPAP(I) - TETA(I))
1000 UMAX(J, I) = 62.4 * HMAX(J, I) / 2000
1010 UMED(J, I) = UMAX(J, I) / 2
1020 U(J, I) = UMED(J, I) * LPLAN * FA
1030 NEXT I
1040 NEXT J
1050 RETURN

```

```
1060 FOR J = 1 TO NTAL
1070 FOR I = 1 TO 2
1080 TOR(J, I) = (REA(J, I) - U(J, I)) * PORRO(I) * TAN((ANROTA(I))
+ IRR(I))
1090 TCROR(J, I) = COROT(I) * PORRO(I) * LPLAN * A(I) * 144 / 2000
1100 TINT(J, I) = (REA(J, I) - U(J, I)) * TAN(ANINT(I)) * PORIN(I)
1110 TCINT(J, I) = COINT(I) * LPLAN * PORIN(I) * A(I) * (144 /
2000) / FACESP(I)
1120 TTOTAL(J) = TTOTAL(J) + TOR(J, I) + TCROR(J, I) + TINT(J, I)
+ TCINT(J, I)
1130 NEXT I
1140 NEXT J
1150 RETURN
```